

Les Annales des Mines sont publiées sous les auspices de l'Administration des Ponts et Chaussées et des Mines, et sous la direction de la Commission des Mines par le Rédacteur des Travaux Miniers. Cette Commission est composée, ainsi qu'il est dit dans l'article 10 de la loi du 17 mai 1809, du directeur de l'École des Mines, du chef de la division des Mines, et d'un ingénieur, adjoint au directeur, remplissant les fonctions de secrétaire.

M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission.

M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission. M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission.

M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission. M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission.

M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission. M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission.

M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission. M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission.

M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission. M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission.

M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission. M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission.

M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission. M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission.

M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission. M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission.

M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission. M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission.

M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission. M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission.

M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission. M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission.

M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission. M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission.

M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission. M. M. LAFITE, Directeur de l'École des Mines, Président de la Commission.

ANNALES

DES MINES.

COMMISSION DES ANNALES DES MINES.

LES ANNALES DES MINES sont publiées sous les auspices de l'administration générale des Ponts et Chaussées et des Mines, et sous la direction d'une commission spéciale formée par le Ministre des Travaux Publics. Cette commission est composée, ainsi qu'il suit, des membres du conseil général des mines, du directeur et des professeurs de l'École des mines, du chef de la division des mines, et d'un ingénieur, adjoint au membre remplissant les fonctions de secrétaire :

MM.

CORDIER, insp. gén., membre de l'Acad. des Sciences, profess. de géologie au Muséum d'hist. naturelle, *président*.

DUFRENOY, insp. gén., directeur de l'École des mines, membre de l'Acad. des Sciences, profess. de minéralogie au Muséum d'histoire naturelle.

ÉLIE DE BEAUMONT, sénateur, insp. général, membre de l'Acad. des Sciences, professeur de géologie au Collège de France et à l'École des mines.

THIRRIA, inspecteur général.

COMBES, inspecteur général, membre de l'Académie des Sciences, profess. d'exploitation des mines.

JUNCKER, inspecteur général.

LEVALLOIS, inspecteur général.

MM.

MARROT, inspecteur général.

LE PLAY, ingénieur en chef, professeur de métallurgie.

DE BOUREUILLE, ingénieur en chef, chef de la division des mines.

DE SÉNARMONT, ingénieur en chef, membre de l'Académie des Sciences, professeur de minéralogie.

DE VILLENEUVE, ingén., professeur de législation des mines.

PIÉRARD, ingénieur en chef, secrétaire du conseil général.

RIVOT, ingén., prof. de docimasie.

DE CHEPPE, ancien chef de la division des mines.

COUCHE, ingénieur, professeur de chemins de fer et de construction, *secrétaire de la commission*.

DELESSE, ingén., secrétaire adjoint.

L'administration a réservé un certain nombre d'exemplaires des ANNALES DES MINES pour être envoyés, soit à titre de don aux principaux établissements nationaux et étrangers, consacrés aux sciences et à l'art des mines, soit à titre d'échange aux rédacteurs des ouvrages périodiques français et étrangers, relatifs aux sciences et aux arts. — Les lettres et documents concernant les ANNALES DES MINES doivent être adressés, *sous le couvert de M. le Ministre des Travaux Publics, à M. le secrétaire de la commission des ANNALES DES MINES, rue du Dragon, n° 30, à Paris.*

Avis de l'Éditeur.

Les auteurs reçoivent *gratis* 15 exemplaires de leurs articles. Ils peuvent faire faire des tirages à part à raison de 9 fr. par feuille jusqu'à 50, 10 fr. de 50 à 100, et 5 fr. pour chaque centaine ou fraction de centaine à partir de la seconde. Le tirage à part des planches est payé sur mémoire, au prix de revient.

La publication des ANNALES DES MINES a lieu par cahiers ou livraisons qui paraissent tous les deux mois. — Les six livraisons annuelles forment trois volumes, dont un consacré aux actes administratifs et à la jurisprudence. — Les deux volumes consacrés aux matières scientifiques et techniques contiennent de 70 à 80 feuilles d'impression, et de 18 à 24 planches gravées. — Le prix de la souscription est de 20 fr. par an pour Paris, de 24 fr. pour les départements, et de 28 fr. pour l'étranger.

PARIS. — IMPRIMÉ PAR E. THUNOT ET C^e, RUE RACINE, 26.

ANNALES DES MINES

OU

RECUEIL

DE MÉMOIRES SUR L'EXPLOITATION DES MINES

ET SUR LES SCIENCES ET LES ARTS QUI S'Y RAPPORTENT ;

RÉDIGÉES

Par les Ingénieurs des Mines,

ET PUBLIÉES

Sous l'autorisation du ministre des Travaux publics.

CINQUIÈME SÉRIE.



TOME III.

PARIS.

CARILIAN-GOEURY ET V^o D'ALMONT,

LIBRAIRES DES CORPS IMPÉRIAUX DES PONTS ET CHAUSSÉES ET DES MINES,

Quai des Augustins, n° 49.

1853



BIBLIOGRAPHIE.

PREMIER SEMESTRE DE 1853.

FRANCE.

Notions préliminaires d'histoire naturelle, pour servir d'introduction au Cours élémentaire d'histoire naturelle; par MM. MILNE-EDWARDS, DE JUSSIEU et BEUDANT.— *Notions préliminaires de zoologie*; par M. MILNE-EDWARDS, membre de l'Institut, etc., rédigées conformément au programme des lycées (section des sciences). In-12 de 11 feuilles et demie, plus un tableau.

Travaux hydrauliques de la France et de l'étranger. De la pouzzolane de Naples; par P. BROCCIERI. In-8 d'une feuille.

Coup d'œil sur la constitution géologique de plusieurs provinces de l'Espagne; par MM. VERNEUIL et COLLOMB; suivi d'une description de quelques ossements fossiles du terrain miocène; par M. Paul GERVAIS. In-4 de 14 feuilles, plus 5 planches.

Cours élémentaire d'astronomie concordant avec les articles du programme officiel pour l'enseignement de la cosmographie dans les lycées; par M. Ch. DELAUNAY, ingénieur des mines, etc., 1^{re} part. In-12 de 12 feuilles un sixième.

Description des animaux fossiles du groupe nummulitique de l'Inde, précédée d'un résumé géologique et d'une monographie des nummulites; par le vicomte d'ARCHIAC et Jules HAIME. In-4 de 29 feuilles, plus 15 planches.

Principes d'agriculture à l'usage des établissements d'instruction agricole et des cultivateurs; par Victor RENDU, inspecteur général de l'agriculture. In-12 de 15 feuilles.

- Machine à vapeur marine* (de la). Leçons de mécanique pratique, à l'usage des mécaniciens; par L. CONORE, contre-maître mécanicien au port de Brest. In-8 de 24 feuilles un quart, plus 12 planches.
- Principe général de la philosophie naturelle* (du); par F. DE BOUCHEPORN. In-8 de 29 feuilles et demie. Chez Carilian-Gœury.
- Géométrie des arts*, suivie de notions élémentaires de perspective et de 63 figures; par A. PEQUÉGNOT. In-8 de 3 feuilles, plus 16 planches.
- Lettres sur les crocodiles vivants et fossiles*. Lettre adressée à M. Eudes-Deslongchamps, par M. DE BLAINVILLE. — Réponse à la lettre précédente par M. EUDES-DESLONGCHAMPS. In-4 de 5 feuilles.
- Manuel de télégraphie électrique*, à l'usage des employés des chemins de fer par L. BREGUET, horloger, etc. 2^e édit., revue, augmentée et accompagnée de gravures dans le texte. In-12 de 4 feuilles et demie, plus 3 planches. Chez Carilian-Gœury.
- Aperçu de la constitution géologique* du département du Calvados; par M. HARLÉ. Brochure in-12.
- Application de l'électricité à la mesure de la vitesse des projectiles*; par NARVAEZ. In-8 de 12 feuilles un quart, plus 2 planches.
- Essai d'un répertoire paléontologique* du département de la Sarthe, dressé suivant l'ordre de superposition des terrains, ou liste des fossiles observés jusqu'ici dans cette localité; par M. Édouard GUÉRANGER. In-8 de 2 feuilles trois quarts.
- Notices sur le générateur inexplosible* à vaporisation instantanée de Julien BELLEVILLE, de Nancy. In-8 de trois quarts de feuille, plus 4 planches.
- Notice sur les eaux minérales d'Orezza* (Corse). In-8 d'une demi-feuille.
- Traité d'arpentage pratique à la boussole*, renfermant les méthodes à employer tant sur le terrain que dans le cabinet pour l'élevation des surfaces, et comprenant la trigonométrie et la triangulation; terminé par un traité de nivellements; par V. GENGE, aux forges de Belfort (Haut-Rhin). In-8 de 12 feuilles, plus 9 planches. Chez Carilian-Gœury.

- Nouveau manuel de photographie sur collodion*; par RICHEBOURG. In-8 d'une feuille.
- Notice sur LE CHAPTAL, navire à hélice*, construit par M. CAVÉ; par M. Jules GAUDRY. In-4 d'une feuille, plus 5 planches.
- Nouvelles expériences sur la vision*, suivies d'un essai de discussion basé sur les principes de l'optique; par J.-P. DEPIGNY. In-8 de 4 feuilles, plus une planche.
- Table* indiquant la longueur que doit avoir un pendule simple, dans le vide, à la température de la glace fondante, à la latitude et à la hauteur de l'Observatoire de Paris, pour faire en une heure un nombre d'oscillations donné, ayant pris pour base la longueur du pendule à secondes, fixée par Borda; par M. DESTIGNY. In-4 de 4 feuilles et demie.
- Portes d'or* (les), ou Considérations historiques, politiques et commerciales sur le passé, le présent et l'avenir de la Californie; par Anatole CHATELAIN, ancien délégué du ministère de l'intérieur, de l'agriculture et du commerce, dans les deux Amériques. In-8 d'une feuille.
- Notice sur l'emploi de la tôle, du fer forgé et de la fonte dans les ponts* (système de MM. CADIAT et OUDRY). In-8 de 2 feuilles et demie. Chez Carilian-Gœury.
- Engrais (l') humain*. Histoire des applications de ce produit à l'agriculture, aux arts industriels, avec description des plus anciens procédés de vidanges et des nouvelles réformes, dans l'intérêt de l'hygiène; par Maxime Paulet. In-8 de 27 feuilles un quart.
- Études sur les engrais de mer* des côtes de la basse Normandie (Manche et Calvados); par J.-J. PIERRE. In-8 de 7 feuilles et demie, plus 2 planches.
- Géométrie théorique et pratique*, avec de nombreuses applications au dessin linéaire, à l'architecture, à l'arpentage, au lever des plans, à la gnomonique, aux ombres, etc., et les premiers éléments de la géométrie descriptive; par Hippolyte SONNET, 4^e édition. Texte in-8 de 25 feuilles un quart; planches. In-8 d'un quart de feuille et 96 pages de figures.
- Arithmétique théorique*; par M. SAIGEX. In-8 de 5 feuilles.

Essai sur les conséquences éventuelles de la découverte des gîtes aurifères en Californie et en Australie; par M. L. DE TEGOBORSKI. In-8 de 13 feuilles.

Législation des mines. Thèse pour le doctorat; par Albert LE GUAY. In-8 de 16 feuilles un quart.

Études chimiques et physiologiques sur les vers à soie; par M. Eug. PELIGOT. In-8 de 2 feuilles trois quarts.

Lettre sur le drainage. In-4 d'une feuille et demie.

Notice sur le drainage ou l'assèchement des terres; par M. GRANDJEAN. In-8 d'une feuille trois quarts.

Montres marines (des) au point de vue de la navigation. Étude sur leurs variations; par M. LESQUEN DE LA MÉNARDAIS. In-8 de 2 feuilles et demie.

Notice concernant les moyens d'améliorer la situation des habitants de l'île de Corse, et de rendre la possession de ce département plus avantageuse à la France; par M. ARNOLLET. In-8 d'une demi-feuille.

Traité de Paléontologie, ou Histoire naturelle des animaux fossiles considérés dans leurs rapports zoologiques et géologiques; par F.-J. PICTET. 2^e *édit.*., revue, corrigée, considérablement augmentée. Tome I, 1^{re} livr. In-8 de 36 feuilles et demie, plus la 1^{re} livraison de l'Atlas, in-4 de 2 feuilles et 28 planches.

Vade-mecum du piqueur des ponts et chaussées, du canal du Midi et des chemins de fer; par M. Arthur DE GEOFFROY. In-8 de 22 feuilles, plus 25 planches. *Chez Carilian-Gœury.*

Guano du Pérou (du), son histoire, ses qualités fertilisantes, son meilleur mode d'application au sol; par J.-C. NESBIT, f. g. s., f. c. s. 14^e *édition*, traduite par P. DE LAGARDE-MONTLEZUN. In-8 de 3 feuilles.

Emploi (de l') de la vapeur pour éteindre les incendies. Historique de la question; par le docteur DUJARDIN (de Lille). In-8 de trois quart de feuille.

Traité élémentaire de physique expérimentale et appliquée, illustré de 120 gravures sur bois intercalées dans le texte; par M. A. GANOT. 2^e *édition*, revue et augmentée. In-18 de 9 feuilles un sixième. *Chez Carilian-Gœury.*

Traité de télégraphie électrique; par M. MOIGNO. 2^e *édition*. 1 vol. in-8^o avec atlas in-folio.

Nouvelles lettres sur la chimie; par M. LIEBIG. Édition française publiée par M. C. GERHARDT. Paris, 1 vol. in-12.

Mémoire sur la substitution des électro-moteurs aux machines à vapeur; par M. E. LIAIS. Brochure in-8.

Usage du cercle méridien portatif pour la détermination des positions géographiques; par M. LAUGIER. In-4.

ANGLETERRE.

- HUNT. *Manual...* Manuel de photographie (*Encyclopædia Metropolitana*).
- ROBERT SCOTT BURN. *Mechanics and mechanism...* Mécanique avec exemples élémentaires à l'usage des écoles, des étudiants et des artisans. In-8 de 121 p., cart.
- STIRLING. *The Australian...* La découverte de l'or en Australie et en Californie; ses conséquences probables. Suivie de lettres. In-8 de 270 p., cart.
- WOOD. *The Elements...* Éléments d'algèbre à l'usage des élèves de l'Université. 14^e édition revue et corrigée avec soin par Th. LUND.
- GOLD-VALUER. *The Victoria Gold-Valuer's Ready Reckoner and Assayer's Chemical Guide*: being a Manual of the ordinary as well as the Scientific Modes of conducting assays; with Tables for ascertaining the Carat value of Gold and its Sterling value. The Chemical instructions by J.-C. SCOFFERN, M. B.; the Calculations prepared by W. M. HIGGINS, F. G. S. In-12, cart.
- ZOOLOGICAL SOCIETY. *The Proceedings...* Procès-verbaux de la Société géologique de Londres. 2^e part., avril à juin; 3^e part., juillet à novembre 1850.
- BREWSTER. *A Treatise...* Traité d'optique; nouvelle édition. In-8 de 540 p., cart.
- DE LA BECHE. *The Geological Observer...* L'Observateur géologique; 2^e édition. In-8 de 768 p., cart.
- HIND. *The Comets...* Traité descriptif des comètes avec un court résumé des nombreuses découvertes faites dans ces derniers temps, et des Tables de toutes les comètes dont la marche a été calculée.
- LANG. *An Historical and Statistical...* Histoire et statistique de la Nouvelle-Galles du Sud, comprenant une visite à la région des mines et une description des mines; ainsi qu'un aperçu sur les résultats de cette découverte.
- NYSTROM. *A Treatise on Screw Propellers and their Steam-*

- Engines...* Traité du propulseur à hélice appliqué à la navigation à vapeur, contenant des règles pratiques et des exemples permettant de le construire pour différents vaisseaux. Philadelphie. 244 p., cart.
- OWEN. *Report of a Geological Survey...* Rapport sur la géologie du Wisconsin, de Iowa et Minnesota. Philadelphie.
- PHEAR. *Elementary Hydrostatics...* Hydrostatique élémentaire avec de nombreux exercices.
- PLAYFAIR. *Industrial Instruction on the Continent...* De l'instruction industrielle sur le continent; Leçon d'inauguration faite en 1852-53 au Museum de géologie pratique.
- FEILITZSCH. *Optische...* Recherches optiques faites à l'occasion de l'éclipse totale de soleil du 28 juillet 1851. Greifswald, 1852. In-8.
- WHEATSTONE. *Contribution to the...* Essai pour servir à la physiologie de la vision. En 2 parties, in-8 et in-4.

ALLEMAGNE.

TH. GUMBEL. *Die fünf...* Recherches pour ramener à un même type les différentes formes cristallines. Landau, 1852. In-4.

W. HÄIDINGER. *Über der...* Sur les couleurs transmises, émises ou réfléchies par certains corps. Brochure in-8.

—*Note ueber...* Note sur la direction des vibrations de l'éther dans la lumière polarisée rectilignement. Brochure in-8.

L. SCHÖNE. *Der praktische...* Mécanique pratique, recueil de tables, etc. Mayence. 1 vol. in-8.

ANNALES DES MINES.

THÉORIE DE LA COULISSE

SERVANT A PRODUIRE LA DÉTENTE VARIABLE

DANS LES MACHINES A VAPEUR,

Et particulièrement dans les machines locomotives.

Par M. PHILLIPS, ingénieur des mines.



La coulisse dite de Stephenson est un appareil d'un emploi maintenant presque universel dans les machines locomotives pour produire la détente variable de la vapeur, et qui est d'un usage fréquent dans le même but, soit dans les machines de bateaux, soit dans les machines fixes. On connaît depuis longtemps les formules trigonométriques très-simples et faciles à appliquer, qui servent à établir pour la détente fixe les relations, à un instant quelconque, entre la position du tiroir et celle du piston. Il n'en est pas de même pour la théorie qui correspond au cas de la détente variable produite par la coulisse de Stephenson. Quand on cherche à établir cette théorie directement et par les moyens ordinaires, on se trouve conduit à des difficultés de calcul absolument inextricables, c'est-à-dire à la résolution simple de huit ou dix équations du second

degré avec un pareil nombre d'inconnues. C'est ce qui fait que, jusqu'à présent, on ne l'avait pas établie et on en était réduit, pour se rendre compte d'une distribution ou pour la déterminer, à une série de tâtonnements longs et sans direction à l'aide d'appareils en bois ou en fer servant à faire connaître les marches relatives du tiroir et du piston. J'ai été assez heureux, par des considérations nouvelles et par l'emploi des centres instantanés de rotation, pour parvenir à établir cette théorie rigoureusement et simplement. Je vais maintenant entrer dans les développements.

Soient OH et OV (Pl. I, fig. 1) l'horizontale et la verticale passant par le centre O de l'essieu moteur; CSC₁, la coulisse à une époque quelconque de son mouvement; S, le point d'attache de celle-ci avec la bielle de suspension BS et DC et D₁C₁, les barres d'excentrique dans la position correspondante. Dans l'instant infiniment petit qui succède au moment actuel, la coulisse va effectuer un petit mouvement de rotation autour d'un certain point qu'il s'agit de chercher. Or, d'abord ce centre instantané de rotation se trouve sur la bielle de suspension BS, car le point S va décrire un petit arc de cercle normal à BS. Ainsi ce centre est un certain point I, de BS, qui reste à trouver. A cet effet appelons $d\alpha$ l'angle infiniment petit dont va tourner la coulisse, $d\alpha$ étant positif quand sa rotation a lieu dans le sens indiqué par les flèches sur la figure, et négatif dans le sens inverse. Soient CI = ρ ; CK = ρ' et KD = ρ'' , CK étant le prolongement de CI, et KD le prolongement du rayon d'excentricité OD. Supposons qu'on prolonge de même IC₁ et le rayon d'excentricité OD₁ jusqu'à leur rencontre K₁ et soient de même C₁I = ρ_1 ; C₁K₁ = ρ'_1 et K₁D₁ = ρ''_1 . Il est clair que K est le centre instantané de rotation de la barre d'ex-

trique DC, car le point C décrit un petit arc de cercle normal à IK et le point D un petit arc de cercle normal à OK; pour une raison semblable, le point K₁ est le centre instantané de rotation de la barre d'excentrique D₁C₁. Cela posé, le point C décrit un petit arc égal à $\rho d\alpha$. Donc la barre d'excentrique DC tourne autour du point K d'un angle infiniment petit égal à $\frac{\rho d\alpha}{\rho'}$ et le point

D décrit un petit arc de cercle égal à $\frac{\rho\rho''}{\rho'} d\alpha$. On voit de même que le point D₁ décrit un petit arc de cercle égal à $\frac{\rho_1\rho''_1}{\rho'_1} d\alpha$. Or les espaces absolus décrits par les points D et D₁ doivent être entre eux comme les rayons d'excentricité OD et OD₁. Donc on doit avoir

$$\frac{\rho\rho''}{\rho'} d\alpha : \frac{\rho_1\rho''_1}{\rho'_1} d\alpha :: OD : OD_1,$$

ou

$$\frac{\rho\rho''}{\rho'} : \frac{\rho_1\rho''_1}{\rho'_1} :: OD : OD_1.$$

Or menons par le point I une parallèle IE à OD et terminée à DC ou à son prolongement et, par le même point I, une parallèle IE₁ à OD₁ jusqu'à D₁C₁, ou son prolongement. Les triangles CIE et DCK sont semblables et donnent, par la comparaison des côtés homologues,

$$IE : \rho :: \rho'' : \rho';$$

donc

$$IE = \frac{\rho\rho''}{\rho'}.$$

De même, la comparaison des triangles semblables C₁IE₁ et C₁D₁K₁ donne

$$IE_1 : \rho_1 :: \rho''_1 : \rho'_1;$$

donc

$$IE_1 = \frac{\rho_1\rho''_1}{\rho'_1}.$$

Substituant dans la proportion

$$\frac{\rho\rho''}{\rho'} : \frac{\rho_1\rho_1''}{\rho_1'} :: OD : OD_1,$$

on a

$$IE : IE_1 :: OD : OD_1.$$

Telle est la condition à laquelle doit satisfaire le point cherché I. Il résulte de là que, pour déterminer ce point I, il suffit de prolonger les deux barres d'excentrique jusqu'à leur rencontre A et de joindre AO; l'intersection I de AO avec la bielle de suspension BS sera le point cherché. En effet, supposons le point I déterminé de cette manière et menons par le point I deux droites IE et IE₁, respectivement parallèles à OD et OD₁. Il est clair qu'on aura

$$IE : OD :: AI : AO$$

et

$$IE_1 : OD_1 :: AI : AO;$$

donc

$$IE : IE_1 :: OD : OD_1.$$

Dans la pratique les deux rayons d'excentricité sont égaux. Il en résulte qu'on doit avoir aussi :

$$IE = IE_1.$$

On a vu plus haut que le point D décrit un petit arc égal à $\frac{\rho\rho''}{\rho'} d\alpha$. Or $\frac{\rho\rho''}{\rho'} = IE$. Donc le petit arc décrit par le point D est égal à $IE d\alpha = h d\alpha$; en posant $IE = h$.

Appelons ω l'angle décrit par les rayons d'excentricité, ou par l'essieu moteur, cet angle étant positif quand la rotation s'effectue dans le sens indiqué par les flèches sur la figure, et négatif dans le sens inverse; et soit $d\omega$ l'angle infiniment petit dont tourne cet essieu pendant que la coulisse tourne de l'angle $d\alpha$. Si r est le rayon d'excentricité, $rd\omega$ sera l'arc infiniment petit décrit par le point D, et on aura, d'après ce qui précède :

$$rd\omega = h d\alpha,$$

ou

$$(1) \quad d\alpha = \frac{r}{h} d\omega.$$

Il résulte des considérations qui viennent d'être exposées, un moyen assez simple, les éléments d'une distribution étant donnés, de faire l'épure qui permettra de connaître tous les résultats de cette distribution, c'est-à-dire l'admission, la détente, l'échappement, la compression, l'avance linéaire, etc. Il suffit pour cela de faire tourner les deux rayons d'excentricité d'angles suffisamment petits à la fois, pour qu'on puisse supposer que, pour chacun de ces petits mouvements, la coulisse tourne autour d'un certain centre instantané. La position de ce centre I se déterminera chaque fois en prolongeant les barres d'excentrique jusqu'à leur rencontre A, joignant AO et cherchant l'intersection I de AO avec la bielle de suspension BS. Connaissant le centre I, on décrira de ce point comme centre deux petits arcs de cercle, l'un avec IC, et l'autre avec IC, pour rayon; puis on cherchera les intersections respectives de ces deux arcs avec deux autres décrits, avec un rayon égal à la barre d'excentrique, l'un du point D comme centre, et l'autre du point D. On pourrait ainsi faire une épure séparée pour chacun des crans de détente, mais les observations qui seront faites un peu plus loin suffiront pour faire comprendre que, très-généralement, ayant fait l'épure une fois, il suffit de mener des horizontales par les points de la coulisse qui répondent aux diverses crans de détente, pour avoir avec une exactitude bien suffisante la marche de chaque cran.

Avant d'aborder la théorie mathématique de la coulisse et d'arriver aux formules qui servent à faire connaître les positions respectives, à chaque instant et pour

chaque cran, du tiroir et du piston, je vais traiter d'abord et directement ce qui est relatif à l'avance linéaire du tiroir.

Supposons la coulisse au point mort, c'est-à-dire conduisant le tiroir par son point milieu, et la manivelle horizontale, c'est-à-dire le piston à fond de course. A ce moment, qui correspond à l'admission, on aura, suivant les cas, une certaine avance linéaire ou un certain retard du tiroir. Imaginons maintenant que, sans faire tourner l'essieu, on fasse, par la bielle de suspension, monter ou descendre la coulisse de manière à mettre successivement le tiroir en rapport avec tous les crans de la détente. Il est clair que dans ce mouvement les différents points de la coulisse doivent, autant que possible, venir passer par le même point de l'horizontale OH (*fig. 1*), afin que l'avance linéaire varie le moins possible. Or on voit que si les points D et D_1 sont immobiles, et que la coulisse descende par le mouvement seul de la bielle de suspension, le point A est le centre instantané de rotation de la coulisse, et pour que celle-ci vienne toujours rencontrer l'horizontale OH au même point M , il faudrait que la coulisse fût décrite avec un arc de cercle d'un rayon $AC = AC_1 = AM$. Cherchons donc quelle est la valeur de ce rayon, et pour cela appelons $2c$ la longueur de la coulisse, θ le complément de l'angle de calage ou de l'angle d'avance, que je supposerai commun aux deux excentriques, et d la longueur des barres d'excentrique: quand la coulisse est au point mort, et par conséquent verticale, elle est parallèle à DD_1 ; le point A est sur l'horizontale OH , et l'on a, en posant par approximation $PM = d$:

$$AM : AM - d :: CM : DP :: c : r \sin \theta,$$

ou

$$AM : d :: c : c - r \sin \theta;$$

donc

$$AM = \frac{cd}{c - r \sin \theta}.$$

Il est vrai qu'à mesure que la coulisse descend elle cesse d'être verticale, et par conséquent parallèle à DD_1 ; mais la différence est assez faible pour pouvoir être négligée ici. En effet, dans son excursion entière, la coulisse tourne d'un angle qui diffère peu de l'angle COM . Or, dans les limites de la pratique, cet angle ne dépasse pas 5 à 6°. En outre, il est vrai que le centre A se déplace aussi un peu avec la coulisse; mais l'angle AOH' ne dépasse jamais 5 à 6°, et le point A reste toujours sensiblement à la même distance de la coulisse, ce qui conduit toujours à un même rayon:

$$AM = \frac{cd}{c - r \sin \theta}.$$

Ainsi, si l'on formait la coulisse avec ce rayon de fabrication, on aurait sensiblement la même avance linéaire pour tous les crans de la détente; mais cela est impossible. En effet, supposons que l'axe moteur tourne de 180°, auquel cas le piston va être parvenu à l'autre extrémité de sa course. Dans cette nouvelle position, qui n'est pas celle répondant à la *fig. 1*, les barres d'excentrique se seront croisées, au lieu d'être droites, comme dans la *fig. 1*. Alors le centre de rotation se trouvera entre le point O et la coulisse, mais toujours dans le voisinage du point O , et, en appelant A' ce nouveau centre de rotation, on aurait comme ci-dessus:

$$A'M = \frac{cd}{c + r \sin \theta}.$$

Il faudrait ici que $A'M$ fût le rayon de fabrication de la coulisse, car, dans la nouvelle position que nous

considérons, l'admission commence sur la face opposée du piston, et il faut que l'avance linéaire soit encore sensiblement la même, pour cette position, pour tous les crans de la détente.

On se trouve ainsi conduit à deux conditions incompatibles pour le rayon de courbure de la coulisse ; mais, dans l'impossibilité de lui donner ces deux rayons de fabrication, il convient de le former d'un rayon intermédiaire. Ainsi, on pourrait prendre pour le rayon R la moyenne entre ces deux valeurs, ce qui donne :

$$R = d \times \frac{c^2}{c^2 - r^2 \sin^2 \theta}$$

On avait bien, en effet, cru reconnaître par tâtonnement que la coulisse devait être tracée avec un rayon un peu plus grand que sa distance au centre, et c'est bien ce que donne la formule ci-dessus.

Mais il est encore plus exact de prendre pour ce rayon celui qui satisfait à la condition que la variation subie par l'avance linéaire, en marchant depuis le point mort jusqu'à l'extrémité de la coulisse, soit la même pour les deux extrémités de la course du piston.

En posant

$$\frac{cd}{c - r \sin \theta} = R' \quad \text{et} \quad \frac{cd}{c + r \sin \theta} = R'',$$

on a alors, pour déterminer R , l'équation

$$\frac{c^2}{2R'} - \frac{c^2}{2R} = \frac{c^2}{2R} - \frac{c^2}{2R''},$$

d'où l'on tire, en remplaçant R' et R'' par leurs valeurs,

$$R = d.$$

On est ainsi conduit précisément à tracer la coulisse avec un rayon égal à la longueur des barres d'excentrique.

Maintenant, de l'impossibilité de donner à la coulisse le rayon exact donné par la théorie, que résultera-t-il? C'est ce que nous allons examiner.

En premier lieu, supposons, comme dans la *fig. 1*, le système de distribution à barres d'excentrique droites, auquel cas la manivelle se trouve être vers OH' ; et l'admission commence ou vient de commencer sur l'arrière du piston. Supposons qu'avec la bielle de suspension on fasse descendre la coulisse depuis le point mort jusqu'au cran de plus forte admission. Dans ce mouvement le centre instantané de rotation étant le point A , et le rayon théorique étant $AM > R$, il en résulte que le point C viendra aboutir un peu plus près du point O que le point M . De même, pour l'admission sur l'autre face du piston, auquel cas les barres se sont croisées et la manivelle est venue en OH , le rayon théorique étant $AM < R$, à cette seconde période du mouvement, le point c viendra aboutir un peu plus loin du point O que le point M . Il résulte de là que, pour l'admission sur les deux faces du piston, quand le système de la distribution est celui des barres droites, l'avance linéaire doit augmenter à mesure qu'on détend davantage.

On voit de même que l'inverse a lieu quand le système de la distribution est celui des barres croisées. Dans ce cas, l'avance linéaire diminue à mesure qu'on détend davantage.

Dans l'un et dans l'autre cas, les variations qu'éprouve l'avance linéaire pour les divers crans de détente sont très-faibles, car elles sont toujours moindres que la flèche de l'arc CMC , laquelle n'est jamais que de quelques millimètres seulement. Au reste, il serait bien facile de calculer ces variations, car elles ne sont autres, pour chaque cran, que la différence des flèches, répondant au rayon théorique et au rayon réel, pour l'arc

compris entre le point M relatif au point mort et le point de la coulisse qui se rapporte au cran de détente considéré.

Formules
qui donnent,
à une époque
quelconque
du mouvement,
et pour un cran
quelconque,
la marche
du tiroir
comparée à celle
du piston.

Pour établir les formules qui servent à comparer le mouvement du tiroir à celui du piston, il est nécessaire de connaître pour une époque quelconque, l'angle α , de la corde de la coulisse avec la verticale, lequel angle n'est autre chose que l'angle déjà mentionné dont la coulisse a tourné à partir de l'instant où elle était verticale et où l'admission commençait :

Pour déterminer l'angle α , je supposerai que la coulisse reste au point mort, et cela sera suffisamment exact, lors même qu'on aurait mis le tiroir en rapport avec un point quelconque de la coulisse, en baissant ou relevant celle-ci. En effet, comme le centre instantané de rotation de la coulisse, lorsqu'elle se meut par l'influence de la bielle de suspension, les points D et D₁ restant fixes, est à l'intersection des barres d'excentrique, c'est-à-dire près du point O, il s'ensuit que l'angle définitif dont tourne la coulisse est toujours peu différent de COM, égal dans la pratique tout au plus à 5 ou 6°. J'ajouterai à cela que, comme on le verra un peu plus loin, l'influence, de cette très-minime erreur est d'autant moindre que le tiroir est mené par un point plus voisin du point C, ce qui atténue encore la petite inexactitude que peut présenter la valeur ainsi déterminée pour l'angle α .

Une autre considération, qui sert à simplifier la question, consiste en ce que, pour une même valeur de l'angle ω , c'est-à-dire les points D et D₁ restant fixes, tant que le tiroir est mené par le même point de la coulisse, on peut absolument se dispenser d'avoir égard à la bielle de suspension et la supposer disposée comme on voudra. En effet, imaginons que l'on vienne à chan-

ger de position et de grandeur la bielle de suspension. La coulisse, pour venir prendre la position correspondante, ne pourra que tourner successivement autour des centres instantanés de rotation, tels que le point A (fig. 1). Mais alors cela ne pourra se faire qu'en faisant arriver un autre point de la coulisse sur l'horizontale OH, et par suite changeant le point par lequel est mené le tiroir, et ce point, par le fait, doit toujours rester à très-peu près le même, tant qu'on suppose la distribution produite par un même cran de la détente. Toute l'influence de la bielle de suspension se réduira à faire monter ou descendre un peu la coulisse, et celle-ci le fera toujours sensiblement parallèlement à elle-même, ce qui aura encore d'autant moins d'influence sur l'angle α .

Pour déterminer l'angle α , nous raisonnerons donc comme si la coulisse était suspendue par son point milieu M, par une bielle verticale FMF', dont le centre de rotation serait à l'infini; cela revient à supposer le point M assujéti à se mouvoir le long d'une glissière horizontale OMH.

Reprenons maintenant l'équation posée dans le commencement :

$$(1) \quad d\alpha = \frac{r}{h} d\omega.$$

Il s'agit de trouver le rapport

$$\frac{r}{h} = \frac{AO}{AI}.$$

Or au lieu du rapport $\frac{AO}{AI}$, on peut prendre le rapport des projections des mêmes lignes sur l'horizontale OH, rapport qui, avec la bielle telle que nous la supposons, est égal à

$$\frac{H'O}{H'M} = \frac{H'O}{H'O + OM}$$

Comme la distance OM varie d'une petite quantité, dans le mouvement de la coulisse, et d'une manière encore inconnue, nous prendrons par approximation, pour OM, une valeur constante égale à d qui, comme on le verra plus loin, se trouve être précisément sa valeur moyenne. Ainsi, si $OT = d$, nous prendrons pour OM la valeur constante OT. Par le point T, menons la verticale LTL' et prenons $TN = TN' = c$. Nous admettons, comme dernière simplification, que, pour déterminer le point A, au lieu de joindre DC et D,C., on joigne DN et D,N', ce qui aura très-peu d'influence, attendu que ces deux dernières droites ont toujours des directions très-voisines de DC et de D,C.

En résumant ces simplifications, nous voyons qu'il s'agit, pour obtenir le rapport $\frac{r}{h}$, de chercher le rapport $\frac{H'O}{H'O + d}$, le point H' étant la projection du point A, et ce point A lui-même étant l'intersection des deux droites DN et D,N'.

A cet effet, considérons l'horizontale et la verticale qui passent par le point O comme des axes coordonnés, et supposons qu'on compte les x positifs dans le sens OH et les y positifs dans le sens OV'.

En cherchant les équations des droites DN et D,N', on trouve, pour ces équations respectivement :

$$y + c = k(x - d)$$

et

$$y - c = k'(x - d),$$

en posant, pour abrégier,

$$\frac{-c + r \sin(\theta - \omega)}{d - r \cos(\theta - \omega)} = k \quad \text{et} \quad \frac{c - r \sin(\theta + \omega)}{d - r \cos(\theta + \omega)} = k'.$$

En retranchant, membre à membre, les équations des deux droites, on a :

$$x - d = \frac{2c}{k - k'} \quad \text{et} \quad x = \frac{d(k - k') + 2c}{k - k'}.$$

Donc

$$\frac{x}{x - d} = \frac{2c + d(k - k')}{2c} = 1 + \frac{d}{2c}(k - k').$$

Mais

$$\frac{H'O}{H'O + OT} = \frac{-x}{-x + d} = \frac{x}{x - d}$$

Donc

$$\frac{H'O}{H'O + OT} \quad \text{ou} \quad \frac{r}{h} = 1 + \frac{d}{2c}(k - k'),$$

ou enfin

$$(2) \quad \frac{dx}{d\omega} = 1 + \frac{d}{2c} \left[\frac{r \sin(\theta - \omega) - c}{d - r \cos(\theta - \omega)} + \frac{r \sin(\theta + \omega) - c}{d - r \cos(\theta + \omega)} \right].$$

Telle est l'équation qu'il s'agit d'intégrer.

Or, on voit d'abord que

$$\int \frac{r \sin(\theta - \omega)}{d - r \cos(\theta - \omega)} d\omega = -\log [d - r \cos(\theta - \omega)],$$

et que

$$\int \frac{r \sin(\theta + \omega)}{d - r \cos(\theta + \omega)} d\omega = \log [d - r \cos(\theta + \omega)].$$

Les deux ensemble font donc

$$\begin{aligned} & \log \left[\frac{d - r \cos(\theta + \omega)}{d - r \cos(\theta - \omega)} \right] = \\ & = \log \left\{ 1 + \frac{r [\cos(\theta - \omega) - \cos(\theta + \omega)]}{d - r \cos(\theta - \omega)} \right\} \end{aligned}$$

Ou, comme $\cos(\theta - \omega) - \cos(\theta + \omega) = 2 \sin \theta \sin \omega$ et que $r \cos(\theta - \omega)$ est négligeable devant d , on a :

$$\log \left(1 + \frac{2r \sin \theta \sin \omega}{d} \right).$$

En développant ce logarithme en série et remarquant que $2r \sin \theta \sin \omega$ est très-petit par rapport à d , on a :

$$\log \left(1 + \frac{2r \sin \theta \sin \omega}{d} \right) = \frac{2r \sin \theta \sin \omega}{d}$$

et

$$\begin{aligned} \frac{d}{2c} \left[\int \frac{r \sin (\theta - \omega)}{d - r \cos (\theta - \omega)} d\omega + \int \frac{r \sin (\theta + \omega)}{d - r \cos (\theta + \omega)} d\omega \right] = \\ = \frac{r}{c} \sin \theta \sin \omega. \end{aligned}$$

D'un autre côté

$$\frac{d}{2c} \times \frac{-c}{d - r \cos (\theta - \omega)} = - \frac{1}{2 - 2 \frac{r}{d} \cos (\theta - \omega)}.$$

Mais $\frac{r \cos (\theta - \omega)}{d}$ est négligeable devant l'unité. On

peut donc poser

$$\frac{d}{2c} \times \frac{-c}{d - r \cos (\theta - \omega)} = - \frac{1}{2}.$$

Pour la même raison on peut poser

$$\frac{d}{2c} \times \frac{-c}{d - r \cos (\theta + \omega)} = - \frac{1}{2}.$$

L'équation (2) devient alors

$$\frac{d\alpha}{d\omega} = 1 - \frac{1}{2} - \frac{1}{2} + \frac{d}{2c} \left[\frac{r \sin (\theta - \omega)}{d - r \cos (\theta - \omega)} + \frac{r \sin (\theta + \omega)}{d - r \cos (\theta + \omega)} \right].$$

En réduisant et intégrant comme il vient d'être dit, on a donc, en appelant C une constante :

$$\alpha = C + \frac{r}{c} \sin \theta \sin \omega.$$

Pour déterminer la constante C , il suffit d'observer que l'angle α , formé par la corde CC , de la coulisse avec la verticale est nul, quand $\omega = 0$, c'est-à-dire quand

les deux rayons d'excentricité, OD et OD , sont également inclinés de part et d'autre de la verticale, d'où résulte $C = 0$, et on a définitivement :

$$(3) \quad \alpha = \frac{r}{c} \sin \theta \sin \omega.$$

Pour obtenir l'angle α , nous avons supposé, comme sur la *fig. 1*, les barres d'excentriques droites, c'est-à-dire que l'excentrique OD de la marche en avant était relié au haut de la coulisse au point C . Si les barres d'excentriques étaient croisées, c'est-à-dire si l'excentrique de la marche en avant était relié au point C , on pourrait procéder exactement de même pour déterminer l'angle α . Mais on peut le trouver de suite en changeant c en $-c$, ce qui donne :

$$(4) \quad \alpha = - \frac{r}{c} \sin \theta \sin \omega.$$

Les formules (3) et (4) font voir que, dans tous les cas, l'angle α est nul pour $\omega = 0$ et $\omega = 180^\circ$; que cet angle atteint son maximum quand $\omega = 90^\circ$; que, pour deux valeurs de ω , différant de 180° , α a des valeurs égales et de signes contraires; que α redevient le même pour deux valeurs de ω également distantes de 90° ; que α varie, toutes choses égales d'ailleurs, proportionnellement au rayon d'excentricité et au sinus de l'angle θ et en raison inverse de la longueur de la coulisse; enfin, que cet angle est indépendant de la longueur des barres d'excentriques, pourvu que cette longueur soit assez grande.

Il s'agit maintenant de voir comment l'on pourra déterminer la marche du tiroir. Supposons donc, *fig. 2*, celui-ci mené par un point G quelconque de la coulisse et soient $CU = u$ et $OU = x$.

J'observe de suite que la verticale $CI = u \cos \alpha$. Or,

je dis que l'on peut remplacer $\cos \alpha$ par 1, car $1 - \cos \alpha$ est $< \frac{\alpha^2}{2}$ et $\frac{1}{2} \alpha^2$ est toujours négligeable, comme on peut s'en assurer. On peut donc prendre simplement u à la place de CI . Maintenant, il est facile de voir, par des projections, que

$$x = r \cos(\theta - \omega) + \sqrt{d^2 - [u - r \sin(\theta - \omega)]^2} - u \sin \alpha.$$

Or

$$\begin{aligned} \sqrt{d^2 - [u - r \sin(\theta - \omega)]^2} &= d \left\{ 1 - \frac{[u - r \sin(\theta - \omega)]^2}{d^2} \right\}^{\frac{1}{2}} = \\ &= d \left\{ 1 - \frac{[u - r \sin(\theta - \omega)]^2}{2d^2} \right\}; \end{aligned}$$

car la fraction $\frac{[u - r \sin(\theta - \omega)]^2}{d^2}$ est assez petite pour qu'on puisse négliger, dans le développement en série, son carré et ses puissances supérieures. Donc

$$\sqrt{d^2 - [u - r \sin(\theta - \omega)]^2} = d - \frac{u^2}{2d} + \frac{ur}{d} \sin(\theta - \omega),$$

en négligeant encore le terme

$$- \frac{r^2}{2d} \sin^2(\theta - \omega).$$

Il reste à former le terme $u \sin \alpha$. Mais on peut le remplacer par $u \alpha$, car

$$\alpha - \sin \alpha < \frac{1}{6} \alpha^3.$$

Donc

$$u \sin \alpha = \frac{ur}{c} \sin \theta \sin \omega,$$

en supposant que le système soit celui des barres d'excentriques droites. On a donc, dans ce cas :

$$x = r \cos(\theta - \omega) + d - \frac{u^2}{2d} + \frac{ur}{d} \sin(\theta - \omega) - \frac{ur}{c} \sin \theta \sin \omega.$$

Le rayon de fabrication de la coulisse doit, comme on l'a vu, être égal à d . Donc la flèche UG , qui est toujours très-petite, est très-sensiblement égale à $\frac{u^2}{2d}$. On a donc :

$$OG = x + \frac{u^2}{2d} = r \cos(\theta - \omega) + d + \frac{ur}{d} \sin(\theta - \omega) - \frac{ur}{c} \sin \theta \sin \omega$$

et

$$OG - d = r \cos(\theta - \omega) + \frac{ur}{d} \sin(\theta - \omega) - \frac{ur}{c} \sin \theta \sin \omega.$$

Pour deux valeurs de ω , différant entre elles de 180° , on voit que les valeurs de $OG - d$ sont égales et de signes contraires. On voit donc, comme cela a été dit précédemment, que, si l'on prend $OT = d$, le point G de la coulisse oscille symétriquement de part et d'autre du point T et que ces deux positions symétriques répondent toujours à deux angles différant entre eux de 180° . Faisons donc $OG - d = \xi$. Nous aurons

$$(5) \quad \xi = r \cos(\theta - \omega) + \frac{ur}{d} \sin(\theta - \omega) - \frac{ur}{c} \sin \theta \sin \omega,$$

formule qui donne, pour le cas des barres droites, la marche du tiroir, pour les différents crans de la marche en avant. Elle les donnera bien aussi pour les crans de la marche en arrière. Mais pour la marche en arrière, u varie depuis c jusqu'à $2c$, tandis qu'il varie seulement depuis 0 jusqu'à c pour la marche en avant. Or, il vaut mieux faire en sorte que u soit le plus petit possible, afin que dans le terme $u \sin \alpha$ ou $u \alpha = \frac{ur}{c} \sin \theta \sin \omega$, la

petite erreur que peut présenter $\sin \alpha$ ou α , soit multipliée par une plus petite quantité. Or, il est très-facile d'y parvenir. Il suffit de regarder OU (fig. 2), comme

la projection de OD_1C_1U , et l'on obtient de suite, pour les différents crans de la marche en arrière :

$$(6) \quad \xi = r \cos(\theta + \omega) + \frac{ur}{d} \sin(\theta + \omega) + \frac{ur}{c} \sin \theta \sin \omega.$$

Dans cette dernière formule, u est comptée à partir du point C_1 , au lieu de l'être à partir du point C .

On trouverait de même, lorsque le système est celui des barres croisées, pour la marche à l'avant :

$$(7) \quad \xi = r \cos(\theta - \omega) - \frac{ur}{d} \sin(\theta - \omega) - \frac{ur}{c} \sin \theta \sin \omega,$$

et, pour la marche en arrière,

$$(8) \quad \xi = r \cos(\theta + \omega) - \frac{ur}{d} \sin(\theta + \omega) + \frac{ur}{c} \sin \theta \sin \omega.$$

Maintenant, si l'on observe que, dans la marche en arrière, la rotation s'effectuant en sens inverse, ω change de signe, on voit, en changeant le signe de ω dans les deux formules (6) et (8) qu'elles se confondent, la première avec la formule (5) et la dernière avec la formule (7), de sorte qu'il n'y a, à proprement parler, que deux formules différentes; l'une, qui est (5), répondant au cas des barres d'excentriques droites, tant pour la marche en avant que pour la marche en arrière, et l'autre la formule (7), répondant également, pour la marche en avant ou en arrière, au cas des barres croisées.

Les formules (5) et (7) peuvent servir à résoudre toutes les questions que l'on a habituellement à se proposer. Elles montrent que, dans tous les cas et quel que soit le cran, la coulisse oscille de part et d'autre d'un point situé à une distance d de l'axe O et que toujours deux positions de la coulisse, à égale distance de ce point, répondent à deux angles de la manivelle, différant entre

eux de 180° . Si donc, on marquait la verticale FF' passant par le milieu de la course du tiroir, le tiroir oscillerait de part et d'autre de FF' (fig. 3) et ses positions symétriques de part et d'autre de cette droite répondraient à des angles différant entre eux de 180° .

Si donc on place le tiroir lui-même symétriquement par rapport à FF' , les lumières L et L' devront aussi être symétriques par rapport à FF' , afin que les positions symétriques du tiroir par rapport à ces deux lumières aient lieu pour des angles de la manivelle différant entre eux de 180° . Il est donc clair que quand le tiroir est dans la position de la fig. 3, il sera au milieu de ses oscillations et que le point de la coulisse, qui mène le tiroir, sera à une distance d de l'axe moteur ou qu'on aura $\xi = 0$. Il résulte de là que les valeurs de ξ , données par les formules fondamentales (5) et (7) représentent le chemin parcouru par le tiroir (*), à partir de sa position moyenne, indiquée sur la fig. 3, ξ étant positif, quand le tiroir s'est éloigné, dans le sens de la flèche et négatif, dans le cas contraire.

Il ressort encore des formules (5), (6), (7) et (8) une autre propriété très-simple et fort utile. La voici. On peut toujours mettre ces quatre formules sous la forme

$$\xi = A \cos \omega + B \sin \omega.$$

A et B représentant des coefficients qui ne varient pas avec ω , que l'on peut former très-facilement et qui varient d'une formule à l'autre.

(*) Quelquefois le tiroir, au lieu d'être mené directement par la coulisse, l'est, comme dans les machines mixtes du chemin de Lyon, construites par M. Gouin, par un levier oscillant autour d'un axe, mû lui-même par la coulisse par un autre levier. Dans ce cas, les courses du tiroir sont données par les valeurs de ξ multipliées par le rapport des deux leviers.

Si l'on voulait chercher l'angle de rotation répondant à une position donnée du tiroir, c'est-à-dire à une valeur donnée de ξ , c'est alors ω qui serait l'inconnue. Remplaçant donc :

$$\text{Cos } \omega \text{ par } \frac{1}{\sqrt{1 + \text{tg}^2 \omega}} \text{ et sin } \omega \text{ par } \frac{\text{tg } \omega}{\sqrt{1 + \text{tg}^2 \omega}},$$

dans l'équation ci-dessus, elle devient

$$(9) \quad \text{tg}^2 \omega - \frac{2AB}{\xi^2 - B^2} \text{tg } \omega + \frac{\xi^2 - A^2}{\xi^2 - B^2} = 0.$$

En appelant $\text{tg } \omega'$ et $\text{tg } \omega''$, les deux tangentes fournies par cette équation, on a :

$$(10) \quad \text{tg } \omega' = \frac{1}{\xi^2 - B^2} (AB + \xi \sqrt{A^2 + B^2 - \xi^2})$$

et

$$(11) \quad \text{tg } \omega'' = \frac{1}{\xi^2 - B^2} (AB - \xi \sqrt{A^2 + B^2 - \xi^2}).$$

Chacune de ces deux formules donne deux angles qui diffèrent entre eux de 180° et qui répondent, l'un à la position réelle du tiroir et l'autre à la position symétrique; ce qui doit être, car comme ξ n'entre dans l'équation (9) du second degré, qu'au carré, $\text{tg } \omega$ doit en résulter aussi bien pour $+\xi$ que pour $-\xi$; mais, pour une même position du tiroir, les deux angles qui y répondent sont donnés: l'un, par la valeur de $\text{tg } \omega'$, et l'autre par la valeur de $\text{tg } \omega''$. Ceci posé, on voit par l'équation (9) que

$$\text{tg } \omega' + \text{tg } \omega'' = \frac{2AB}{\xi^2 - B^2},$$

et que

$$\text{tg } \omega' \text{tg } \omega'' = \frac{\xi^2 - A^2}{\xi^2 - B^2};$$

mais

$$\text{tg } (\omega' + \omega'') = \frac{\text{tg } \omega' + \text{tg } \omega''}{1 - \text{tg } \omega' \text{tg } \omega''}.$$

Donc

$$(12) \quad \text{tg } (\omega' + \omega'') = \frac{2AB}{A^2 - B^2}.$$

On voit que $\text{tg } (\omega' + \omega'')$ et par suite la somme $\omega' + \omega''$, est indépendante de ξ , c'est-à-dire de la position particulière du tiroir. Il résulte de là ce fait important que la somme des angles de rotation qui répondent à une même position du tiroir, lorsque celui-ci y passe d'abord, puis qu'il y revient, est constante et double par conséquent de l'angle de rotation qui a lieu lorsque le tiroir arrive à l'extrémité de sa course. Appelons Ω ce dernier angle. On aura :

$$2\Omega = \omega' + \omega'',$$

ou

$$(13) \quad \Omega - \omega' = \omega'' - \Omega,$$

c'est-à-dire que l'angle de rotation, qui a lieu depuis une position du tiroir jusqu'à l'instant où il commence à rétrograder est toujours égal à l'angle de rotation, depuis l'instant où il rétrograde jusqu'à celui où il repasse par sa première position.

On peut d'ailleurs déterminer directement l'angle Ω à l'aide de l'équation :

$$\xi = A \cos \omega + B \sin \omega.$$

Il suffit de chercher le maximum de ξ , ce qui donne

$$-A \sin \Omega + B \cos \Omega = 0,$$

ou

$$(14) \quad \text{tg } \Omega = \frac{B}{A}.$$

On voit encore que

$$\text{tg } 2\Omega = \frac{2 \text{tg } \Omega}{1 - \text{tg}^2 \Omega} = \frac{2AB}{A^2 - B^2} = \text{tg } (\omega' + \omega'')$$

ou que

$$2\Omega = \omega' + \omega''.$$

Étude au moyen des formules précédentes, des circonstances de la distribution d'une machine, dont on donne les éléments, c'est-à-dire l'excentricité, l'angle de calage, etc., sans être obligé de recourir à aucune épure.

On peut maintenant résoudre avec facilité le problème suivant :

Étant donnés les éléments d'une distribution, c'est-à-dire r, θ, d, c, u pour chaque cran, e ou le recouvrement extérieur de chaque côté et i ou le recouvrement intérieur de chaque côté, chercher de quelle manière s'opérera la distribution pour les différents crans de détente.

Avance linéaire. — On peut la déterminer directement, comme cela a été exposé au commencement, en cherchant, d'un cran à l'autre, les différences des flèches dues d'une part au rayon réel de fabrication de la coulisse que je suppose donné, et d'autre part au rayon théorique déterminé comme on l'a vu au commencement. On peut aussi l'obtenir à l'aide des formules (5) et (7). Quant à l'angle de rotation qui répond, eu égard à l'avance linéaire, au commencement même de l'admission, voici la manière la plus exacte de le déterminer. L'équation :

$$\xi = A \cos \omega + B \sin \omega,$$

donne

$$\frac{d\xi}{d\omega} = -A \sin \omega + B \cos \omega,$$

ce qui, quand $\omega = 0$, c'est-à-dire quand la manivelle est horizontale, donne

$$\frac{d\xi}{d\omega} = B, \quad \text{ou} \quad d\omega = \frac{d\xi}{B}.$$

Donc, quand la manivelle est horizontale, si le tiroir avance d'une quantité très-petite $d\xi$, la manivelle tourne d'un angle très-petit égal à $\frac{d\xi}{B}$ et si le tiroir recule d'une quantité très-petite $d\xi$, la manivelle tournera d'un angle négatif $-\frac{d\xi}{B}$. Or quand $\omega = 0$, le tiroir a déjà dé-

passé le bord de la lumière d'une quantité égale à δ , en appelant δ l'avance linéaire correspondante au cran que l'on considère. Donc il faut le faire reculer d'une quantité égale à δ , pour avoir l'instant où l'admission commence; par conséquent l'angle exact de l'admission est :

$$(15) \quad \omega_0 = -\frac{\delta}{B}.$$

Admission. — Pour déterminer la durée de l'admission, on commencera par chercher l'angle Ω par la formule (14) et, d'après les principes exposés précédemment, la fin de l'admission aura lieu pour un angle :

$$(16) \quad \omega_1 = 2\Omega - \omega_0 = 2\Omega + \frac{\delta}{B}.$$

Ouverture maximum de la lumière d'admission. — Cette ouverture maximum correspondra évidemment à l'angle Ω . Appelons-la a . On aura, pour la déterminer, l'équation :

$$\xi = A \cos \Omega + B \sin \Omega.$$

Or

$$a = \xi - e.$$

Donc

$$(17) \quad a = A \cos \Omega + B \sin \Omega - e.$$

Durée de la détente. — La détente commence à l'angle ω_1 déterminé par la formule (16). Pour obtenir l'angle ω_2 qui correspond à sa fin, il faut remarquer qu'à ce moment $\xi = -i$. Il faudra donc faire $\xi = -i$ dans les formules (10) et (11), qui donneront quatre angles, dont deux plus petits et deux, plus grands que 180° . Il faudra rejeter ces deux derniers, et parmi les deux autres, prendre le plus grand des deux, car le tiroir doit passer par $\xi = +i$ avant de passer par $\xi = -i$. On connaîtra ainsi ω_2 .

Durée de l'échappement. — L'échappement commence à l'angle ω_1 . Quant à sa fin, elle est très-facile à déterminer. En effet, appelons ω_2 l'angle correspondant. On aura, pour l'obtenir, la relation connue :

$$180^\circ + \Omega - \omega_2 = \omega_1 - (180^\circ + \Omega)$$

ou

$$(18) \quad \omega_2 = 360^\circ + 2\Omega - \omega_1.$$

Durée de la compression. — La compression commence à l'angle ω_3 et elle finit à l'angle ω_4 déterminé par la formule (15).

Course du tiroir. — En l'appelant $2s$, on aura évidemment

$$(19) \quad 2s = 2A \cos \Omega + 2B \sin \Omega.$$

Tous les angles qui viennent d'être déterminés se rapportent à la distribution sur l'arrière du piston. Quant à l'avant du piston, il suffit, pour avoir les angles qui y correspondent, d'ajouter 180° à ceux qui viennent d'être obtenus.

Tous ces angles étant comptés à partir de la position où la manivelle est horizontale, il devient très-facile d'en conclure les positions correspondantes du piston. En effet, soient, *fig. 4*, la manivelle $OB = m$; la bielle $BC = b$ et l'angle de rotation $BOD = \omega$. On a

$$OC = DC - OD = \sqrt{b^2 - m^2 \sin^2 \omega} - m \cos \omega.$$

Supposons que, quand $\omega = 0$, le point C vienne en S; alors $OS = b - m$. On aura donc

$$OC - OS = \sqrt{b^2 - m^2 \sin^2 \omega} - b + m(1 - \cos \omega).$$

En appelant l la distance du piston au fond S de sa course, on a donc

$$(20) \quad l = \sqrt{b^2 - m^2 \sin^2 \omega} - b + m(1 - \cos \omega).$$

Par les moyens qui viennent d'être indiqués, on peut donc très-facilement se rendre compte, pour chaque cran de détente et pour l'arrière et l'avant du piston, de toutes les circonstances d'une distribution dont on donne les éléments, c'est-à-dire r, θ, c, e, i, d , etc.

On peut tirer des formules générales (5) et (7) quelques conséquences générales.

Ainsi on peut voir d'abord que l'angle Ω est indépendant de r , c'est-à-dire du rayon d'excentricité. Or, comme 2Ω est sensiblement l'angle de rotation de la manivelle à partir de l'horizontale répondant à la durée totale de l'admission, il en résulte qu'on peut dire d'une manière générale que la durée de l'admission est, toutes choses égales d'ailleurs, indépendante du rayon d'excentricité.

En remplaçant A et B par leurs valeurs, on a, quand le système est celui des barres d'excentriques droites,

$$\operatorname{tg} \Omega = \frac{\operatorname{tg} \theta \left(1 - \frac{u}{c}\right) - \frac{u}{d}}{1 + \frac{u}{d} \operatorname{tg} \theta},$$

pour la marche en avant, et quand le système est celui des barres croisées,

$$\operatorname{tg} \Omega = \frac{\operatorname{tg} \theta \left(1 - \frac{u}{c}\right) + \frac{u}{d}}{1 - \frac{u}{d} \operatorname{tg} \theta},$$

aussi pour la marche en avant.

La comparaison de ces deux formules montre que, toutes choses égales d'ailleurs, on a des admissions plus longues dans le système des barres croisées que dans celui des barres droites et que la différence est d'autant plus grande que l'on opère avec plus de dé-

Conséquences
qui ressortent
des formules
générales.

tente, ce qui est pleinement confirmé par l'expérience.

Voici une autre remarque. Quand le tiroir est dans la position marquée sur la *fig. 3*, on a $\xi = 0$; donc

$$A \cos \Omega' + B \sin \Omega' = 0$$

ou

$$\operatorname{tg} \Omega' = -\frac{A}{B},$$

Ω' désignant l'angle correspondant. Mais

$$\operatorname{tg} \Omega = \frac{B}{A}.$$

Donc

$$\operatorname{tg} \Omega' \operatorname{tg} \Omega = -1; \quad \text{donc} \quad \Omega' = \Omega + 90^\circ.$$

Ainsi, c'est 90° après la limite de la course du tiroir que celui-ci se trouve dans la position symétrique marquée *fig. 5*. Or, le recouvrement intérieur étant très-faible, c'est très-peu après que l'échappement commence. Mais l'angle Ω , toutes choses égales d'ailleurs, est plus grand avec les barres croisées qu'avec les barres droites; donc l'échappement doit commencer plus tard et, par suite, l'avance à l'échappement est plus petite avec les barres croisées qu'avec les barres droites. De même, le tiroir étant revenu dans la position de la *fig. 3* au bout de l'angle $270^\circ + \Omega$, on voit qu'il y revient plus tard et par conséquent qu'il y a moins de compression avec les barres croisées qu'avec les barres droites, ce qui est encore confirmé par l'expérience (*Guide du mécanicien*, pages 194 et 197).

On reconnaît encore que le rayon d'excentricité n'a aucune influence, non-seulement sur la durée de l'admission, mais sur celle de la détente, ainsi que sur l'échappement et la compression. Le rayon d'excentricité influe seulement sur les courses du tiroir et sur les ouvertures de lumières.

On voit aussi que, les barres étant droites ou croisées, plus l'angle de calage est petit et plus les admissions sont longues.

On voit enfin que plus u est grand et, par conséquent, plus le tiroir est mené par un point voisin du milieu de la coulisse et plus l'angle Ω est petit, et, par conséquent, moins les admissions sont longues, ce qui est la propriété fondamentale de la coulisse.

Enfin, l'angle d'inclinaison de la coulisse étant

$$\alpha = \frac{r}{c} \sin \theta \sin \omega$$

avec les barres droites, et

$$\alpha = -\frac{r}{c} \sin \theta \sin \omega$$

avec les barres croisées, on voit que la coulisse s'incline d'autant plus que le rayon d'excentricité est plus grand, et l'angle de calage et la longueur de la coulisse plus petits.

Un problème important à résoudre consiste à déterminer ce que doivent être les éléments d'une distribution, r, θ, e, i , etc., pour satisfaire à des conditions données d'admission, de détente, etc. Je vais prendre un exemple, et donner un aperçu de la solution. A la fin de cette notice, par des exemples numériques, je ferai voir, avec tous les détails, comment on doit opérer pour avoir les résultats parfaitement exacts, la méthode dont je vais parler étant plus prompte, mais moins rigoureuse.

On donne l'angle Ω répondant à la moitié de la durée angulaire de l'admission pour le dernier cran de la détente, c'est-à-dire celui où l'on admet le moins; cela revient au même que si l'on donnait la fraction de la course du piston pendant laquelle on veut admettre; il

Détermination des éléments d'une distribution, c'est-à-dire du rayon d'excentricité, de l'angle de calage du recouvrement extérieur, etc., de manière à avoir des conditions données pour la distribution.

suffit pour cela de se servir de la *fig. 4*. Comme ce cran est déterminé, cela fait qu'on donne $\frac{u'}{c}$. Comme la longueur de la coulisse est toujours à peu près nécessairement déterminée, je suppose c donné et par suite u' ; je suppose également d donné, parce que d est toujours aussi à peu près déterminé par des conditions de construction. Je suppose en outre que l'on donne l'ouverture maximum a des lumières, pour un certain cran de détente, répondant à u_1 ; de plus, l'avance linéaire, d , pour un certain cran u_2 , et enfin l'angle ω_3 répondant à l'avance à l'échappement pour un certain cran de détente u_3 .

Supposons, pour fixer les idées, qu'il s'agisse du système des barres droites; alors on a

$$\operatorname{tg} \Omega = \frac{\operatorname{tg} \theta \left(1 - \frac{u'}{c}\right) - \frac{u'}{d}}{1 + \frac{u'}{d} \operatorname{tg} \theta},$$

d'où l'on tire

$$(21) \quad \operatorname{tg} \theta = \frac{\operatorname{tg} \Omega + \frac{u'}{d}}{1 - \frac{u'}{c} - \frac{u'}{d} \operatorname{tg} \Omega}.$$

Telle est la formule qui donne l'angle θ et par suite l'angle de calage. Cette formule indique que l'angle θ est d'autant plus petit que l'angle Ω l'est lui-même et, par conséquent, qu'on veut admettre moins de vapeur. Mais il ne faudrait pas viser à obtenir une admission trop faible. En effet, appelons ω_0 l'angle, moitié de la durée angulaire de l'admission, quand $u = 0$. On a

$$\operatorname{tg} \omega_0 = \operatorname{tg} \theta \quad \text{ou} \quad \omega_0 = \theta.$$

Or, si θ devenait trop petit, il en serait de même de

ω_0 , et par suite, à pleine admission, on n'admettrait plus assez de vapeur. Sous ce rapport, le système des barres droites offre un certain avantage sur celui des barres croisées, en ce sens que, poussant la détente jusqu'à la même limite inférieure, on a, à pleine admission, des admissions plus longues avec les barres droites qu'avec les barres croisées, ou inversement, ayant la même admission à pleine admission, on peut arriver, au dernier cran de détente, à détendre davantage avec les barres droites qu'avec les barres croisées.

Pour le cran de détente répondant à u_1 , on peut avoir l'angle Ω , correspondant par la formule

$$\operatorname{tg} \Omega = \frac{\operatorname{tg} \theta \left(1 - \frac{u_1}{c}\right) - \frac{u_1}{d}}{1 + \frac{u_1}{d} \operatorname{tg} \theta}$$

et on déterminera r et e par les deux équations

$$e + a = r \cos(\theta - \Omega) + \frac{u_1 r}{d} \sin(\theta - \Omega) - \frac{u_1 r}{c} \sin \theta \sin \Omega,$$

et

$$e + \delta = r \cos \theta + \frac{u_2 r}{d} \sin \theta,$$

d'où l'on tire

$$(22) \quad r = \frac{a - \delta}{\cos(\theta - \Omega) - \cos \theta + \frac{u_1}{d} \sin(\theta - \Omega) - \frac{u_2}{d} \sin \theta - \frac{u_1}{c} \sin \theta \sin \Omega},$$

et on aura ensuite

$$(23) \quad e = r \cos \theta + \frac{u_2 r}{d} \sin \theta - \delta.$$

Enfin, on aura i par l'équation

$$-i = r \cos(\theta - \omega_3) + \frac{u_3 r}{d} \sin(\theta - \omega_3) - \frac{u_3 r}{c} \sin \theta \sin \omega_3,$$

d'où

$$(24) \quad i = -r \cos(\theta - \omega_3) - \frac{u_3 r}{d} \sin(\theta - \omega_3) + \frac{u_3 r}{c} \sin \theta \sin \omega_3.$$

On pourrait varier les données du problème et toujours on serait conduit à résoudre des équations fort simples.

Il convient en général que a soit le plus grand possible. Cependant on se trouve limité à cet égard. En effet, plus a est grand et plus r doit l'être, d'après la formule (22). Or, comme $\alpha = \frac{r}{c} \sin \theta \sin \omega$, pour que l'angle α qui mesure l'inclinaison de la coulisse ne devienne pas trop grand, il faut que c s'augmente en même temps que r et souvent il est difficile d'augmenter beaucoup la longueur de la coulisse, parce qu'elle pourrait venir rencontrer la chaudière.

Relativement à la bielle de suspension, nous avons vu que, excepté pour l'avance linéaire, son influence était tout à fait insignifiante. Pour se rapprocher le plus possible des conditions où nous avons présenté la solution de ce problème, il convient de faire en sorte que cette bielle s'écarte toujours aussi peu que possible de la verticale, et pour cela, comme la coulisse oscille toujours de part et d'autre du point T (fig. 1) à une distance d du centre O de l'axe moteur, il convient que le point d'attache de la bielle soit autant que possible sur la verticale qui passe par le point T et que sa longueur soit la plus grande possible.

Nous avons supposé jusqu'à présent le calage des deux excentriques le même. Quelquefois il est différent; dans ce cas, le plus souvent le calage de l'excentrique de la marche en avant surpasse celui de la marche en arrière. Il est clair que, quel que soit le calage de la manivelle par rapport aux excentriques, le tiroir a toujours le même mouvement. Seulement, suivant le calage de la manivelle, les positions du tiroir ne correspondront plus aux mêmes positions du piston. Appelons

Cas où le calage
des deux
excentriques
est différent.

σ la demi-somme $\frac{\theta_0 + \theta_1}{2}$ des angles des excentriques de la marche en avant et de la marche en arrière avec l'horizontale, lorsque la manivelle est horizontale, et ε leur demi-différence $\frac{\theta_0 - \theta_1}{2}$. Il est clair que toutes les

formules précédentes et notamment les formules (5), (6), (7), (8), s'appliqueront en faisant $\theta = \sigma$ et changeant ω en $\omega + \varepsilon$. Ainsi la formule (5) deviendra, par exemple,

$$(25) \xi = r \cos(\sigma - \varepsilon - \omega) + \frac{ur}{d} \sin(\sigma - \varepsilon - \omega) - \frac{ur}{c} \sin \sigma \sin(\varepsilon + \omega).$$

Si on cherche, pour un des crans de détente, l'angle correspondant à l'instant où la lumière d'admission est ouverte au maximum, on aura, comme précédemment,

$$\operatorname{tg}(\Omega + \varepsilon) = \frac{\operatorname{tg} \sigma \left(1 - \frac{u'}{c}\right) - \frac{u'}{d}}{1 + \frac{u'}{d} \operatorname{tg} \sigma}.$$

Cet angle Ω représentera la demi-durée angulaire de l'admission, et on voit qu'il est inférieur de ε à l'angle $\Omega + \varepsilon$, qui serait la demi-durée angulaire de l'admission si le calage était symétrique et égal à σ de part et d'autre de l'horizontale. Donc, par le fait des calages différents, la durée angulaire de l'admission pour un cran quelconque est diminuée de 2ε , c'est-à-dire de la différence des deux angles de calage. On a donc par là un moyen d'obtenir de plus fortes détentes que par le calage symétrique. Il est vrai que par là on réduit en même temps l'admission d'une même quantité angu-

laire pour tous les crans de détente, et par conséquent aussi par la pleine admission. Mais on peut reconnaître qu'on réduit ainsi plus efficacement la détente pour les derniers crans qu'on ne le pourrait faire avec un calage symétrique en réduisant l'angle θ . En effet, dans ce dernier cas, en diminuant l'angle θ d'une quantité k et appelant i la diminution de l'angle Ω , il est facile de voir par les formules ordinaires que l'on peut poser avec une assez grande approximation

$$\operatorname{tg} \Omega - \operatorname{tg} (\Omega - i) = \left(1 - \frac{u'}{c}\right) [\operatorname{tg} \theta - \operatorname{tg} (\theta - k)].$$

Or l'angle Ω pour les derniers crans de détente est assez petit pour qu'on puisse remplacer $\operatorname{tg} \Omega$ par Ω et $\operatorname{tg} (\Omega - i)$ par $\Omega - i$. On a donc

$$i = \left(1 - \frac{u'}{c}\right) [\operatorname{tg} \theta - \operatorname{tg} (\theta - k)].$$

Or $1 - \frac{u'}{c}$, pour les derniers crans de détente, est une fraction assez petite. De plus, $\operatorname{tg} \theta - \operatorname{tg} (\theta - k)$ n'est pas beaucoup plus grand que $\theta - (\theta - k) = k$. On voit donc qu'on aura en général

$$i < k.$$

Ceci fait comprendre que, avec le calage symétrique, une même diminution angulaire de l'angle de pleine admission produit en général une diminution moindre pour les crans inférieurs que si cette diminution était produite sur la pleine admission, en calant les deux excentriques d'une manière différente et telle que la différence des deux angles de calage soit précisément cette diminution. Le seul inconvénient qui en résulte est un rétrécissement des ouvertures des lumières.

Appliquons ces principes au problème résolu un peu plus haut de la détermination des éléments d'une distribution, de manière à satisfaire à des conditions données. On aura (formule 21) :

$$(26) \quad \operatorname{tg} \sigma = \frac{\operatorname{tg} (\Omega + \varepsilon) + \frac{u'}{d}}{1 - \frac{u'}{c} - \frac{u'}{d} \operatorname{tg} (\Omega + \varepsilon)}.$$

En appelant Ω_0 la demi-durée angulaire de la pleine admission, on aura :

$$\sigma = \Omega_0 + \varepsilon$$

ou

$$(27) \quad \Omega_0 = \sigma - \varepsilon.$$

Les deux équations (26) et (27) déterminent σ et ε . Pour les résoudre plus commodément, on pourra donner dans (26) à ε de petites valeurs croissantes, puis substituer les valeurs de σ déduites de (26) dans l'équation (27) jusqu'à ce que celle-ci soit satisfaite à un degré suffisant. Connaissant σ et ε , on aura θ_0 et θ , par les relations

$$\theta_0 = \sigma + \varepsilon \quad \text{et} \quad \theta = \sigma - \varepsilon.$$

On déterminera e et r par les deux équations

$$(28) \quad e + a = r \cos (\sigma - \varepsilon - \Omega_0) + \frac{u, r}{d} \sin (\sigma - \varepsilon - \Omega_0) - \frac{u, r}{c} \sin \sigma \sin (\varepsilon + \Omega_0)$$

et

$$(29) \quad e + \delta = r \cos (\sigma - \varepsilon) + \frac{u, r}{d} \sin (\sigma - \varepsilon) - \frac{u, r}{c} \sin \sigma \sin \varepsilon,$$

où Ω_0 est déterminé par l'équation

$$\operatorname{tg} (\Omega_0 + \varepsilon) = \frac{\operatorname{tg} \sigma \left(1 - \frac{u'}{c}\right) \dots \frac{u'}{d}}{1 + \frac{u'}{d} \operatorname{tg} \sigma}$$

Détermination des éléments d'une distribution r, e , etc., connaissant les conditions dans lesquelles cette distribution doit s'opérer et en voulant donner des calages différents aux deux excentriques.

Enfin, le recouvrement intérieur i se détermine par l'équation

$$-i = r \cos(\sigma - \varepsilon - \omega_3) + \frac{u_3 r}{d} \sin(\sigma - \varepsilon - \omega_3) - \frac{u_3 r}{c} \sin \sigma \sin(\varepsilon + \omega_3)$$

ou

$$(30) \quad i = -r \cos(\sigma - \varepsilon - \omega_3) - \frac{u_3 r}{d} \sin(\sigma - \varepsilon - \omega_3) + \frac{u_3 r}{c} \sin \sigma \sin(\varepsilon + \omega_3).$$

On pourrait traiter de même une foule de questions analogues.

Voici un exemple entre autres qui montre le degré d'approximation des formules générales :

Machine mixte du chemin de fer de l'Ouest.

Données. $\left\{ \begin{array}{l} r = 0^m,058 \\ \theta = 60^\circ \end{array} \right. \quad \left\{ \begin{array}{l} d = 1^m,396 \\ 2c = 0^m,292 \end{array} \right. \quad \left. \begin{array}{l} \text{Système} \\ \text{des barres croisées.} \end{array} \right.$

Numéros des crans de détente.	Courses du tiroir données par les formules.		Courses du tiroir données par l'expérience.	
	millim.		millim.	
0 (point mort)	48,00	48,00	
1	54,00	54,00	
2	63,33	64,00	
3	74,9	73,00	forts.
4	88,00	89,00	
5	101,7	102,00	
6	116,00	116,00	

Je vais maintenant, comme je l'ai annoncé, traiter en détail plusieurs exemples de calculs de distribution, afin de montrer comment l'on devra opérer dans la pratique.

Un des problèmes les plus importants à résoudre consiste à déterminer les éléments d'une distribution, c'est-à-dire le rayon d'excentricité, l'angle d'avance ou de calage, les recouvrements extérieur et intérieur, etc., de manière à satisfaire à certaines conditions, par exemple, à avoir une admission de vapeur déterminée pour tel ou tel cran de la marche en avant ou en arrière, à avoir une ouverture

maxima donnée des lumières d'admission, une avance linéaire déterminée pour certains crans, etc. C'est d'ailleurs le problème qui se présente à résoudre chaque fois que l'on fait un projet de machine.

PREMIER EXEMPLE.

Voici un exemple de ce mode de calcul : il se rapporte à la machine 2 du chemin de fer de l'Ouest. Cette machine, qui est mixte, est à barres d'excentrique croisées. Il y a de part et d'autre du point mort, huit crans pour la marche en avant et huit crans pour la marche en arrière. La coulisse est double.

Supposons que l'on se donne :

1° L'admission pour le deuxième cran de la marche en avant. Cette admission sur l'avant du piston était de $0^m,196$, soit $0,35$ de la course ;

2° L'avance à l'échappement pour ce même cran. Cette avance, pour l'avant du piston, était de $0^m,065$, soit $0,116$ de la course ;

3° L'avance linéaire δ du tiroir pour le même cran. On avait $\delta = 0^m,00225$;

4° Pour le huitième cran de la marche en avant, c'est-à-dire la pleine admission, l'ouverture maxima a des lumières d'admission. On avait $a = 0^m,03475$.

En outre, et déterminées par les conditions de construction de la machine, on avait :

La longueur de la bielle motrice. $b = 1^m,410$

La longueur de la coulisse entre les points

d'attache des barres d'excentriques. $2c = 0^m,292$

La course du piston. $2m = 0^m,560$

La longueur des barres d'excentriques. $d = 1^m,396$

Ces quantités, qui ont d'ailleurs été mesurées sur la machine elle-même, étant données, il s'agit d'en conclure les quatre éléments suivants de la distribution :

1° L'angle de calage, ou plutôt son complément θ ;

2° Le rayon d'excentricité r ;

3° Le recouvrement extérieur e du tiroir ;

4° Le recouvrement intérieur i du tiroir.

Dans tous les problèmes analogues, ce sont ces quatre dernières quantités qui sont également inconnues. Elles

exigent donc, pour être déterminées, quatre équations, qui résultent des quatre données qui ont été posées au commencement.

Avant d'aller plus loin, observons que le choix de ces quatre données paraît être le plus convenable. En effet, quant à la première, il est bon de faire en sorte que, pour le deuxième cran, qui répond au quart de l'échelle de détente, l'admission de vapeur soit $0^m,35$ ou environ un tiers de la course, et c'est une condition utile à introduire.

Pour la seconde donnée, il est bon de fixer l'avance à l'échappement pour le deuxième cran, qui est un de ceux où cette avance est la plus forte, afin d'être assuré qu'elle ne sera ni trop grande ni trop petite.

L'avance linéaire, pour le second cran, qui est la troisième donnée, est encore un élément utile à fixer d'avance. En effet, les barres étant croisées, l'avance linéaire diminue à mesure qu'on détend davantage, et il convient de s'arranger de manière que, pour le second cran, qui est un de ceux où cette avance est la plus faible, elle soit encore suffisante pour que l'on soit sûr de découvrir assez les lumières d'admission. Si le système était celui des barres droites, où l'avance augmente à mesure qu'on détend davantage, au lieu de donner au second cran une avance linéaire de $0^m,00225$, il aurait convenu de donner au moins $0^m,005$ ou $0^m,006$ d'avance, ou de fixer celle du huitième cran à $0^m,001$ ou $0^m,002$, par exemple. Mais dans le cas actuel, où les barres sont croisées, il convient particulièrement de donner l'avance pour un des crans de plus faible admission comme le second cran.

Enfin la quatrième donnée, qui est l'ouverture maxima des lumières d'admission pour le cran de plus forte admission, est bonne à assigner d'avance afin d'être sûr, pour les différents crans, de démasquer suffisamment, par le tiroir, les orifices d'admission. Toutefois, on pourrait varier cette donnée en donnant l'ouverture maxima, pour tout autre cran que celui de plus forte admission.

C'est donc avec les données telles que je viens de les indiquer qu'il me paraît le plus convenable, le plus ordinairement, de déterminer les éléments de la distribution pour une machine à construire, c'est-à-dire l'angle de ca-

lage, le rayon d'excentricité, les recouvrements extérieur et intérieur. Je vais maintenant expliquer, pour le cas actuel, tous les détails de l'opération. Et d'abord, je vais indiquer les opérations à employer pour ce cas très-général.

La première chose à déterminer, c'est l'angle de calage ou plutôt son complément θ . Cet angle se conclura de l'équation

$$(I) \quad \operatorname{tg} \theta = \frac{\operatorname{tg} \Omega - \frac{u}{d}}{1 - \frac{u}{c} + \frac{u}{d} \operatorname{tg} \Omega}.$$

Cette équation s'obtient comme celle n° (21), seulement en employant les formules du système à barres croisées au lieu de celles qui répondent aux barres droites. Dans le second membre de cette équation, tout est connu, excepté Ω . Mais on peut avoir Ω et par suite θ , par une suite de deux ou trois approximations successives. En effet, l'angle de la fin de l'admission pourrait s'obtenir par la formule (20), où l'on mettrait pour l , $0^m,56 - 0^m,196 = 0^m,364$. Mais comme l'admission est donnée sur la face antérieure du piston, il vaut mieux, pour avoir un angle plus petit que 180° , changer dans la formule (20) ω en $180^\circ + \omega$, ce qui donne :

$$(II) \quad l = \sqrt{b^2 - m^2 \sin^2 \omega} - b + m(1 + \cos \omega).$$

Si au lieu de donner l'admission sur l'avant du piston, on avait donné cette admission sur l'arrière, ce qui serait le cas le plus ordinaire pour une nouvelle machine à établir, c'est l'équation (20) au lieu de (II) qu'il faudrait prendre.

Pour connaître ω , à l'aide de cette équation, on procédera par deux ou trois approximations successives. Ainsi, en négligeant $\sqrt{b^2 - m^2 \sin^2 \omega} - b$, on aurait à peu près :

$$l = m(1 + \cos \omega), \quad \text{d'où} \quad \cos \omega = \frac{l - m}{m}.$$

En substituant cette première valeur approchée de ω dans $\sqrt{b^2 - m^2 \sin^2 \omega} - b$, on aurait une première valeur de $\sqrt{b^2 - m^2 \sin^2 \omega} - b = D$. On aurait alors, à l'aide de (II),

$$l = D + m(1 + \cos \omega),$$

et on aurait une seconde valeur de ω donnée par

$$\cos \omega = \frac{l - D - m}{m}.$$

A l'aide de cette seconde valeur de ω , on calculerait une seconde valeur de $\sqrt{b^2 - m^2 \sin^2 \omega} - b = D'$, d'où une troisième valeur de $\cos \omega$,

$$\cos \omega = \frac{l + D' - m}{m}$$

et ainsi de suite.

Au bout de deux ou trois approximations, on aura de cette manière la valeur de ω suffisamment exacte. Voici maintenant l'usage qu'on fera de cette valeur ω_1 , de ω , qui répond à la fin de l'admission.

On sait que dans la formule (I), l'angle Ω , qui répond à l'ouverture maxima pour le cran en question de l'orifice d'admission, est la moyenne entre l'angle ω_0 qui répond au commencement de l'admission, et l'angle ω_1 qui répond à sa fin. On connaît bien l'angle ω , qui vient d'être calculé, mais on ne connaît pas l'angle ω_0 . Mais ce dernier angle étant généralement petit, on aura une première valeur approchée de Ω , en supposant $\omega_0 = 0$ et prenant pour Ω la moitié de ω . La formule (I) fournira alors une première valeur approchée de θ . Pour avoir ensuite des valeurs de plus en plus approchées de θ , voici comment l'on procédera. On calculera une première valeur approchée de r à l'aide de la formule :

$$(III) \quad r = \frac{a - \delta}{1 - \cos \theta + \frac{u}{d} \sin \theta}.$$

Cette formule se déduit de (22) en prenant les barres croisées au lieu des barres droites et faisant $u = 0$ et par suite $\Omega = 0$.

En substituant ces premières valeurs approchées de r et de θ dans la formule :

$$(IV) \quad B = r \left(1 - \frac{u}{c} \right) \sin \theta + \frac{ur}{d} \cos \theta,$$

qui répond au cas des barres croisées, on aura de même

une première valeur approchée de B , et en substituant dans la formule (15) déjà connue et que je récris :

$$(V) \quad \omega_0 = -\frac{\delta}{B},$$

on aura une première valeur approchée de ω_0 . A l'aide de cette première valeur approchée de ω_0 et de la valeur connue de Ω , on aura une seconde valeur approchée de Ω , en prenant la moyenne de ω_0 et ω_1 et faisant attention que, s'il y a avance linéaire du tiroir, ω_0 est négatif. On aura ensuite comme précédemment, à l'aide de cette seconde valeur de Ω et de la formule (I), une seconde valeur approchée de θ ; puis, à l'aide de celle-ci et de la formule (III), une seconde valeur approchée de r ; et enfin, à l'aide de (IV) et de (V), une seconde valeur approchée de ω_0 . On continuera toujours de la même manière et on obtiendra successivement de troisièmes valeurs approchées de θ et de r , puis de quatrièmes valeurs approchées de θ et de r et ainsi de suite. Mais, très-généralement, on n'aura pas à aller au delà.

Voilà donc la manière de calculer le rayon d'excentricité r et l'angle de calage, qui est égal à $90^\circ - \theta$, par un petit nombre d'approximations successives.

Reste à calculer le recouvrement extérieur e et le recouvrement intérieur i . Pour e on se servira de l'équation (23) qui, pour les barres croisées au lieu des barres droites, devient :

$$(VI) \quad e = r \cos \theta - \frac{ur}{d} \sin \theta - \delta.$$

Pour i , on se servira de l'équation (24) qui, dans le cas actuel et en prenant les barres croisées au lieu des barres droites, devient :

$$(VII) \quad i = -r \cos(\theta - \omega_0) + \frac{ur}{d} \sin(\theta - \omega_0) + \frac{ur}{c} \sin \theta \sin \omega_0,$$

Seulement on devra commencer par calculer l'angle ω_0 , à l'aide de l'avance à l'échappement qui est donnée et de l'équation (II) qu'on résoudra, comme il a été dit, par plusieurs approximations successives.

Ayant exposé toute la méthode en détail, je passe maintenant aux calculs numériques, qui se rapportent à l'exemple

actuel. Aux données déjà posées, j'ajoute que pour le second cran de la marche en avant, comme il y a 8 crans, on a :

$$u = \frac{6}{8}c = \frac{3}{4}0^m,146 = 0^m,1095.$$

Je cherche d'abord, par l'équation (II) et en suivant la marche indiquée ci-dessus, l'angle ω_1 , de la fin de l'admission, et je trouve $\omega_1 = 67^\circ 30'$.

La première valeur approchée de Ω est donc :

$$\frac{1}{2}\omega_1 \quad \text{ou} \quad \Omega_1 = 33^\circ 45'.$$

Je passe à l'équation (I) pour avoir la première valeur approchée θ_1 de θ et j'ai :

$$\text{tg } \theta_1 = \frac{\text{tg } \Omega_1 - \frac{u}{d}}{1 - \frac{u}{c} + \frac{u}{d}\text{tg } \Omega_1}.$$

Cette valeur se calcule très-facilement par logarithmes. Ainsi on a :

$$\log \text{tg } \Omega_1 = \bar{1},8248926 \quad \text{et} \quad \text{tg } \Omega_1 = 0,66818;$$

$$\text{puis} \quad \log \frac{u}{d} = \bar{2},8945287 \quad \text{et} \quad \frac{u}{d} = 0,078438.$$

$$\text{Donc} \quad \text{tg } \Omega_1 - \frac{u}{d} = 0,589742.$$

$$\text{De plus} \quad \log\left(\frac{u}{d}\text{tg } \Omega_1\right) = \log\left(\frac{u}{d}\right) + \log(\text{tg } \Omega_1) = \bar{2},7194213.$$

$$\text{Donc} \quad \frac{u}{d}\text{tg } \Omega_1 = 0,052411.$$

$$\text{Puis, comme} \quad 1 - \frac{u}{c} = 1 - \frac{6}{8} = 0,25,$$

$$\text{on a} \quad 1 - \frac{u}{c} + \frac{u}{d}\text{tg } \Omega_1 = 0,302411.$$

On connaît donc le numérateur et le dénominateur de la valeur de $\text{tg } \theta_1$, et, en prenant le logarithme du numérateur moins le logarithme du dénominateur, on a :

$$\log \text{tg } \theta_1 = 0,2900646 \quad \text{et} \quad \theta_1 = 62^\circ 51' 10''.$$

Telle est la première valeur approchée θ_1 de θ . Pour avoir

la première valeur approchée r_1 de r , prenons la formule (III) que nous allons calculer par logarithmes.

$$\text{On a} \quad a - \delta = \overset{\text{mèt.}}{0,0325}$$

$$\text{et} \quad \log(a - \delta) = \bar{2},5118834$$

$$\text{Puis} \quad \log\left(\frac{u}{d}\right) = \bar{2},8945287$$

$$\log \sin \theta_1 = \bar{1},9493105$$

$$\log\left(\frac{u}{d}\sin \theta_1\right) = \bar{2},8438392$$

$$\text{et} \quad \frac{u}{d}\sin \theta_1 = 0,069798.$$

$$\text{De plus} \quad \log \cos \theta_1 = \bar{1},6592300$$

$$\text{et} \quad \cos \theta_1 = 0,45628.$$

Donc le dénominateur de la valeur de r , ou

$$1 - \cos \theta_1 + \frac{u}{d}\sin \theta_1 = 0,613517$$

$$\text{Par suite} \quad \log r_1 = \bar{2},7240568 \quad \text{et} \quad r_1 = 0^m,0550.$$

Ayant les premières valeurs approchées de θ et de r , il faut, comme il a été dit, chercher la première valeur approchée, B_1 , de B , afin d'en conclure la première valeur approchée de ω_0 . Or B_1 se calcule facilement par la formule (IV), à l'aide des logarithmes. En effet

$$\log\left(1 - \frac{u}{c}\right) = \log 0,25 = \bar{1},5979400$$

$$\log r_1 = \bar{2},7240568$$

$$\log \sin \theta_1 = \bar{1},9493105$$

$$\text{et} \quad \log\left[r_1\left(1 - \frac{u}{c}\right)\sin \theta_1\right] = \bar{2},0713073$$

$$\text{Donc} \quad r_1\left(1 - \frac{u}{c}\right)\sin \theta_1 = 0,011784$$

$$\text{De même} \quad \log\left(\frac{u}{d}\right) = \bar{2},8945287$$

$$\log r_1 = \bar{2},7240568$$

$$\log \cos \theta_1 = \bar{1},6592300$$

$$\text{Donc} \quad \log\left(\frac{u}{d}r_1\cos \theta_1\right) = \bar{3},2778155$$

et $\frac{u}{d} r_1 \cos \theta_1 = 0,0018959$

Donc enfin $B_1 = 0,0136799$

Maintenant, d'après la formule (V),

$$\log(-\omega_0)_1 = \log \delta - \log B_1.$$

Or $\log \delta = 3,3521825$

$$\log B_1 = 2,1560828$$

Donc $\log(-\omega_0)_1 = 1,2160997$

Or l'arc ω_0 est assez petit pour qu'on puisse le remplacer par son sinus. On a donc :

$$\log \sin(-\omega_0)_1 = 1,2160997$$

et, par suite, la première valeur approchée de

$$-\omega_0 \quad \text{ou} \quad (-\omega_0)_1 = 9^\circ 28'.$$

Par suite, l'angle du commencement de l'admission ou

$$(\omega_0)_1 = -9^\circ 28'.$$

La moyenne entre cet angle et celui de la fin de l'admission qui est $\omega_1 = 67^\circ 50'$ étant de $29^\circ 1'$, on a pour la seconde valeur approchée de Ω :

$$\Omega_2 = 29^\circ 1'.$$

Pour continuer et avoir la seconde valeur approchée θ_2 , de θ , il faut la calculer par la formule (I), c'est-à-dire

$$\operatorname{tg} \theta_2 = \frac{\operatorname{tg} \Omega_2 - \frac{u}{d}}{1 - \frac{u}{c} + \frac{u}{d} \operatorname{tg} \Omega_2}.$$

J'ai fait voir comment cette formule se calcule par logarithmes, et l'on trouve, en opérant comme il a été fait pour θ_1 ,

$$\theta_2 = 58^\circ 21' 20''.$$

Puis pour avoir la seconde valeur approchée r_2 de r , on emploie la formule (III), c'est-à-dire

$$r_2 = \frac{a - \delta}{1 - \cos \theta_2 + \frac{u}{d} \sin \theta_2}$$

qui se calcule aisément par logarithmes comme je l'ai fait voir pour r_1 , et l'on trouve :

$$r_2 = 0^m,05995.$$

Pour continuer les approximations, il faut calculer la seconde valeur approchée, B_2 , de B , ce qui se fait comme pour B_1 , et l'on trouve :

$$B_2 = 0,0152261.$$

Ensuite, il faut calculer la seconde valeur approchée (ω_0), de ω_0 . Cela se fait comme pour (ω_0)₁, et l'on trouve :

$$(\omega_0)_2 = -8^\circ 29' 50''.$$

Par suite, la troisième valeur approchée Ω_3 de Ω , se trouve être :

$$\Omega_3 = 29^\circ 30' 5''.$$

En continuant toujours la même série d'opérations, on trouve :

$$\theta_3 = 58^\circ 52' \quad \text{et} \quad r_3 = 0^m,0590.$$

Ces valeurs sont suffisamment approchées, car, si on continue encore, on ne trouve plus que des différences insensibles. Ainsi l'on obtient :

$$\theta_4 = 58^\circ 48' 40'' \quad \text{et} \quad r_4 = 0^m,0591.$$

Ainsi donc l'on a définitivement, en négligeant quelques minutes :

$$\theta = 59^\circ \quad \text{et} \quad r = 0^m,059.$$

ou, comme l'angle de calage est le complément de θ , on a l'angle de calage = 31° et

$$r = 0^m,059.$$

Il reste à trouver e et i .

Pour obtenir e , il faut appliquer la formule (VI) qui se calcule encore par logarithmes. Ainsi on a :

$$\log r_3 = 2,7714331$$

$$\log \cos \theta_3 = 1,7135169$$

$$\log (r_3 \cos \theta_3) = 2,4849500$$

$$r_3 \cos \theta_3 = 0,030546$$

De plus $\log \left(\frac{u}{d} \right) = \bar{2},8945287$
 $\log r_3 = \bar{2},7714331$
 $\log \sin \theta_3 = \bar{1},9324567$
 $\log \left(\frac{u}{d} r_3 \sin \theta_3 \right) = \bar{3},5984185$
 et $\frac{u}{d} r_3 \sin \theta_3 = 0,003966$

D'ailleurs on sait que $\delta = 0^m,00225$ et comme

$$e = r_3 \cos \theta_3 - \frac{u}{d} r_3 \sin \theta_3 - \delta,$$

on a $e = 0^m,0243$ ou, en nombres ronds, $e = 0^m,024$.

Enfin, pour obtenir i , il faut se servir de la formule (VII); mais pour cela, il faut commencer par calculer l'angle ω_3 qui entre dans cette formule et qui répond au commencement de l'échappement. Or cet angle se calcule, comme toujours, par la formule (II) à l'aide de deux ou trois approximations successives. On trouve ainsi, en faisant $l = 0^m,065$.

$$\omega_3 = 156^\circ.$$

Or

$$i = -r_3 \cos (\theta_3 - \omega_3) + \frac{ur_3}{d} \sin (\theta_3 - \omega_3) + \frac{u}{c} r_3 \sin \theta_3 \sin \omega_3.$$

$$\log r_3 = \bar{2},7714331$$

$$\log \cos (\theta_3 - \omega_3) = \bar{1},3476870$$

$$\log [r_3 \cos (\theta_3 - \omega_3)] = \bar{2},1191201$$

et

$$r_3 \cos (\theta_3 - \omega_3) = 0,0132$$

De même

$$\log \left(\frac{u}{d} \right) = \bar{2},8945287$$

$$\log r_3 = \bar{2},7714331$$

$$\log \sin (\theta_3 - \omega_3) = \bar{1},9889560$$

Donc $\log \left[\frac{u}{d} r_3 \sin (\theta_3 - \omega_3) \right] = \bar{3},6549178$

et $\frac{u}{d} r_3 \sin (\theta_3 - \omega_3) = -0,0046$

Enfin $\log \frac{u}{c} = \bar{1},8750613$
 $\log r_3 = \bar{2},7714331$
 $\log \sin \theta_3 = \bar{1},9324567$
 $\log \sin \omega_3 = \bar{1},8417713$
 $\log \left(\frac{u}{c} r_3 \sin \theta_3 \sin \omega_3 \right) = \bar{2},4207224$
 et $\frac{u}{c} r_3 \sin \theta_3 \sin \omega_3 = 0,0265$

En substituant toutes ces valeurs, on trouve :

$$i = 0^m,0085.$$

En résumant tous ces résultats, on voit qu'on a trouvé :

- 1° L'angle de calage. = 31°
- 2° Le rayon d'excentricité. $r = 0^m,059$
- 3° Le recouvrement extérieur. $e = 0^m,024$
- 4° Le recouvrement intérieur. $i = 0^m,0085$

Or, les mesures directes prises sur la machines donnent :

- 1° L'angle de calage. = 30°
- 2° Le rayon d'excentricité. $r = 0^m,058$
- 3° Le recouvrement extérieur. $e = 0^m,025$
- 4° Le recouvrement intérieur. $i = 0^m,006$

Toutes ces valeurs sont, comme on voit, très-rapprochées de celles données par le calcul, et encore il faut tenir compte de ce que, dans cette machine, qui était en service, les pièces de la distribution avaient pris un peu de jeu, ce qui pouvait faire varier un peu les éléments de la question.

Je suis entré dans beaucoup de détails pour la solution de cet exemple, d'abord parce que c'est, je pense, le cas qui doit presque toujours se présenter pour une machine à établir, et ensuite pour bien faire saisir combien il se résout facilement.

DEUXIÈME EXEMPLE.

Comme second exemple, je prendrai la même machine, mais en variant un peu les données.

Ainsi, supposons que l'on se donne :

1° L'admission pour le huitième cran de la marche en avant, c'est-à-dire le cran de pleine admission, cette ad-

mission sur l'avant du piston était de $0^m,47$, soit $0,839$ de la course du piston;

2° L'avance à l'échappement pour ce même cran, cette avance pour l'avant du piston était de $0^m,020$, soit $0,036$ de la course;

3° L'avance linéaire δ du tiroir pour le même cran, on avait $\delta = 0^m,007$;

4° Pour le même cran, l'ouverture maxima a des lumières d'admission, on avait $a = 0^m,05475$.

Pour cet exemple, les formules à employer se déduiront de celles de l'exemple précédent en y faisant $u = 0$; du reste, la marche sera exactement la même. Ainsi, en faisant $u = 0$, la formule (I) devient :

$$(I), \quad 0 = \Omega.$$

La formule (II) ne change pas. La formule (III) devient :

$$(III), \quad r = \frac{a - \delta}{1 - \cos \theta}.$$

La formule (IV) devient :

$$(IV), \quad B = r \sin \theta.$$

La formule (V) ne change pas. La formule (VI) devient :

$$(VI), \quad e = r \cos \theta - \delta,$$

et la formule (VII) devient :

$$(VII), \quad i = -r \cos (\theta - \omega_3).$$

En faisant dans la formule (II) :

$$l = 0^m,56 - 0^m,47 = 0^m,09,$$

on trouve, après plusieurs approximations successives :

$$\omega_1 = 128^\circ.$$

La première valeur approchée, Ω_1 , de Ω est donc :

$$\Omega_1 = \frac{1}{2} \omega_1 = 64^\circ,$$

et la première valeur approchée, θ_1 , de θ est :

$$\theta_1 = 64^\circ$$

en vertu de la formule (I),

Pour avoir la première valeur approchée, r_1 , de r , il faut calculer par logarithmes la formule (III), soit

$$r_1 = \frac{a - \delta}{1 - \cos \theta_1}.$$

On trouve $\log \cos \theta_1 = \bar{1},6418420$

et $\cos \theta_1 = 0,43837$

Donc $1 - \cos \theta_1 = 0,56163$

et $\log (1 - \cos \theta_1) = \bar{1},7494503$

D'ailleurs $a - \delta = 0,02775$

et $\log (a - \delta) = \bar{2},4452650$

Donc $\log r_1 = \bar{2},6958127$

et $r_1 = 0^m,04941$

Telles sont les premières valeurs approchées de θ et de r . Pour continuer, il faut calculer B_1 , en employant la formule (IV), qui donne :

$$B_1 = r_1 \sin \theta_1.$$

Or $\log r_1 = \bar{2},6958127$

$$\log \sin \theta_1 = \bar{1},9536602$$

Donc $\log B_1 = \bar{2},6474729$

Puis, en employant la formule (V),

$$\log \delta = \bar{3},8450980$$

$$\log B_1 = \bar{2},6474729$$

Donc $\log (-\omega_0)_1 = \bar{1},1976251$

ou, comme l'arc ω_0 est assez petit pour être remplacé par son sinus,

$$\log (-\sin \omega_0)_1 = \bar{1},1976251.$$

Donc $(\omega_0)_1 = -9^\circ 4' 10''$.

D'ailleurs l'angle ω_1 de la fin de l'admission est de 128° . En prenant la moyenne de cet angle et de $(\omega_0)_1$, on a donc :

$$\Omega_2 = 59^\circ 27' 55''.$$

En continuant comme précédemment, on trouve :

$$\theta_2 = 59^\circ 27' 55'' \quad \text{et} \quad r_2 = 0^m,0564.$$

En continuant les approximations, on trouve des valeurs de θ et de r qui diffèrent à peine de θ_2 et de r_2 . On peut donc poser, en négligeant quelques minutes :

L'angle de calage $= 90^\circ - \theta = 30^\circ \frac{1}{2}$ et le rayon d'excentricité $r = 0^m,0564$.

Pour avoir le recouvrement extérieur e , il faut employer la formule (VI). Or elle se calcule facilement par logarithmes, et l'on trouve :

$$e = 0^m,0217.$$

Le recouvrement intérieur i s'obtient par la formule (VII), qui se calcule aussi par logarithmes, et l'on trouve :

$$i = 0^m,0060.$$

En résumé, on a :

$$\text{L'angle de calage} = 30^\circ \frac{1}{2}$$

$$r = 0^m,0564$$

$$e = 0^m,0217$$

$$i = 0^m,006$$

Résultats très-voisins de ceux donnés par la mesure directe sur la machine et qui ont été indiqués à la fin de l'exemple précédent.

5^e EXEMPLE.

Comme troisième exemple, je prendrai la machine 0,4 du chemin de fer de l'Ouest. Cette machine, qui est à marchandises, est à barres d'excentriques droites. Il y a de part et d'autre du point mort, dix crans pour la marche en avant et dix crans pour la marche en arrière. La coulisse est simple.

Je vais prendre les mêmes données que pour le premier exemple, données qui sont les plus convenables comme je l'ai fait voir, sauf qu'au lieu de donner l'ouverture maxima a des orifices d'admission pour la pleine admission, je regarderai a comme donnée pour un des crans de plus faible admission.

Ainsi donc, supposons que l'on se donne :

1^o L'admission pour le 4^e cran de la marche en avant. Cette admission, sur l'arrière du piston, était de $0^m,245$, soit $0,405$ de la course du piston.

2^o L'avance à l'échappement, pour ce même cran. Cette avance, pour l'arrière du piston, était de $0^m,120$, soit $0,20$ de la course du piston.

3^o L'avance linéaire δ du tiroir pour le même cran. On avait $\delta = 0^m,007$.

4^o Pour le même cran, l'ouverture maxima a des lumières d'admission. On avait $a = 0^m,012$.

En outre, et déterminées par les conditions de construction de la machine, on avait :

La longueur de la bielle motrice $b = 1^m,550$;

La course du piston, $2m = 0^m,600$;

La longueur des barres d'excentriques $d = 1^m,457$;

La longueur de la coulisse, entre les points d'attache des barres d'excentriques, $2c = 0^m,480$.

La course totale du coulisseau, dans la coulisse, depuis la pleine admission de la marche en avant jusqu'à la pleine admission de la marche en arrière, est égale à $0^m,320$.

Enfin, comme il arrive ordinairement quand on emploie la coulisse simple, le coulisseau placé en N (voir la Pl. I, fig. 5) transmet le mouvement en P à la tige du tiroir, à l'aide d'un levier MNP, oscillant autour du point M et l'on a

$$MN = 0^m,550 \quad \text{et} \quad MP = 0^m,620.$$

Par ce moyen les courses du tiroir se trouvent augmentées et les valeurs de ξ telles qu'elles seraient données par la formule générale (5) se trouvent augmentées dans le rapport $\frac{MP}{MN}$. Au reste, dans le courant du calcul, j'expliquerai

la manière très-simple de tenir compte de cette différence. Mais dès à présent, l'on peut dire que cela se réduit à substituer par la pensée au tiroir réel un tiroir fictif qui serait mené directement, par le coulisseau même, c'est-à-dire par le point N, au lieu de l'être par le point P. Il est clair qu'au même instant, le tiroir fictif et le tiroir réel seraient, soit aux extrémités, soit au milieu de leur course, et que les rayons MN et MP parcourant toujours des angles égaux, les chemins parcourus par les deux tiroirs, à partir du milieu de leur course, seraient entre eux comme ces rayons, MN et MP. Il est aisé, d'après cela, de voir que, pour le tiroir fictif, le recouvrement extérieur, le recouvrement intérieur, l'ouverture maxima des lumières d'admission, l'avance linéaire, etc., seraient aux quantités correspondantes du tiroir réel comme MN est à MP. Dans la solution

du problème, on peut donc ne considérer que le tiroir fictif, car les données qui y correspondent se déduiront facilement de celles relatives au tiroir réel.

Voici maintenant quelles seront les formules générales à employer.

La formule (I) du premier exemple, qui répond au cas des barres croisées sera remplacée par celle qui répond aux barres droites et qui est

$$(I), \quad \operatorname{tg} \theta = \frac{\operatorname{tg} \Omega + \frac{u}{d}}{1 - \frac{u}{c} - \frac{u}{d} \operatorname{tg} \Omega}.$$

La formule (II) qui répond au cas où l'admission est donnée sur la face antérieure du piston, sera remplacée par la formule (20) qui répond au cas où l'admission est donnée sur l'arrière du piston et qui est

$$(II), \quad l = \sqrt{b^2 - m^2 \sin^2 \omega} - b + m(1 - \cos \omega).$$

Quant à la formule (III), il faut y remplacer a et δ par les mêmes quantités correspondantes au tiroir fictif, car toutes ces formules ont été établies dans la supposition que le tiroir a le mouvement même du coulisseau, ce qui est le cas du tiroir fictif, mais nullement du tiroir réel. Appelons donc a' et δ' les valeurs de a et de δ réduites dans le rapport $\frac{MN}{MP}$ ou encore $(a - \delta)'$ la valeur de $a - \delta$ réduite dans

le rapport $\frac{MN}{MP}$. On devra remplacer la formule (III) par celle-ci

$$(III), r = \frac{(a - \delta)'}{\cos(\theta - \Omega) - \cos \theta + \frac{u}{d} \sin(\theta - \Omega) - \frac{u}{d} \sin \theta - \frac{u}{c} \sin \theta \sin \Omega}$$

qui n'est autre chose que la formule déjà posée (22) appliquée au cas actuel.

La formule (IV) qui répond aux barres croisées est remplacée par celle-ci, qui répond aux barres droites

$$(IV), \quad B = r \left(1 - \frac{u}{c} \right) \sin \theta - \frac{ur}{d} \cos \theta.$$

La formule (V) change et l'on a :

$$(V), \quad \omega_0 = -\frac{\delta'}{B}$$

en remplaçant δ par δ' , c'est-à-dire par δ réduit dans le rapport de $\frac{MN}{MP}$.

La formule (VI) devient, en désignant par e' , e réduit dans le rapport $\frac{MN}{MP}$,

$$e' = r \cos \theta + \frac{ur}{d} \sin \theta - \delta'$$

$$\text{ou} \quad e' + \delta' = r \cos \theta + \frac{ur}{d} \sin \theta$$

$$\text{ou} \quad e + \delta = \frac{MP}{MN} \left(r \cos \theta + \frac{ur}{d} \sin \theta \right)$$

ou enfin

$$(VI), \quad e = \frac{MP}{MN} \left(r \cos \theta + \frac{ur}{d} \sin \theta \right) - \delta$$

Je mets encore $+\frac{ur}{d} \sin \theta$ au lieu de $-\frac{ur}{d} \sin \theta$ qui se trouve dans la formule (VI) parce que (VI), se rapporte au cas des barres droites, tandis que (VI) répond aux barres croisées.

Enfin la formule (VII) sera de même remplacée en faisant encore attention qu'il s'agit des barres droites et non des barres croisées, par celle-ci

$$(VII), i = \frac{MP}{MN} \left[-r \cos(\theta - \omega_2) - \frac{ur}{d} \sin(\theta - \omega_2) + \frac{ur}{c} \sin \theta \sin \omega_2 \right].$$

Je passe maintenant aux calculs numériques.

La fin de l'admission, au quatrième cran, correspond à $0^m, 243$ parcourus par le piston. Il faut chercher l'angle ω , correspondant à l'aide de la formule (II), en y faisant $l = 0^m, 243$.

Après deux approximations successives, on trouve

$$\omega = 84^\circ 15' 40''.$$

La première valeur approchée, Ω , de ω est donc

$$\Omega = \frac{1}{2} \omega = 42^\circ 7' 50''.$$

Et, en appliquant comme dans le premier exemple, les logarithmes à la formule (I), on trouve la première valeur approchée, θ , de θ , qui est

$$\theta_1 = 81^\circ 16' 20''.$$

Comme la course entière du coulisseau, dans la coulisse, depuis le point mort jusqu'à la pleine admission, est de $\frac{1}{2}$ de $0^m,320$, soit $0^m,160$, et qu'il y a dix crans, lorsqu'on est au quatrième cran le coulisseau est à une distance du point mort égale à $\frac{4}{10}$ de $0^m,160$, ou à $0^m,064$. Par conséquent, comme $c = \frac{1}{2}$ de $0^m,480$ ou $c = 0^m,240$, la valeur de u pour le quatrième cran, est $0^m,240 - 0^m,064 = 0^m,176$. Telle est, pour le quatrième cran, la valeur de u à appliquer dans la formule (I), pour le calcul de θ et, en général, dans toutes les formules.

Pour obtenir la première valeur approchée, r , de r , il faut calculer par logarithmes, la formule (III). Ainsi on a d'abord

$$a - \delta = 0^m,005$$

$$\text{et } (a - \delta)' = 0^m,005 \times \frac{MN}{MP} = 0^m,005 \times \frac{0.55}{0.62}$$

$$\text{ou } (a - \delta)' = 0^m,0045$$

$$\text{et } \log (a - \delta)' = \bar{3},6552125.$$

D'un autre côté, on a

$$\theta_1 - \Omega_1 = 39^\circ 8' 30''.$$

puis

$$\log \cos (\theta_1 - \Omega_1) = \bar{1},8896308 \text{ et } \cos (\theta_1 - \Omega_1) = 0,77559$$

$$\text{puis } \log \frac{u}{d} = \bar{1},0820531$$

$$\log \sin (\theta_1 - \Omega_1) = \bar{1},8001945$$

$$\log \left[\frac{u}{d} \sin (\theta_1 - \Omega_1) \right] = \bar{2},8822476 \text{ et } \frac{u}{d} \sin (\theta_1 - \Omega_1) = 0,076251$$

De même

$$\log \cos \theta_1 = \bar{1},1811002 \text{ et } \cos \theta_1 = 0,15174$$

$$\log \frac{u}{d} = \bar{1},0820531$$

$$\log \sin \theta_1 = \bar{1},9949417$$

$$\log \left(\frac{u}{d} \sin \theta_1 \right) = \bar{1},0769948 \text{ et } \frac{u}{d} \sin \theta_1 = 0,1194$$

$$\text{puis } \log \frac{u}{c} = \bar{1},8653015$$

$$\log \sin \theta_1 = \bar{1},9949417$$

$$\log \sin \Omega_1 = \bar{1},8266074$$

$$\log \left(\frac{u}{c} \sin \theta_1 \sin \Omega_1 \right) = \bar{1},6868506 \text{ et } \frac{u}{c} \sin \theta_1 \sin \Omega_1 = 0,48624$$

Donc le dénominateur de la valeur de r , d'après la formule (III), ou

$$\begin{aligned} \cos (\theta_1 - \Omega_1) - \cos \theta_1 + \frac{u}{d} \sin (\theta_1 - \Omega_1) - \frac{u}{d} \sin \theta_1 - \\ - \frac{u}{c} \sin \theta_1 \sin \Omega_1 = 0,094461 \end{aligned}$$

et le logarithme de ce dénominateur est $\bar{2},9752525$.

$$\text{Donc } \log r = \bar{2},6779600 \text{ et } r = 0^m,047639.$$

Ayant les premières valeurs approchées de θ et de r , il faut, comme il a été dit, chercher la première valeur approchée B , de B , afin d'en conclure la première valeur approchée de ω . Or, B , se calcule facilement par logarithmes à l'aide de la formule (IV). En effet :

$$\log r = \bar{2},6779600$$

$$\log \left(1 - \frac{u}{c} \right) = \log 0,26667 = \bar{1},4259742$$

$$\log \sin \theta_1 = \bar{1},9949417$$

$$\log \left[r \left(1 - \frac{u}{c} \right) \sin \theta_1 \right] = \bar{2},0988759 \text{ et } r \left(1 - \frac{u}{c} \right) \sin \theta_1 = 0,012557$$

$$\text{De même } \log r = \bar{2},6779600$$

$$\log \frac{u}{d} = \bar{1},0820531$$

$$\log \cos \theta_1 = \bar{1},1811002$$

$$\log \left(r \frac{u}{d} \cos \theta_1 \right) = \bar{4},9411133 \text{ et } \frac{u}{d} r \cos \theta_1 = 0,000873$$

d'où

$$B = 0,011684.$$

Maintenant, pour avoir la première valeur approchée (ω_0), de ω_0 , il faut appliquer les logarithmes à la formule (V).

Et d'abord :

$$\delta' = \delta \times \frac{MN}{MP} = 0^m,007 \times \frac{0,55}{0,62} = 0^m,0062$$

Or $\log \delta' = \bar{3},7925917$
 $\log B_1 = \bar{2},0675915$

Donc $\log(-\omega_0)_1 = \bar{1},724802$

et $(-\omega_0)_1 = 0^m,53064$ où $(\omega_0)_1 = -0^m,53064$

qui montre que $(\omega_0)_1$ est un arc négatif, dont la longueur est de $0^m,53064$ dans la circonférence dont le rayon est égal à l'unité. Son nombre de degrés est donc :

$$\frac{0,53064}{\pi} \times 180^\circ = \frac{0,53064}{3,1416} \times 180 = \frac{95,5152}{3,1416} = \frac{955152}{31416}$$

Le quotient est 30° , plus le reste, 12672. Pour avoir les minutes, il faut multiplier ce reste par 60, ce qui donne 760.520 qui, divisé par 31.416, donne pour quotient 24, plus un reste, 6.336. Pour avoir les secondes, il faut multiplier ce reste par 60, ce qui donne 380.160 qui, divisé par 31.416, donne pour quotient 12". Ainsi donc, en négligeant 2" on a :

$$(\omega_0)_1 = -30^\circ 24' 10''.$$

La moyenne entre cet angle et celui de la fin de l'admission, qui est $\omega_1 = 84^\circ 15' 40''$, étant de $26^\circ 55' 45''$, on a, pour la seconde valeur approchée de Ω :

$$\Omega_2 = 26^\circ 55' 45''.$$

Pour continuer les approximations, on recommence toujours la même série d'opérations. Ainsi, l'on trouve d'abord, au moyen de la formule (I)₂, la seconde valeur approchée θ_2 de θ , et l'on a :

$$\theta_2 = 71^\circ 55'.$$

Puis, au moyen de la formule (III)₂, la seconde valeur approchée r de r , qui est

$$r_2 = 0^m,087012.$$

Ensuite on obtient la seconde valeur approchée de B ,

$$B_2 = 0,0187945$$

et enfin la seconde valeur approchée de ω_0 , qui est

$$(\omega_0)_2 = -18^\circ 54' 2''.$$

D'où résulte la troisième valeur approchée de Ω , ou

$$\Omega_3 = 32^\circ 40' 50''.$$

En continuant toujours la même série d'opérations, on trouve successivement :

$$\begin{array}{l} \theta_3 = 76^\circ 3' 50'' \quad \text{et} \quad r_3 = 0^m,066815 \\ \text{puis} \quad \theta_4 = 74^\circ 38' 50'' \quad \text{et} \quad r_4 = 0^m,073147 \\ \text{puis} \quad \theta_5 = 75^\circ 11' \quad \text{et} \quad r_5 = 0^m,070683 \\ \text{puis} \quad \theta_6 = 74^\circ 59' 10'' \quad \text{et} \quad r_6 = 0^m,07158 \end{array}$$

En continuant ainsi au delà, on ne trouve plus, pour et pour r , que des différences inappréciables avec θ_6 et r_6 . On peut donc écrire, en négligeant des quantités infiniment petites,

$$\theta = 75^\circ \quad \text{et} \quad r = 0^m,0716$$

ou l'angle de calage $= 15^\circ$
 et le rayon d'excentricité $r = 0^m,0716$.

Il reste à trouver e et i . On les obtient directement à l'aide des formules (VI)₂ et (VII)₂, qui se calculent facilement par logarithmes, et l'on trouve :

$$e = 0^m,0235 \quad \text{et} \quad i = 0^m,0061.$$

En résumant tous ces résultats, on voit qu'on a trouvé par le calcul :

- 1° L'angle de calage. = 15°
- 2° Le rayon d'excentricité r = $0^m,0716$
- 3° Le recouvrement extérieur e . . . = $0^m,0235$
- 4° Le recouvrement intérieur i . . . = $0^m,0061$

Or, les mesures directes prises sur la machine donnent :

- 1° L'angle de calage. = 14°
- 2° Le rayon d'excentricité r = $0^m,072$
- 3° Le recouvrement extérieur e . . . = $0^m,026$
- 4° Le recouvrement intérieur i . . . = $0^m,006$

Toutes ces valeurs sont, comme on le voit, très-rapprochées de celles données par le calcul.

QUATRIÈME EXEMPLE.

Le quatrième exemple, qui se rapporte à des machines tenders, commandées par le chemin de fer de l'Ouest, pour la section de Versailles (rive droite), est destiné à montrer comment le calcul doit être dirigé lorsqu'il se

présente une certaine particularité, qui a lieu souvent lorsqu'on emploie la coulisse simple et qu'on ne fait pas usage du guide quarré de la tige du tiroir. Cette particularité consiste en ce que, contrairement à ce qui a été supposé jusqu'à présent, la course du tiroir ou plutôt du coulisseau et celle du centre du piston ne se font pas dans un même plan passant par l'axe de l'essieu moteur. Ainsi, dans le cas actuel, les tiroirs sont au-dessus des cylindres. LL' (voir la Pl. I, fig. 6) est la direction de l'axe du piston et le coulisseau est en N ; puis la tige du tiroir est articulée en P et les mouvements du tiroir sont à ceux du coulisseau comme MP est à MN . Ici on a $MI = 0^m,155$; $MN = 0^m,517$ et $MP = 0^m,589$. Donc $NI = 0^m,362$; et, en joignant le point N au centre O de l'essieu moteur, on peut calculer l'angle NOI , dont la tangente est égale à NI , divisé par la distance moyenne de la coulisse au point O , distance égale à la longueur des barres d'excentriques. On trouve cet angle égal à $16^\circ 24'$.

La meilleure manière de résoudre la question est de ramener ce cas au cas ordinaire traité dans l'exemple précédent, ce qui se fait très-simplement. Ainsi, au moment où le piston est à fond de course, il faut considérer les deux excentriques comme calés symétriquement par rapport à la ligne qui réunirait le centre de l'essieu moteur au coulisseau. Alors les deux angles de calage, avec la perpendiculaire à la manivelle, sont différents. Celui de l'excentrique de la marche en avant est inférieur à l'angle du calage, symétrique avec la perpendiculaire à la ligne qui joint le centre de l'essieu moteur avec le coulisseau, d'un angle égal à $16^\circ 24'$, et celui de l'excentrique de la marche en arrière est supérieur au même angle, du même angle de $16^\circ 24'$. On se trouve donc conduit à cette règle très-simple : suivre exactement la même marche, avec les mêmes formules, que dans l'exemple précédent. On arrive ainsi à certaines valeurs de r , 0 , e et i ; puis, au lieu de prendre un angle de calage de $90^\circ - 0$, donner à l'excentrique de la marche en avant un angle de calage sur la perpendiculaire à la manivelle de $90^\circ - 0 - 16^\circ 24'$ et à l'excentrique de la marche en arrière, un angle de calage sur la perpendiculaire à la manivelle, de $90^\circ - 0 + 16^\circ 24'$. Si le tiroir, au lieu d'être au-dessus du piston, avait été au-

dessous, il aurait fallu faire l'inverse : donner à l'excentrique de la marche en avant, un angle de calage, sur la perpendiculaire à la manivelle, de $90^\circ - 0 + 16^\circ 24'$, et à l'excentrique de la marche en arrière, un angle de calage, sur la perpendiculaire à la manivelle, de $90^\circ - 0 - 16^\circ 24'$.

On peut aussi résoudre la question différemment.

En effet, imaginons toujours les deux rayons d'excentricité calés symétriquement par rapport à la manivelle. Il est évident qu'en prenant pour point de départ le moment où la manivelle est dans la direction ON vers l'arrière, c'est-à-dire, faisant au-dessous de la ligne OLL' un angle de $16^\circ 24'$, le mouvement du tiroir, dans la direction ON , sera donné par les formules ordinaires et que, quand la manivelle aura tourné de $16^\circ 24'$, c'est-à-dire sera venue vers l'arrière, dans la direction OLL' , le tiroir aura marché d'une quantité correspondant à ce même angle. Cela revient donc à mettre le tiroir en avance sur le piston d'une quantité répondant à cet angle. Les calculs se feront donc exactement de la même manière à cela près que le zéro des angles, pour les formules du tiroir, correspondant à l'instant où la manivelle est en arrière dans la direction ON , tous les angles de rotation ω fournis par les positions du piston devront être augmentés de $16^\circ 24'$. Ainsi, par exemple, l'extrémité de la course du piston vers l'arrière ne répondra pas à $\omega = 0$, mais à $\omega = 16^\circ 24'$; l'autre extrémité ne répondra pas à $\omega = 180^\circ$, mais à

$$\omega = 180^\circ + 16^\circ 24' = 196^\circ 24',$$

parce que, je le répète, les angles de rotation doivent être comptés à partir de la direction ON prolongée vers l'arrière et non pas à partir de la direction OL prolongée vers l'arrière. Par la même raison, si le tiroir avait été au-dessous du piston, comme cela arrive quelquefois, les angles donnés par les positions du piston auraient dû être diminués au lieu d'être augmentés de l'angle NOI .

Voici maintenant quelles étaient les données particulières à l'exemple actuel. Il y avait huit crans pour la marche en avant et huit crans pour la marche en arrière. Les barres étaient droites. On voulait, pour le huitième cran, une admission de 0,75 de la course et une avance à l'échappement pour ce même cran de 0,08 de la course.

On voulait, toujours pour le huitième cran, une avance linéaire de $0^m,007$ et une ouverture maxima des lumières de $0^m,027$. On a $2c = 0^m,485$, et la course totale du coulisseau dans la coulisse est de $0^m,325$. On a, de plus,

$$m = 0^m,28; \quad b = 1^m,910 \quad \text{et} \quad d = 1^m,230.$$

Quant aux formules à employer, elles sont à très-peu près les mêmes que dans l'exemple précédent. Ainsi, on a toujours

$$\operatorname{tg} \theta = \frac{\operatorname{tg} \Omega + \frac{u}{d}}{1 - \frac{u}{c} - \frac{u}{d} \operatorname{tg} \Omega}.$$

On a toujours

$$B = r \left(1 - \frac{u}{c} \right) \sin \theta - \frac{ur}{d} \cos \theta$$

et

$$A = r \cos \theta + \frac{ur}{d} \sin \theta.$$

Seulement la formule $\omega_0 = -\frac{\delta'}{B}$ se trouve remplacée par celle-ci, qui s'obtient de la même manière,

$$(d\omega_0) = -\frac{\delta'}{B \cos \varphi - A \sin \varphi}.$$

Dans cette formule, φ représente l'angle dont nous avons parlé au commencement de cet exemple et qui est égal à $16^\circ 24'$, et $(d\omega_0)$ indique la quantité, généralement négative, qu'il faut ajouter à l'angle ω_0 , pour avoir l'angle de rotation ω_0 correspondant au commencement de l'admission.

Enfin la formule qui donne le rayon d'excentricité est, dans le cas actuel,

$$r = \frac{(a - \delta)'}{\cos(\theta - \Omega) - \cos(\theta - \varphi) - \frac{u}{d} [\sin(\theta - \varphi) - \sin(\theta - \Omega)] - \frac{u}{c} \sin \theta (\sin \Omega - \sin \varphi)}$$

Cette formule générale s'obtient toujours de la même manière que dans les autres exemples. Voici maintenant comment se fait l'opération.

La fin de l'admission répond à $0,75$ de la course, soit à $0^m,42$.

En faisant $l = 0^m,42$ dans la formule

$$l = \sqrt{b^2 - m^2 \sin^2 \omega} - b + m(1 - \cos \omega),$$

on trouve, après deux ou trois approximations successives, $123^\circ 25'$, pour l'angle de la fin de l'admission compté depuis l'instant où le piston est au commencement de sa course. Donc l'angle ω_1 de la fin de l'admission compté à partir de l'origine des angles de rotation, sera

$$\omega_1 = 123^\circ 25' + 16^\circ 24' = 139^\circ 49'.$$

L'angle Ω est toujours la moyenne entre l'angle du commencement et celui de la fin de l'admission. Or, prenons pour première valeur approchée de ω_0 l'angle $\varphi = 16^\circ 24'$, qui correspond au commencement de l'excursion du piston. On aura, pour première valeur approchée de Ω ,

$$\Omega_1 = \frac{16^\circ 24' + 139^\circ 49'}{2} \quad \text{ou} \quad \Omega_1 = 78^\circ 6' 30''.$$

Substituant dans la formule

$$\operatorname{tg} \theta = \frac{\operatorname{tg} \Omega + \frac{u}{d}}{1 - \frac{u}{c} - \frac{u}{d} \operatorname{tg} \Omega},$$

on a pour première valeur approchée de θ :

$$\theta_1 = 85^\circ 42' 30''.$$

Substituant ensuite ces premières valeurs de Ω et de θ dans la formule

$$r = \frac{(a - \delta)'}{\cos(\theta - \Omega) - \cos(\theta - \varphi) - \frac{u}{d} [\sin(\theta - \varphi) - \sin(\theta - \Omega)] - \frac{u}{c} \sin \theta (\sin \Omega - \sin \varphi)}$$

on a pour première valeur approchée de r

$$r_1 = 0^m,049224.$$

A l'aide de ces valeurs, on obtient:

$$B_1 = 0,0326524 \quad \text{et} \quad A_1 = 0,0068762;$$

puis

$$(d\omega_0)_1 = -12^\circ 4' 10''.$$

Il ne faut pas oublier que, dans la formule qui donne $(d\omega_0)$, δ' représente, comme dans l'exemple précédent, l'a-

vance linéaire δ réduite dans le rapport de MN à MP, de même que, dans la formule qui donne r , le numérateur $(a - \delta)'$ représente $a - \delta$ réduit dans le même rapport.

On aura donc, pour première valeur approchée de ω_0 , la valeur de φ augmentée de $(d\omega_0)'$, c'est-à-dire

$$(\omega_0)' = 16^\circ 24' - 12^\circ 4' 10'' \quad \text{ou} \quad (\omega_0)' = 4^\circ 19' 50''.$$

On a ensuite une seconde valeur approchée Ω_1 de Ω , en prenant la moyenne entre $(\omega_0)'$ et ω_0 . On a ainsi :

$$\Omega_1 = 72^\circ 4' 25''.$$

Puis, à l'aide de Ω_1 , on a une seconde valeur approchée de θ ,

$$\theta_1 = 81^\circ 32' 50''.$$

Puis on obtient une seconde valeur approchée de r ,

$$r_1 = 0^m,058631.$$

Ensuite on trouve :

$$B_1 = 0,0585015; \quad A_1 = 0,0123904$$

et enfin

$$(d\omega_0)' = -10^\circ 39';$$

d'où

$$(\omega_0)' = 5^\circ 45' \quad \text{et} \quad \Omega_1 = 72^\circ 47'.$$

En continuant toujours de même, on trouve :

$$\theta_2 = 82^\circ 2' 30'' \quad \text{et} \quad r_2 = 0^m,057386;$$

puis $\theta_3 = 81^\circ 59' 10''$ et $r_3 = 0^m,057526$.

Les valeurs de θ et de r ne variant plus sensiblement, on peut prendre pour valeurs de θ et de r ,

$$\theta = 82^\circ \quad \text{ou} \quad \text{l'angle de calage} = 8^\circ \quad \text{et} \quad r = 0^m,0575.$$

Pour calculer le recouvrement extérieur, il faut se servir de la formule

$$(e + \delta)' = r \cos(\theta - \varphi) + \frac{ur}{d} \sin(\theta - \varphi) - \frac{ur}{c} \sin \theta \sin \varphi,$$

qui exprime que, quand l'angle de rotation ω est égal à φ , c'est-à-dire quand le piston est à fond de course, la course du tiroir est $e + \delta$, ou son avance linéaire est δ . On trouve ainsi :

$$(e + \delta)' = 0^m,0218781$$

$$\text{et, comme} \quad e + \delta = \frac{(e + \delta)' \times MP}{MN},$$

$$\text{on a} \quad e + \delta = 0,024925$$

$$\text{et par suite} \quad e = 0^m,017925 \quad \text{ou} \quad e = 0^m,018.$$

Cherchons maintenant i , ou le recouvrement intérieur. Or, on veut que, pour le premier cran, l'avance à l'échappement soit les 0,08 de la course du piston, soit $0^m,0448$. Il faut donc faire $l = 0^m,56 - 0^m,0448 = 0^m,5152$ dans la formule

$$l = \sqrt{b^2 - m^2 \sin^2 \omega} - b + m(1 - \cos \omega),$$

qui donne, après deux ou trois approximations successives,

$$\omega = 149^\circ 14' 10'';$$

mais pour avoir l'angle de rotation correspondant ω_1 , il faut ajouter $16^\circ 24'$, d'où résulte

$$\omega_1 = 165^\circ 38' 10''.$$

Substituant dans la formule connue

$$i' = -r \cos(\theta - \omega_1) - \frac{ur}{d} \sin(\theta - \omega_1) + \frac{ur}{c} \sin \theta \sin \omega_1,$$

on a

$$i' = 0,0020181.$$

Or

$$i = i' \times \frac{MP}{MN}.$$

Donc

$$i = 0^m,002299$$

ou approximativement $i = 0^m,00225$

En résumé, nous avons obtenu :

- 1° L'angle de calage. = 8°
- 2° Le rayon d'excentricité. = $0^m,0575$
- 3° Le recouvrement extérieur. . . = $0^m,018$
- 4° Le recouvrement intérieur. . . = $0^m,00225$

C'est effectivement ainsi que ces machines ont été construites et elles remplissent rigoureusement les conditions demandées.

J'aurais pu multiplier les exemples, et les formules à employer auraient pu varier un peu suivant les cas, mais toujours la théorie indiquera très-facilement de quelles formules on devra faire usage, et on arrivera toujours au résultat par plusieurs approximations successives. J'aurais pu, par exemple, traiter un cas où le calage de deux excentriques est différent; mais cela revient à donner au

tiroir une certaine avance ou un certain retard par rapport au piston, correspondant à la différence des deux angles de calage. Dans ce cas (voir formule 26), il y a une inconnue de plus, l'angle ε ; aussi, peut-il y avoir une donnée de plus. Ainsi, dans le dernier exemple, on aurait ajouté, je suppose, aux données qui ont été posées, l'admission à un des derniers crans de détente, et l'équation

$$\operatorname{tg} \theta = \frac{\operatorname{tg} \Omega + \frac{u}{d}}{1 - \frac{u}{c} - \frac{u}{d} \operatorname{tg} \Omega}$$

aurait été remplacée par les deux suivantes :

$$\operatorname{tg} \sigma = \frac{\operatorname{tg}(\Omega + \varepsilon) + \frac{u}{d}}{1 - \frac{u}{c} - \frac{u}{d} \operatorname{tg}(\Omega + \varepsilon)} \quad \text{et} \quad \operatorname{tg} \tau = \frac{\operatorname{tg}(\Omega' + \varepsilon) + \frac{u}{d}}{1 - \frac{u}{d} - \frac{u'}{d} \operatorname{tg}(\Omega' + \varepsilon)}$$

les crans de la seconde formule se rapportant à l'un des derniers crans dont on aurait donné l'admission.

Ces deux équations, pour des valeurs approchées successives de σ et de σ' , donneraient les valeurs approchées successives de ε et de ε' . Du reste, le fond de la méthode serait le même.

Ce travail a été soumis à l'Académie des sciences et renvoyé à l'examen d'une commission composée de MM. Combes et Morin. Cette commission déclare que « M. Philips a fait faire » un nouveau progrès à l'étude des effets si complexes de la » distribution dans les machines locomotives, et que son mémoire est digne d'être inséré dans le *Recueil des savants étrangers*. » L'Académie, dans sa séance du 21 février 1855, a adopté ces conclusions. C.

VOYAGE EN HONGRIE

EXÉCUTÉ EN 1851,

Par MM. RIVOT et DUCHANOY, ingénieurs des mines.

INTRODUCTION.

La Hongrie, la Transylvanie et le Banat, actuellement annexés à l'empire d'Autriche, offrent aux ingénieurs et aux historiens des sujets d'étude des plus remarquables.

L'exploitation des mines d'or, d'argent, de plomb, de cuivre, etc., commencée dès le huitième siècle, continuée presque sans interruption dans plusieurs localités, abandonnée et reprise successivement dans d'autres, au milieu des bouleversements inouïs qu'ont éprouvés ces contrées, présente en ce moment, après de longues années de tranquillité, l'ensemble le plus curieux qu'un ingénieur puisse visiter.

A Schemnitz, Kremnitz, Neusohl, Libethen, dans la basse Hongrie, on peut étudier une exploitation traditionnelle continuée presque sans interruption pendant des siècles, ainsi que la préparation mécanique et le traitement métallurgique lentement perfectionnés des minerais aurifères et argentifères.

Schmölnitz, dans la haute Hongrie; Orawicza, Szaska, dans le Banat, offrent les exemples de mines de cuivre très-pauvres et d'un traitement métallurgique tout spécial, l'amalgamation du cuivre noir.

Nagybánya, Kapnik, Felsöbánya, sur la limite occidentale de la Transylvanie, possèdent des mines d'or,

d'argent, de plomb, de cuivre, dans lesquelles des travaux anciens, d'un développement gigantesque, sont accusés par les explorations entreprises depuis plus d'un siècle. Les minerais extraits, en partie des vieux travaux, en partie des massifs et des filons vierges, sont traités dans plusieurs usines importantes qui suivent une méthode différente de celle de la Basse-Hongrie.

Les mines d'or de la Transylvanie, à Zalathna, etc., livrent annuellement des produits d'une valeur considérable.

De nombreuses usines à fer, dans la haute et la basse Hongrie, la Transylvanie et le Banat, à Libethen, Theissholz, Dyosgyor, Strumbuli, Bogschau, Schmöllnitz, Vayda-Hunyad, Reschicza, produisent ensemble plus de 350.000 tonnes de fonte.

Schmöllnitz et Zalathna possèdent des mines de mercure dont l'importance n'est pas encore bien constatée.

Le sel gemme forme des dépôts d'une énorme puissance sur les bords de la Maros, en Transylvanie; les mines de Marosujvar sont certainement les plus belles et les plus curieuses du monde entier.

Le combustible est fourni par les forêts qui couvrent encore presque toutes les montagnes, par les bassins houillers de la basse Hongrie et par celui de Steierdorf (Banat) (1).

Nous pourrions citer encore les gisements d'opale de la haute Hongrie, les mines d'alun, les mines de nickel

(1) Pour mieux constater l'importance des productions minérales de la Hongrie, de la Transylvanie et du Banat, nous donnons dans la note I placée à la fin de notre mémoire le tableau général de la production de toutes les usines pour l'année 1847.

et de cobalt des environs de Schmöllnitz, dont les Anglais achètent les produits, etc.

Pour comprendre l'état actuel des mines et des usines, il faut avoir réfléchi sur les invasions, les guerres, les révolutions qui ont ravagé périodiquement ces contrées, qui ont dû interrompre presque partout les travaux commencés à diverses reprises et anéantir souvent jusqu'aux traditions.

Parmi les faits historiques les plus importants, nous devons mentionner : l'établissement de la domination romaine au temps d'Auguste; les invasions successives des Goths, des Huns, des Gépides, des Ostrogoths, des Avars et enfin des Madgyares, auxquelles succéda une période de tranquillité relative sous le règne de saint Étienne, tranquillité bientôt suivie de révolutions, de guerres de succession, d'invasions nouvelles par les Mongoles, les Ottomans et les Autrichiens.

Les travaux des mines, commencés probablement à l'époque de la domination romaine, ont dû être très-fréquemment interrompus par tous ces bouleversements, à l'exception de la contrée de Schemnitz, dans laquelle ils ont pu se continuer avec plus ou moins d'activité. Presque partout la reprise sérieuse des exploitations date seulement du dix-huitième siècle; elle est postérieure à l'annexion du royaume de Hongrie à l'empire d'Autriche, sous Marie-Thérèse.

Nous laisserons de côté les usines à fer, les mines de houille et de sel gemme, et même les mines d'or de Zalathna, que des inondations nous ont empêchés de visiter.

Plusieurs mémoires importants ont été déjà publiés dans les *Annales des mines*, sur la Hongrie, par MM. Gruner, de Chancourtois, Pache, etc. Nous aurons soin de renvoyer le lecteur à ces mémoires toutes

les fois que les opérations qu'ils ont décrites n'auront pas été modifiées.

Le dernier travail sérieux publié en France sur la géologie de la Hongrie est le voyage de M. Beudant (1825). L'auteur a consigné dans son excellent ouvrage une foule de renseignements précieux pour les voyageurs et pour les savants, et dont notre rapide excursion nous a permis de constater l'exactitude et l'utilité. C'est à ce livre qu'il faut avoir recours pour étudier la géologie de la Hongrie.

Aperçu
géologique.

Nous nous bornerons à rappeler le rôle spécial de la formation trachytique avec laquelle les gisements aurifères et argentifères sont toujours en relation.

Les trachytes, accompagnés de grüstein porphyre, de syénite et de basalte, se trouvent à Schemnitz, à Kremnitz, au sud de Kaschau, à Nagy-Banya, dans le Banat.

Dans toutes ces localités, la syénite et le grüstein paraissent antérieurs aux trachytes qui les entourent complètement, comme cela se voit parfaitement, dans la contrée de Schemnitz.

Le grüstein repose sur le gneiss et le granite, tandis que les trachytes sont recouverts soit par le terrain houiller, à Herrengrund, Liebethen, Zalatna, soit immédiatement par le terrain tertiaire et la molasse, comme à Schemnitz.

Le grüstein présente un mélange en proportions variables de feldspath et d'amphibole, et presque toujours de calcaire, dont la présence est indiquée par l'effervescence que produisent les acides. La pyrite de fer, en mouches ou en petits cristaux, est disséminée dans la roche en assez grande abondance, surtout dans le voisinage des filons. La présence de ce minéral paraît contribuer à rendre la roche facilement altérable

par les agents atmosphériques, et cette altération établit une ressemblance frappante entre les filons de l'Auvergne et ceux de la Hongrie.

Le trachyte se présente sous des aspects très-variés, depuis le trachyte ordinaire jusqu'aux conglomérats et aux roches poreuses et scorifiées qui paraissent terminer partout la formation.

Les basaltes forment ordinairement des montagnes arrondies, qui présentent rarement la division columnaire, si remarquable sur les bords du Rhin et dans d'autres localités de l'Europe.

Les filons métallifères sont en général dans le grüstein et ne pénètrent nulle part dans les basaltes. A Schemnitz, ils s'arrêtent aux trachytes; à Nagybanya, Felsöbanya, Kapnik, Orawicza, ils sont quelquefois dans le trachyte, ou à la séparation du grüstein et du trachyte, et se montrent aussi riches dans tous les terrains.

Nous indiquerons dans la description des différents districts métallifères les aspects variés sous lesquels se présentent les filons.

Un séjour de trois mois à peine dans ces contrées, pendant l'année 1851, nous a permis de recueillir sur les principales mines et usines des renseignements qui peut-être ne paraîtront pas dépourvus d'intérêt.

Nous nous bornerons à donner un aperçu de la situation des principales mines de cuivre, plomb, or et argent de Schemnitz, Nagybanya, Kapnik, Felsöbanya, Orawicza; nous y joindrons un résumé des opérations de la préparation mécanique employée pour enrichir les minerais d'or et d'argent.

Nous décrirons ensuite avec quelque détail les méthodes différentes de traitement métallurgique des minerais de cuivre, plomb, or et argent.

Notre mémoire sera divisé en deux parties : dans la première, nous traiterons des mines et de la préparation mécanique ; la seconde sera consacrée aux usines.

PREMIÈRE PARTIE.

DES MINES D'OR ET D'ARGENT ET DE LA PRÉPARATION MÉCANIQUE.

Nous décrirons aussi brièvement que possible la situation actuelle des mines de la contrée de Schemnitz, celles de Nagybánya, Felsöbánya et Kapnik, et enfin celles d'Orawicza dans le Banat. Nous insisterons spécialement sur la contrée de Schemnitz, dans laquelle les filons sont mieux connus.

Schemnitz.

L'administration supérieure de Schemnitz comprend un district très-étendu, dans lequel l'exploitation des mines remonte au moins au onzième siècle, et même au huitième, d'après quelques traditions.

Les filons sont exploités à Schemnitz, Windschacht, Dülln, Hodritsch, et plus loin à Czarnowitz, Kremnitz, Neusohl, Altsohl, Libethen, etc.... Nous considérerons seulement les mines situées dans le voisinage immédiat de Schemnitz, parce que ce sont les plus importantes, et parce qu'elles suffisent pour faire connaître la nature des gisements.

Les filons se trouvent tous dans une roche verte, nommée par les Allemands grünstein porphyr, composée principalement de feldspath et d'amphibole, entourée de toutes parts par le trachyte, qui lui-même est recouvert par les terrains tertiaires. Au centre de la formation de grünstein s'élève une montagne basaltique isolée, sur les flancs de laquelle s'appuie la roche porphyrique.

Position
géologique.

Le trachyte repose sur le grünstein ; il forme un anneau elliptique, allongé du S.-O. au N.-E., dont le grand axe n'a pas moins de 80 kilomètres. La bande de trachyte a une largeur considérable et présente toutes les variétés, les perlites, les roches poreuses et scoriées, les trachytes porphyriques et les porphyres trachytiques presque argileux.

Les filons, nombreux dans le grünstein, n'ont pas encore été trouvés productifs dans le trachyte, et ne pénètrent pas dans le basalte. Ils sont presque tous parallèles, et présentent des veines détachées, plus ou moins écartées au toit et au mur, et quelquefois plus riches que les filons eux-mêmes. Rarement la séparation des filons de la roche encaissante est nettement accusée par des salbandes : presque toujours le grünstein est fortement imprégné de pyrite de fer, et altéré au contact. L'altération est souvent complète et la roche porphyrique prend une consistance argileuse jusqu'à la distance de trois à quatre mètres.

On exploite un groupe de sept filons principaux, à peu près parallèles, dirigés sur l'h. 3, espacés de 300 à 600 mètres les uns des autres.

Filons
principaux.

En marchant du sud au nord on les rencontre dans l'ordre suivant :

1° Le Grünergang, ou le Franz-gang, dans lequel les travaux ont été commencés seulement au dix-huitième siècle, mais qui a produit des richesses considérables ;

2° Le Stephangang, découvert à peu près en même temps que le premier :

3° Le Johanggang, plus anciennement connu, mais moins important ;

4° Le Spitalergang, ou Hauptgang : filon principal de Schemnitz ;

5° Le Biebergang, autrefois très-important, et maintenant peu productif;

6° Le Theresiangang;

7° Le Ochsenkopfgang.

Un huitième filon, d'une direction entièrement différente, le Wolfsgang, est connu seulement entre le Biebergang et le Spitalergang, et paraît avoir été coupé et rejeté par ces deux filons.

En avançant plus au nord, à Hodritz, on rencontre un nouveau système, composé de cinq filons à peu près parallèles, mais moins productifs et moins importants que ceux de Schemnitz. Nous considérerons seulement ces derniers.

Spitalergang.

Le filon principal, le Spitalergang, est connu maintenant sur une longueur de plus de 5.000 mètres; il s'étend à l'ouest jusqu'à Windschacht, et à l'est bien au delà de Schemnitz.

Sa puissance est variable, de 4 à 7 mètres; son inclinaison vers le sud est de 50° près de Schemnitz; elle atteint 70° auprès de Windschacht.

La partie occidentale du filon contient seulement du minerai d'argent, tandis que la partie orientale renferme beaucoup de galène: le même phénomène s'observe dans les autres filons; aussi peut-on distinguer deux régions différentes: celle de Schemnitz, dans laquelle les filons contiennent du plomb; celle de Windschacht, dans laquelle la galène est fort rare et pour ainsi dire accidentelle.

Cette division en deux régions, l'une plombeuse, l'autre argentifère, cessera peut-être d'être applicable, quand les travaux auront été poussés à une plus grande profondeur, parce que la galène devient plus abondante dans les niveaux inférieurs dans presque tous les filons, et paraît devoir dominer à l'ouest aussi bien qu'à l'est.

Dans la région plombeuse, le Spitalergang, exploité jusqu'à la profondeur de 240 mètres, contient comme masse de remplissage, une roche feldspathique, très-facilement altérable à l'air, plus quartzreuse que le grünstein porphyr, avec des veinules de calcaire spathique, disposées par places en salbandes. Il renferme comme matières minérales: de la galène à facettes plus ou moins grandes, disposées en veines, en veinules, en mouches; de la pyrite de fer; de la blende; de la pyrite de cuivre; du cuivre gris; du quartz compacte, coloré en rouge par de l'oxyde de fer, et contenant toujours un peu d'or natif: c'est le zinnöpel des minéralogistes allemands.

Aucune de ces substances ne forme des zones parallèles; elles sont toutes irrégulièrement réparties dans la masse du filon.

Au puits Sigismond, foncé auprès de Schemnitz, du côté de Windschacht, et vers la partie moyenne du filon, intermédiaire entre les deux régions, plombeuse et argentifère, le Spitalergang a présenté aux niveaux supérieurs une assez grande abondance de minerais d'argent, tandis qu'aux étages inférieurs la galène est dominante. Le filon a une puissance de 5 à 7 mètres; son remplissage est toujours une roche feldspathique facilement altérable à l'air, contenant des veines nombreuses de quartz saccharoïde, de baryte sulfatée blanche, de spath calcaire. Les veinules de calcaire se trouvent principalement au toit; elles sont assez écartées les unes des autres et réunissent au filon des masses considérables de la roche encaissante, imprégnée de pyrite. La galène et la blende sont les espèces minérales les plus abondantes; les minerais d'argent et le zinnöpel ne se montrent guère dans ces profondeurs et ne descendent pas jusqu'au niveau de la grande galerie

d'écoulement de Joseph II, à 376 mètres au-dessous de l'orifice du puits Sigismond.

A Windschacht le filon principal est exploité jusqu'à une profondeur de plus de 500 mètres; il présente une masse feldspathique, avec veinules de quartz, de baryte sulfatée et de spath calcaire; il renferme, comme matières utilisables, différentes espèces minérales souvent argentifères, disséminées en mouches, et plus rarement en veinules dans la roche feldspathique. La galène et la blende ne sont encore qu'accidentelles au niveau de la galerie de Joseph II. L'exemple du puits Sigismond fait craindre qu'à une profondeur plus grande, les minerais d'argent ne soient remplacés par de la galène.

Biebergang.

Le filon le plus important après le Spitalergang, par les richesses énormes qu'il a produites, bien plus que par sa valeur actuelle, est le Biebergang, au nord du précédent, à la distance de 385 mètres. Il est dirigé entre l'h. 2 et l'h. 3, et plonge vers le sud sous un angle de 45 à 50°. Il a été exploité jusqu'à la profondeur de 422 mètres et sur plus de 6.000 mètres de longueur. Ce filon est remarquable à plus d'un titre, d'abord par son énorme puissance, qui dépasse en certains points 40 mètres, et n'est jamais inférieur à 20 mètres; en second lieu par son mode de remplissage et la richesse des minerais d'argent qu'il a livrés.

Il renferme des minerais d'argent un peu aurifères, disséminés en veines très-irrégulières dans une roche feldspathique, facilement altérables aux agents atmosphériques et prenant une consistance argileuse. Du côté de Schemnitz on a rencontré des veines de quartz et un peu de galène, mais en proportion bien moindre que dans le Spitalergang.

Les veinules de minerais se sont présentées vers le toit avec une certaine continuité, tandis qu'elles ont

offert dans le reste de la masse l'irrégularité la plus grande. A la profondeur de la galerie d'écoulement de Joseph II, le Biebergang est à peu près improductif.

Entre les deux filons précédents, et vers l'ouest, à Windschacht, on exploite le Wolfgang, dont la direction diffère de celle des deux autres; il est dirigé sur l'h. 6, et plonge à l'ouest sous un angle de 70 à 80°.

Wolfgang.

On ne connaît pas exactement ses relations avec le Spitalergang; mais il est certainement coupé et rejeté par le Biebergang.

Il est formé de plusieurs veines quartzeuses et calcaires, présentant de nombreuses géodes tapissées de cristaux de quartz, souvent colorés en violet et criblés de petites cavités contenant de l'eau.

La veine principale est accompagnée à une faible distance au toit et au mur, de deux veines secondaires, également quartzeuses et peu productives.

La grande dureté du Wolfgang et de la roche encaissante est un caractère distinctif de ce filon, qui peut-être appartient à un système de filons parallèles, jusqu'à présent peu exploré.

Le filon Thérèse, à 200 mètres au nord du Biebergang, dirigé sur l'h. 5, plongeant vers le sud sous un angle de 75 à 80°, a été reconnu et en grande partie exploité sur une longueur de 4.700 mètres en direction et jusqu'à une profondeur de 400 mètres. Il est peu puissant et généralement très-quartzeux.

Theresiengang.

Les parties supérieures ont produit des minerais d'argent très-riches, tandis qu'à la profondeur de la galerie de Joseph II la galène paraît devenir la matière minérale dominante.

Nous ne ferons que citer le nom de ce filon, le plus septentrional de ceux reconnus dans la contrée de Schemnitz, parce qu'il a été un peu productif seule-

Ochsenkopfgang.

ment dans les niveaux supérieurs, et qu'on a dû abandonner son exploitation à la profondeur de 200 mètres.

Johanngang.

A 270 mètres au sud-est du Spitalergang se trouve le filon Johann, dirigé sur l'h. 3, plongeant vers le sud sous un angle de 60°. Il a été reconnu sur une longueur considérable, et les travaux d'exploitation ont été poussés en profondeur jusqu'au niveau de la grande galerie d'écoulement.

Dans les parties supérieures, il contenait principalement des minerais d'argent très-riches, disséminés en veinules dans une roche feldspathique très-altérée, presque argileuse, accompagnée de veines calcaires. Dans la profondeur, la galène pauvre en argent devient de plus en plus abondante, et l'exploitation n'est plus aussi productive qu'elle l'a été autrefois.

Stephanganf.

Une grande distance (environ 1.000 mètres) sépare le filon Johann du Stephanganf, situé plus au sud : ce dernier est dirigé sur l'h. 3, et plonge vers le nord. Il est composé de cinq veines métallifères, dont l'écartement assez irrégulier produit par places des renflements considérables. Sa puissance rapportée à l'ensemble des cinq veines, considérées comme formant un seul filon, est variable entre 10 à 25 mètres.

Le Stephanganf est bien plus riche dans sa partie occidentale que dans sa partie orientale ; aux niveaux supérieurs, il a présenté des veines argentifères extrêmement riches, tandis que dans la profondeur la galène et la blende deviennent plus abondantes et paraissent exclure les espèces minérales de l'argent.

La pyrite de fer est très-abondante dans ce filon, et la roche encaissante, comprise entre les différentes veines, contient également une forte proportion de ce minéral.

On a retiré des parties supérieures du Stephanganf

des richesses énormes, et pendant plusieurs années la production ne s'est pas élevée à moins de 100 kilogrammes d'argent par semaine, chiffre que les travaux actuels sont bien loin d'atteindre.

Le dernier des filons de la contrée de Schemnitz, le Grünergang, est éloigné de 400 mètres environ du précédent ; il est dirigé sur l'h. 2 à 3 et plonge vers le sud de 70 à 80°. Il a une puissance variable de 2 à 4 mètres, en raison du plus ou moins d'écartement des veines dont il se compose. La roche encaissante qui sépare ces veines est fortement imprégnée de pyrites, et très-facilement altérable à l'air.

Grünergang.

Le Grünergang contient des calcaires spathiques, de la baryte sulfatée et une roche feldspathique argileuse très-chargée de pyrites. Il renferme des mouches et des veinules de minerais d'argent, disséminées dans la roche argileuse avec la plus grande irrégularité, toujours accompagnées de quartz blanc laiteux et de pyrite de fer.

Les minerais se présentent ordinairement dispersés en petites colonnes, de 1 mètre à 1^m,50 en direction, très-difficiles à suivre et à retrouver en profondeur.

A l'est et à l'ouest, le Grünergang présente deux bifurcations symétriques qui pourraient faire supposer le croisement sous un angle très-aigu de deux filons distincts, accompagnés chacun de veines du toit et du mur.

L'ensemble de toutes les veines présente une richesse bien plus grande vers l'ouest, dans la partie exploitée par le gouvernement, que vers l'est, dans la partie concédée à des particuliers.

La blende et la galène n'ont pas encore été trouvées en masses un peu considérables dans le Grünergang.

Nous devons encore faire mention d'un filon situé

plus au sud, très-rapproché des trachytes, et auquel on a donné le nom de Johann Nepomuck. On l'a exploré sur une certaine étendue, mais bientôt les travaux ont été suspendus par suite de la stérilité presque complète du filon.

Historique.

Nous devons à l'obligeance de M. Faller, ingénieur chargé de la géométrie souterraine du district de Schemnitz, des renseignements curieux sur les phases diverses de l'exploitation des mines; nous en donnons un résumé succinct.

L'exploitation des mines a été commencée en l'année 1755, suivant une tradition assez vague, par des mineurs allemands, auxquels on attribue également la construction de la ville de Schemnitz. Les travaux ont été faits dans le principe par des particuliers, et l'État n'est intervenu que sur la fin du seizième siècle (1587). Maintenant les particuliers ne possèdent plus qu'un très-petit nombre de concessions qu'ils exploitent sous la direction des ingénieurs du gouvernement autrichien.

En 1494 et en 1509, l'abondance des eaux et l'approfondissement des travaux ont déterminé l'ouverture de deux galeries d'écoulement: l'une à Hodritz, nommée Ladislas erbstollen (galerie de Ladislas); l'autre à Schemnitz, la Bieber erbstollen.

Un peu plus tard, en 1549, on ouvrit à Schemnitz une galerie d'écoulement un peu plus profonde, la dreifaltigkeit erbstollen (galerie de la Trinité), et on prolongea jusqu'à Schemnitz la galerie de Ladislas, sous le nom de Kaiser Franz erbstollen (galerie de l'Empereur François). Ce travail a été terminé seulement en 1765.

Au commencement du dix-huitième siècle, avant l'achèvement de cette longue galerie, les eaux étaient

devenues tellement abondantes à Schemnitz que leur épuisement exigeait 1.000 hommes et 384 chevaux. La richesse des filons ne répondait pas aux frais énormes que nécessitait l'épuisement, et l'administration supérieure avait déjà donné l'ordre (1710) de suspendre tous les travaux, quand M. le oberkunstmeister Hell obtint à force d'instances un dernier subside de 30.000 florins, avec lesquels il put établir ses machines à colonne d'eau.

Son génie et sa persévérance parvinrent à sauver les mines de Schemnitz d'un complet abandon.

La galerie de l'Empereur François, poussée d'abord jusqu'à Schemnitz seulement, a été reprise dans la vallée de Ribnik, vers la fin du dix-huitième siècle, par le puits François (Franzschacht) et a coupé plusieurs veines, les unes stériles, les autres métallifères. Les plus importantes sont les filons nommés Stephan-gang et Grünergang, dont les niveaux supérieurs ont livré des richesses immenses.

Les machines à colonne d'eau établies par l'ingénieur Hell aux puits Sigismond, Andreas, Amalia, Léopold, et les galeries d'écoulement devinrent bientôt insuffisantes pour épuiser les eaux à la profondeur toujours croissante des travaux; il fallut commencer, en 1782, une nouvelle galerie qui porte maintenant le nom de l'Empereur Joseph II, k. Joseph II erbstollen; son orifice est dans la vallée de la Gran, à plus de 14.000 mètres du puits Sigismond, vers lequel elle est dirigée. Au mois d'août 1850, on avait déjà terminé 8.700 mètres environ, à l'aide de plusieurs puits intermédiaires et en dépensant 2.112.016 florins (5.280.000 francs), soit plus de 500 francs par mètre courant.

Cette longue galerie sera terminée dans dix ans au

plus tôt, si les travaux sont poussés avec activité. Dans cet intervalle de nouvelles machines à colonne d'eau seront établies, et l'exploitation de tous les filons pourra être portée jusqu'à la profondeur de 450 mètres au moins.

Pour l'intelligence de ce qui précède, nous ajouterons quelques détails sur les différentes galeries d'écoulement.

La plus ancienne, Bieber erbstollen, a près de 6.000 mètres de longueur; elle a permis d'exploiter près de 200 mètres en profondeur dans les mines de Schemnitz.

La galerie de la Trinité, Dreyfaltigkeit erbstollen, est à 45 mètres plus bas que la précédente; elle s'étend depuis Schemnitz jusqu'au puits Siglisberg, de Windschacht.

La longue galerie de l'Empereur François, k. Franz erbstollen, doit son nom actuel à la visite des mines que fit à Schemnitz l'empereur François en 1751. Son orifice est à Hodritz; elle est poussée bien au delà de Schemnitz et présente un développement total de 55.000 mètres, en comprenant toutes les ramifications vers les différentes exploitations. Les travaux commencés en 1494 n'ont été terminés qu'en 1765.

Cette galerie est à 95 mètres plus bas que celle de la Trinité, et à 159 mètres au-dessous du sol de la Bieber erbstollen.

Enfin la dernière galerie, commencée en 1782, la k. Joseph II erbstollen, dont l'orifice est auprès du village de Wohnitz, dans la vallée de la Gran, est à 137 mètres en contre-bas de celle de l'Empereur François, soit à 276 mètres de la plus ancienne galerie.

A ces immenses travaux souterrains, il faut ajouter encore ceux faits à la surface, les étangs et les ca-

naux, qui servent à enmagasiner les eaux superficielles et à les conduire, soit aux machines d'épuisement, soit aux ateliers de préparation mécanique.

La somme des longueurs des canaux dépassé 60.000 mètres.

Avant de faire connaître la production actuelle des mines de Schemnitz, nous décrirons rapidement le mode de préparation mécanique des minerais (1).

Les mines produisent plusieurs espèces de minerais; on doit distinguer :

1° La galène un peu argentifère accompagnée de quartz, de calcaire, de baryte, d'une roche feldspathique, plus ou moins altérée et imprégnée de pyrite de fer;

2° Les minerais spécialement argentifères, qui se présentent en mouches ou en veinules, disséminés dans une gangue feldspathique, quartzreuse et pyriteuse;

3° Le quartz aurifère, ou cinnoble, ordinairement mélangé avec les autres espèces et surtout avec la première.

La préparation mécanique à laquelle ces minerais doivent être soumis a été installée dans le but spécial d'enrichir les minerais d'argent et de retirer une grande partie de l'or contenu dans les minerais; elle devra subir, dans un avenir plus ou moins éloigné, des modifications assez importantes résultant de l'abondance croissante des minerais de plomb dans la profondeur de presque tous les filons. Nous n'avons pas du reste à nous occuper ici de cette question.

(1) Nous renvoyons pour le détail des appareils au mémoire publié par M. Pache dans les *Annales des mines*, 4^e série, tome X, page 595, et à la publication récente de M. Rittinger, sur l'appareil nommé spitzkasten.

Cassage et triage. Les minerais amenés au jour sont divisés en menus et en minerais. Ces derniers sont cassés en morceaux assez petits pour qu'on puisse en faire un triage, d'après leur nature et leur qualité.

Ces opérations produisent :

1° Des minerais bons à fondre, de plomb, d'argent, d'or ;

2° Des minerais de bocard, en morceaux, séparés également en minerais de plomb, minerais d'argent, minerais spécialement aurifères ;

3° Des menus provenant du cassage, et pour lesquels on adopte encore, d'après leur provenance, la distinction de menus, plumbeux, argentifères ou aurifères ;

4° Des morceaux stériles qui peuvent être jetés.

Le stérile provient principalement du triage des minerais qui contiennent la galène comme seule matière utilisable. Ceux qui renferment du cinnoble et les espèces minérales de l'argent, ordinairement disséminées en particules très-fines dans la gangue, ne donnent pas de stérile, et les matières extraites doivent passer toutes à la préparation mécanique.

Minerais
bons à fondre.

Les minerais riches, de plomb et d'argent, sont traités séparément dans des ateliers voisins des aires de cassage et de triage. Ils sont écrasés en grenailles assez fines pour passer facilement au traitement métallurgique.

Les minerais riches aurifères sont au contraire pulvérisés très-fin et soumis à l'amalgamation. On en retire par là une forte proportion de l'or contenu à l'état métallique ; les résidus sont envoyés à la préparation mécanique en même temps que les minerais aurifères pauvres.

Minerais
de bocard.

Les menus des mines, les menus du cassage, les minerais de bocard en morceaux, sont expédiés aux

ateliers de préparation mécanique, dans lesquels on doit retirer les matières utilisables.

Les ateliers sont souvent fort éloignés des mines : leur emplacement a été déterminé par un assez grand nombre de considérations : la possibilité de se procurer les eaux motrices et les eaux nécessaires au lavage ; la nécessité de répartir le travail dans toute l'étendue du pays et de donner de l'ouvrage aux habitants à peu de distance de leurs villages, etc.

Cet éloignement des ateliers de préparation mécanique des exploitations occasionne des frais de transport très-élevés, et qui influent notablement sur le prix de revient du minerai bon à fondre.

Chaque bocard reçoit, autant que possible, la même qualité de minerais pauvres à enrichir, afin que le travail et les résultats soient plus réguliers.

Les appareils employés dans les différents ateliers dépendent de la nature des minerais à traiter : ceux qui ne reçoivent pas de minerais aurifères comprennent seulement : un bocard, des labyrinthes, des tables à secousses ou des tables dormantes. Quelques-uns ont en outre des bassins de dépôt et de longues tables analogues à celles employées au Harz et nommées *kehrherde*.

Appareils.

Les ateliers qui traitent des minerais aurifères ont des appareils spéciaux pour retirer l'or, des moulins à or, et des caissons à or (*goldmühlen* et *goldluten*). Tous ces appareils ont été décrits par M. Pache, dans le mémoire précédemment cité.

M. Rittinger, maintenant directeur général de la préparation mécanique dans tout l'Empire autrichien, a fait établir dans plusieurs ateliers des appareils nouveaux, adoptés déjà dans d'autres pays, au Harz et en Prusse, pour remplacer les labyrinthes. Nous n'a-

vous pas besoin d'insister sur ces appareils, que M. Rittinger a décrits dans une publication spéciale, et dont la disposition générale a été donnée récemment dans les *Annales des mines* (1).

Opérations. Nous nous bornerons à l'exposition rapide de la série des opérations.

Plusieurs des filons, notamment le Grünegang, livrent des minerais tellement argileux, qu'il faut, avant de les bocarder, les soumettre à un débouillage.

L'opération est faite dans un grand trommel à doubles parois coniques, de l'invention de M. Rittinger, et qui diffère essentiellement de ceux adoptés en Silésie et à Stolberg (2).

Après le débouillage, les minerais, débarrassés de la masse argileuse, sont traités comme ceux pour lesquels cette opération préliminaire est inutile.

Nous prendrons pour exemple des minerais aurifères, qui exigent les opérations les plus compliquées.

Les minerais sont d'abord bocardés très-fin, sous l'eau, conduits ensuite dans les moulins à or et sur des toiles inclinées qui retiennent une partie de ce métal. Les matières qui sont arrêtées par les toiles doivent être soumises à une opération spéciale sur le caisson à or. Dans les moulins le métal précieux est partiellement retenu par le mercure, qu'il faut soumettre au bout d'un certain temps à la distillation.

A la sortie des moulins, les sables et schlamms sont conduits dans les appareils de classification, labyrinthes ou spitzkasten, et enfin dans des bassins de dépôt.

On produit par là quatre classes de sables et schlamms

(1) Préparation mécanique des minerais de plomb au Harz, par M. Rivot. — *Annales des mines*, 1851.

(2) Voir le mémoire déjà cité de M. Pache.

qui sont enrichis séparément sur des tables à secousses ou sur des tables dormantes.

La concentration sur les tables donne des schlichs aurifères qui passent en partie au caisson à or (gold-lutten).

Revenons maintenant sur chacune de ces opérations.

Tous les minerais sont bocardés sous l'eau et réduits en sables fins sous des pilons très-lourds.

Ce mode de bocardage produit beaucoup de schlamms, et par suite est une des causes principales de la perte énorme en métaux que fait éprouver la préparation mécanique.

Il est cependant le seul qu'on puisse employer, au moins pour la plupart des minerais aurifères et argentifères. En effet, ces minerais contiennent en général l'or et l'argent, le premier surtout, disséminés dans la gangue en particules très-fines et presque indiscernables : de plus, on a depuis longtemps reconnu indispensable de retirer la plus forte proportion possible de l'or par la préparation mécanique, à cause de la perte que produit le traitement métallurgique. D'après cela il est nécessaire de réduire tous les minerais aurifères en poudre extrêmement fine, afin de dégager les particules d'or et de les amener à un état sous lequel elles puissent être absorbées par le mercure des moulins.

Nous ne voulons pas discuter ici l'opportunité du bocardage à mort, appliqué à Schemnitz à tous les minerais; nous avons eu seulement l'intention de montrer, par l'exemple des minerais aurifères, pour quelle raison ce mode de bocardage a été adopté.

Un moulin à or se compose de deux parties : la cuvette en fonte, dans laquelle on place le mercure; la meule en bois armée de dents en tôle, horizontales et venant presque affleurer la surface du mercure en repos.

Bocardage.

Moulins.

Les moulins sont conjugués, c'est-à-dire que les sables doivent passer successivement dans deux cuvettes, et par conséquent être mis deux fois en contact avec le mercure.

Les matières sortant de la poitrine des bocards, passent d'abord à travers une grille qui retient les brins de paille et de bois, sont conduites dans le premier moulin (en entrant par le milieu et sortant par le bec de la cuvette), passent ensuite dans le second moulin placé à un niveau un peu inférieur, et se rendent enfin sur les toiles inclinées.

Dans ce contact rapide avec le mercure, une partie seulement de l'or peut être retenue et former un amalgame; le reste est entraîné par l'eau et les sables. On a fait et on fait encore des expériences sur la disposition la meilleure à donner à ces appareils. On a essayé comparativement les grands et les petits moulins contenant 26 k. et 13 k. de mercure. Les petits moulins paraissent donner les meilleurs résultats, ou mieux retenir la plus forte proportion d'or, proportion qui ne dépasse pas 20 à 25 p. cent de l'or contenu dans les sables.

En présence de ces résultats on a dû faire une autre série d'expériences ayant pour but de constater l'avantage des moulins. On a préparé de fortes quantités de minerais, une partie avec ces appareils, une autre partie en faisant passer directement les sables du bocard sur les toiles. On a constaté un rendement supérieur en or, résultant de l'emploi des moulins, toutes les fois que les minerais essayés étaient notablement aurifères.

Les moulins fonctionnent sans interruption pendant un temps variable avec la richesse des minerais, de trois à quatre semaines. Au bout de ce temps, on enlève

le mercure, on le soumet à une forte compression dans des sacs de toile, et enfin on distille le mercure de l'amalgame solide. La perte réelle en mercure est très-faible.

Les toiles inclinées sur lesquelles passent tous les sables en sortant des moulins, retiennent une nouvelle proportion d'or (10 à 15 p. cent au plus du métal contenu dans les minerais), et en même temps les sables les plus lourds; on les enlève une fois par jour et on les lave dans de grandes cuves. Le dépôt est enrichi au caisson à or, goldlutter, dont nous indiquerons plus loin le travail.

Les sables et schlamms entraînent encore les deux tiers au moins de l'or des minerais, passent dans une série de canaux dont l'ensemble est connu sous le nom de labyrinthe, disposés de telle manière que le mouvement de l'eau devienne de plus en plus lent. On détermine par là le dépôt, d'abord des sables les plus gros et les plus lourds, ensuite des sables moyens, et enfin des sables fins et des schlamms. Les bassins de dépôt, placés dans quelques ateliers à la suite des labyrinthes, recueillent une certaine partie des schlamms les plus fins. Tout le reste est entraîné par l'eau et perdu.

La classification produite est nécessairement très-imparfaite, et les noms de gros sables, sables moyens, sables fins, ne peuvent s'appliquer que d'une manière relative.

Les spitzkasten de M. Rittinger produisent une classification plus parfaite, et surtout elles évitent, pour les sables arrivant du bocard, toute la main-d'œuvre que nécessitent l'enlèvement des sables disposés dans les canaux des labyrinthes et leur chargement sur la tête des tables. Il faut encore ajouter que les sables ne cessent pas d'être en suspension dans l'eau, et que, par

3^o Toiles inclinées.

4^o Classification.

suite, ils arrivent sur les tables dans un état bien plus favorable à la séparation des matières.

Il est maintenant bien constaté que les spitzkasten sont supérieures aux labyrinthes; qu'elles diminuent les frais de la préparation mécanique, et donnent un rendement plus élevé en schlich.

Les bassins de dépôt ne sont reconnus utiles que pour les minerais riches. Les boues qu'on en retire sont tellement fines et légères, que la presque totalité est entraînée par l'eau, quand on cherche à les laver sur les tables. Des trois systèmes de tables employés à Schemnitz, les longues Kehrheerde paraissent les mieux appropriées au lavage des boues retirées des bassins de dépôt.

Nous insisterons un peu sur le lavage des sables sur les tables à secousses et sur les tables dormantes, parce que ce mode de travail est en général peu connu en France.

Les tables à secousses, déjà décrites dans le mémoire de M. Pache, présentent des inclinaisons différentes pour les diverses grosseurs et qualités de sables: l'amplitude des oscillations principales et secondaires, la rapidité des mouvements, la quantité d'eau sont autant d'éléments qu'il faut déterminer, par expérience, suivant la nature des sables à laver. Nous réunirons plus loin, dans un tableau, les principales dispositions adoptées à Schemnitz.

Nous conserverons le mot allemand de trübe pour désigner l'eau et les sables tenus en suspension qu'on fait arriver sur les tables, parce qu'il n'a pas son analogue en français.

Dans toutes les opérations on fait couler, avec plus ou moins de rapidité, la trübe sur les tables en mouvement régulier, sans que l'ouvrier touche aux matières qui coulent et se déposent, autrement que pour enlever les

brins de paille ou de bois, les grumeaux qui altéreraient la régularité du dépôt. La séparation se fait donc seulement en raison du mouvement des tables et des densités et grosseurs différentes des grains. De cette absence de main-d'œuvre, résulte l'avantage économique des tables à secousses sur les tables dormantes.

On laisse la trübe couler pendant un temps assez long, variable avec la nature des sables, jusqu'à ce que la table soit entièrement remplie. La matière présente alors une épaisseur décroissante, de la tête au pied, et qui atteint de 0^m,15 à 0^m,20 vers la tête.

On arrête l'arrivée de la trübe et le mouvement de la table, et on attend que les matières déposées aient pris de la consistance. Le chef laveur vient alors enlever avec une pelle une tranche longitudinale, en ayant soin de former des prismes verticaux, à peu près égaux en dimensions horizontales (0^m,16 de côté), et de les poser alternativement à droite et à gauche, et à côté de la place qu'ils occupaient avant d'être enlevés.

Il examine avec soin ces prismes, et décide, d'après leur apparence, à quelle opération ultérieure doivent être soumises les tranches transversales, dont chacun d'eux représente la nature.

Ces tranches sont enlevées et les matières mises en dépôt à des places différentes, jusqu'à ce que leur quantité soit assez grande pour qu'on puisse en faire une lavée spéciale.

En raison de cette manière d'opérer, on dit à Schemnitz qu'une, deux, trois... pelles d'une table passent à une autre opération. On veut dire par là qu'une tranche de 0^m,16, 0^m,32, 0^m,48..., sur toute la largeur de la table, est enlevée pour être portée à la même place de dépôt, en attendant qu'on puisse soumettre ces matières à une autre opération.

Première
opération.

Travail des gros sables provenant du premier labyrinthe ou de la première spitzkasten. — Il faut environ six heures pour couvrir une table : on évalue à 24 q. mét. environ le poids des sables qui arrivent sur la table ; sur cette quantité, il en reste bien 15 à 18 ; les autres 8 à 9 q. mét. sont entraînés par l'eau et perdus.

La division de la matière déposée sur la table est ordinairement la suivante pour les minerais provenant du filon principal, dans la région de Schemnitz, et qui contiennent : pyrite de fer, galène, minerais d'argent, quartz aurifère, calcaire et roche feldspathique assez dure.

1° Près de la tête, deux pelées doivent être enrichies sur la table suivante nommée la *vördere Heerd*.

2° En descendant vers le pied, une pelée revient sur la même table dans une opération ultérieure.

3° Trois pelées devront être traitées pour schlich pyriteux.

Tout le reste vers le pied ne contient pas ordinairement des matières minérales utilisables ; on l'essaye à l'augette à main, et on le jette s'il est suffisamment pauvre.

On voit, d'après ces résultats, que le premier lavage écarte comme stériles plus des deux tiers des sables.

Seconde
opération.

Enrichissement à la première table, vördere Heerd, des deux premières pelées restées en tête dans le lavage précédent. — Il faut environ quatre heures pour couvrir la table, et pendant ce temps on fait arriver 16 q. mét. environ de sable, dont la majeure partie reste sur la table.

La division des matières est la suivante :

1° Une et demie pelée est déjà du schlich plombeux, aurifère, qu'on traite au goldlutte pour en retirer l'or contenu. Quand on lave des minerais non

aurifères, ce schlich est bon à fondre et envoyé directement aux usines.

2° Les deux pelées suivantes sont encore du schlich plombeux rendant 40 à 42 p. 100 de plomb à l'essai, et ne contenant pas d'or. Il est envoyé aux usines sous la désignation de schlich plombeux de seconde qualité.

3° Une pelée doit revenir au travail sur la même table.

4° Ce qui reste jusqu'au bout de la table doit être lavé de nouveau pour schlich pyriteux. On considère comme stérile tout au plus la dernière pelée.

Dans cette seconde opération, on fait donc très-peu de stérile, un cinquième environ des sables amenés sur la table.

Enrichissement pour schlich pyriteux des sables provenant des deux premières opérations. — On fait arriver en six ou sept heures 20 à 22 q. mét. de sables ; un quart environ est entraîné par l'eau hors de la table et perdu. On divise les matières de la manière suivante (toujours de la tête au pied) :

Troisième
opération.

1° La première pelée est du schlich plombeux, aurifère ; on l'envoie au goldlutte. Dans le cas de minerais non aurifères, ce schlich est considéré comme bon à fondre ; on l'expédie aux usines.

2° Les deux pelées suivantes sont des schlichs pyriteux contenant encore assez de galène pour qu'on les soumette à un nouveau lavage, dans le but d'en retirer une certaine proportion de schlich plombeux.

3° Quatre pelées sont des schlichs pyriteux bons à fondre.

4° Deux pelées sont mises à part pour être repassées au même lavage.

5° Ce qui reste sur le bout de la table est considéré comme stérile après l'essai à l'augette à main.

On perd donc comme stérile près de la moitié des sables soumis à cette opération.

Quatrième
opération.

Enrichissement des schlichs pyriteux impurs donnés (4°) par le lavage précédent. — On fait arriver sur la table, en six ou sept heures, 15 à 16 q. mét. de schlichs pyriteux pauvres; l'eau en entraîne au plus un quart.

La division des matières restées sur la table est la suivante:

1° La première pellée est un schlich plombeux et pyriteux, dont on ne peut tirer parti qu'en l'envoyant aux usines pour être fondu. Il est en général pauvre en plomb, et ne rend pas à l'essai plus de 20 p. 100 de ce métal;

2° La seconde pellée contient aussi un mélange de galène et de schlich pyriteux, qu'il est avantageux de repasser sur la même table une seconde fois;

3° Les cinq pelées suivantes sont du schlich pyriteux bon à être envoyé aux usines;

4° Ce qui reste sur la table est essayé à l'augette, mais n'est pas considéré comme stérile: il revient ordinairement à la troisième opération.

On ne perd donc dans ce lavage que la petite quantité de sables qui sont entraînés par l'eau quand on fait arriver la trübe sur la table.

Produits.

Les gros sables donnent donc les produits suivants:

1° Du schlich plombeux riche qui doit passer au caisson à or pour qu'on puisse en retirer les parcelles de ce métal;

2° Du schlich plombeux de seconde qualité envoyé directement aux usines;

3° Du schlich plombeux pyriteux, également considéré comme bon à fondre;

4° Du schlich pyriteux expédié aux usines,

Première
opération.

Enrichissement des sables moyens provenant du second labyrinthe ou de la seconde spitzkasten. — Les sables demi-fins sont soumis à une série d'opérations très-peu différente de celle que nous venons d'exposer.

On fait arriver la trübe sur chaque table pendant une journée entière de dix à douze heures. Sur les 25 à 26 q. mét. de sables amenés par l'eau, il reste au plus 10 q. mét. sur la table; le reste est considéré comme stérile et perdu.

La division des matières restées sur la table est la suivante:

1° Les deux premières pelées doivent passer au travail d'enrichissement sur la première table (vördere Heerd);

2° Les trois pelées suivantes sont assimilées aux sables et reviennent au même travail sur la même table;

3° Toutes les autres matières déposées sur le pied de la table sont essayées à l'augette, et ordinairement jetées comme stériles.

Cette première opération sépare donc une très-forte proportion des sables comme matières inutilisables.

Enrichissement des deux premières pelées de l'opération précédente. — On fait arriver sur la table, en huit ou neuf heures, 16 à 17 q. mét. de sables; l'eau entraîne de 3 à 4 q. mét.; le reste, déposé sur la table, est divisé comme suit:

Seconde
opération.

1° Une pelée et demie est du schlich plombeux, aurifère, qui doit passer au caisson à or avant d'être expédié aux usines.

2° Une pelée et demie contient du schlich plombeux assez riche, non aurifère, et par suite bon à fondre.

3° Les deux pelées suivantes sont du schlich plombeux pauvre, mais cependant bon à fondre;

4° Une pelée doit revenir au lavage sur la même table.

5° Tout le reste, jusqu'au pied, doit passer au travail pour schlich pyriteux.

On ne perd donc, dans cette opération, que les sables entraînés par l'eau pendant que la trübe coule sur la table.

Troisième
opération.

Traitement des schlichs plombeux aurifères du lavage précédent, après leur désaurification au caisson à or. — On fait arriver la trübe assez lentement pour que l'eau n'entraîne pas une proportion notable de schlich hors de la table; on opère en outre sur une petite quantité, 10 à 12 q. mét. au plus.

On divise les schlichs étendus sur la table en :

1° Une pelée de schlich plombeux, très-riche, mais encore assez aurifère pour qu'il soit avantageux de la faire passer une seconde fois au caisson à or;

2° Cinq pelées de schlich plombeux, riche, non aurifère, qui est envoyé aux usines;

3° Schlich plombeux de seconde qualité, considéré comme bon à fondre.

La perte dans ce lavage doit être très-faible.

Quatrième
opération.

Travail pour schlich pyriteux des produits (5°) de la seconde opération. — La trübe coule lentement sur la table pendant sept à huit heures sans interruption: l'eau ne doit entraîner que très-peu de sables. La table reste couverte de 10 à 11 q. mét. qui sont divisés de la manière suivante :

1° La première pelée est du schlich plombeux pauvre, contenant beaucoup de pyrite, mais considéré comme bon à fondre.

2° La seconde pelée est un mélange de galène et de pyrite de fer, duquel on peut espérer retirer par un nouveau lavage une certaine quantité de schlich plombeux.

3° Cinq pelées sont du schlich pyriteux, bon pour être envoyé au traitement métallurgique.

4° Tout ce qui reste sur la table jusqu'au pied doit être essayé et passé ensuite à l'opération qui convient le mieux à sa nature et à sa teneur en pyrite de fer.

Il n'y a par conséquent de perdu comme stérile que la faible proportion des sables entraînés par l'eau pendant que la trübe arrive sur la table.

Traitement du mélange de pyrite et de galène formant la seconde pelée de la précédente opération. — L'opération a pour but de séparer une certaine quantité de schlich plombeux, de produire du schlich pyriteux en séparant une partie des matières stériles.

Il faut environ huit heures pour couvrir la table de 10 à 11 q. mét. de matières.

On divise ainsi qu'il suit les sables disposés sur la table :

1° La première pelée est du schlich plombeux, encore mélangé de pyrite de fer, et qui doit passer à un nouveau lavage avant de donner du schlich plombeux bon à fondre.

2° Les cinq ou six pelées suivantes sont du schlich pyriteux, bon à être expédié aux usines.

3° Le reste, jusqu'au pied de la table, contient encore beaucoup de pyrite; il est essayé à l'augette, et cet essai détermine l'opération à laquelle il convient de le soumettre.

Traitement des schlichs plombeux et pyriteux, première pelée de l'opération précédente. — On étend très-lentement les schlichs sur la table, en cherchant à ne rien laisser entraîner par l'eau.

La division est faite comme il suit :

1° La première pelée est du schlich plombeux en-

Cinquième
opération.

Sixième
opération.

core chargé de pyrite de fer, mais considéré comme bon à fondre.

2° La seconde pellee contient de la galène et de la pyrite, à peu près dans les mêmes proportions que le schlich soumis au lavage; elle doit être ramenée au lavage sur la même table.

3° Les sept pellees suivantes donnent du schlich pyriteux bon à être envoyé aux usines.

4° Tout le reste doit être enrichi et donne ultérieurement du schlich pyriteux. L'essai à l'augette indique celle des opérations précédentes à laquelle il convient le mieux de le soumettre.

Le lavage des sables moyens est, comme on le voit par ce qui précède, fort analogue à celui des gros sables; il donne les mêmes produits :

1° Du schlich plombeux aurifère;

2° Du schlich plombeux non aurifère de deux qualités;

3° Du schlich plombeux très-chargé de pyrite de fer;

4° Du schlich pyriteux.

Traitement des sables fins provenant du troisième labyrinthe ou de la troisième spitzkasten. — Les opérations se suivent à peu près dans le même ordre que celles précédemment décrites; chacune d'elles exige plus de temps, parce que le dépôt des sables plus fins se fait bien plus lentement.

Première
opération.

La trübe arrive sur chaque table pendant vingt-quatre heures sans interruption; l'eau entraîne au moins les deux tiers des matières, et principalement les schlamms qui sont mélangés en forte proportion avec les sables fins. Il résulte de cet entraînement des matières fines par l'eau une perte énorme en métaux précieux. Sur la table restent environ 7 q. mét., qui sont divisés de la manière suivante :

1° Les deux premières pellees passent au travail d'enrichissement sur la vördere Heerd.

2° Les trois pellees suivantes reviennent sur la même table.

3° Tout le reste est ordinairement trop pauvre et trop fin pour qu'on puisse le laver avec bénéfice.

La proportion des matières perdues est donc beaucoup plus forte que pour les gros sables et les sables moyens. On ne retire pas du premier lavage plus d'un douzième de sables destinés aux opérations suivantes.

Enrichissement des sables restés en tête de la table. —

On fait arriver très-lentement la trübe, de manière que l'eau n'entraîne pas au delà de la table plus du cinquième des sables. Il faut vingt-huit heures pour couvrir la table de 7 à 8 q. mét.. Les produits sont :

1° Une tranche de 0^m,10 au plus auprès de la tête peut être considérée comme du schlich plombeux; il doit passer au caisson à or, parce qu'il contient ordinairement un peu de ce métal.

2° Une seconde tranche, à peu près égale à la première, donne du schlich plombeux non aurifère bon à fondre.

3° Les deux pellees suivantes sont du schlich plombeux de seconde qualité, rendant à l'essai de 30 à 35 p. 100 de plomb. Il serait impossible de l'enrichir sans perdre une proportion très-forte des métaux; aussi l'envoie-t-on aux usines.

4° Une pellee encore de la galène mélangée avec de la pyrite de fer; il faut soumettre ce mélange à un lavage spécial, afin d'en retirer une certaine quantité de schlich de plomb.

5° Le reste des matières jusqu'au pied de la table contient beaucoup de pyrite, avec une proportion plus

Seconde
opération.

ou moins forte de sables stériles ; il faut passer cette matière au lavage pour schlich pyriteux.

On ne perd donc que les sables entraînés par l'eau pendant l'activité de la table ; leur proportion est d'environ un cinquième des matières mises en traitement.

Troisième
opération.

Les schlichs plumbeux aurifères du lavage précédent passent au caisson à or, puis reviennent au lavage sur une table. On a soin de faire arriver très-lentement les matières, afin que l'eau n'en puisse entraîner qu'une très-faible proportion. Il ne faut pas moins de douze heures pour couvrir la table de 5 q. mét.

Ce lavage produit :

1° Une pelée de schlich plumbeux encore assez riche en or pour qu'il faille chercher à retirer ce métal au goldlutte avant d'envoyer le schlich aux usines ;

2° Cinq pelées de schlich plumbeux assez riche, non aurifère et bon à fondre ;

3° Du schlich plumbeux de seconde qualité, rendant à l'essai de 40 à 45 p. 100 de plomb bon à fondre.

Quatrième
opération.

Traitement spécial du produit (4°) de la seconde opération. — La matière à laver est un mélange de galène et de pyrite de fer, dont la séparation est d'autant plus difficile que les grains sont plus fins.

On fait arriver très-lentement les matières sur la table ; en douze heures on peut étendre 7 à 8 q. mét.

Les produits sont les suivants :

1° Les deux premières pelées contiennent du schlich plumbeux encore mélangé de pyrite, rendant à l'essai 28 à 30 p. 100 de plomb ; on ne cherche pas à pousser plus loin la séparation et on envoie ce produit aux usines.

2° Une pelée contient les deux minéraux, galène et pyrite, à peu près dans la même proportion que le pro-

duit soumis au lavage ; on doit la repasser dans la même opération.

3° Une autre pelée donne un mélange de galène et de pyrite, dans lequel domine beaucoup la pyrite. On passe cette matière dans le travail pour schlich pyriteux, afin d'en retirer encore un peu de schlich plumbeux.

3° Tout ce qui reste jusqu'au pied est du schlich pyriteux bon à fondre.

Travail pour schlich pyriteux des sables (5°) de la seconde opération et du produit (5°) de la quatrième. — Le lavage a pour but de retirer de ces matières une certaine quantité de galène et d'obtenir du schlich pyriteux assez pur pour être envoyé aux usines. On n'arrive pas en une seule opération à produire du schlich plumbeux, parce que la séparation de la galène et de la pyrite, en sables très-fins, est très-difficile.

Cinquième
opération.

On emploie douze heures pour étendre sur la table 6 q. mét. environ de sables fins.

On fait la division suivante :

1° La première pelée contient presque toute la galène, mélangée avec une forte proportion de pyrite ; le mélange est passé dans la quatrième opération.

2° Les cinq pelées suivantes donnent du schlich pyriteux contenant encore un peu de galène ; on l'envoie aux usines.

3° Ce qui reste vers le bas de la table est assez riche en pyrite ; on le lave une nouvelle fois en produisant seulement du schlich pyriteux.

Le lavage des sables fins donne les mêmes produits que ceux des sables gros et moyens, mais avec une perte bien plus forte.

Traitement des boues fines retirées du bassin de dépôt ou provenant de la quatrième spitzkasten. — Dans plu-

sieurs ateliers, les boues sont lavées sur de longues kehrheerde, par une méthode analogue à celle du Harz; dans d'autres, le lavage est fait sur des tables à secousses : nous décrirons le travail dans ce dernier cas seulement.

L'enrichissement est rendu très-difficile par la grande égèreté de toutes les matières; il faut conduire très-lentement toutes les opérations et ne donner aux tables que des impulsions d'une très-faible amplitude.

Première
opération.

On fait arriver la trübe sur la table pendant deux jours entiers, et au bout de ce temps on ne retrouve que 6 à 7 q. mét. de matières déposées. Plus des quatre cinquièmes des schlamms sont entraînés par l'eau et perdus.

On fait les divisions suivantes :

1° Les trois premières pellées sont enrichies dans une autre opération.

2° Les quatre pellées suivantes reviennent au lavage sur la même table.

3° Tout le reste est considéré comme stérile et jeté.

Seconde
opération.

Le produit (1°) du premier lavage est amené de nouveau sur une table à secousses; en vingt-quatre heures on étend sur la table 6 à 7 q. mét. de schlamms, en perdant près de la moitié des matières.

Produits obtenus :

1° Les quatre premières pellées contiennent un mélange de galène et de pyrite; comme il serait impossible de séparer plus exactement ces deux matières sans en perdre une proportion trop forte, on envoie le produit aux usines.

2° Les quatre pellées suivantes sont principalement pyriteuses; mais elles contiennent assez de galène pour qu'on cherche à en faire un nouveau lavage.

3° Le reste est essayé à l'augette et jeté comme stérile,

s'il ne contient pas une notable proportion de pyrite.

Lavage du produit (2°) de l'opération précédente. — On étend sur la table en vingt-quatre heures environ 6 q. mét. de schlamms; une notable proportion, évaluée à un quart ou un cinquième, est entraînée par l'eau et perdue.

Division des matières restées sur la table :

1° La première pellée contient beaucoup de galène et de pyrite; il faut la laver encore une fois avant d'en retirer du schlich plombeux bon à fondre.

2° Les trois pellées suivantes sont du schlich pyriteux bon à être envoyé aux usines.

3° Tout le reste revient au lavage dans la première opération. La perte en métaux dans ce lavage provient donc seulement de l'entraînement par l'eau pendant l'activité de la table.

Enrichissement du mélange de schlich pyriteux et plombeux, produit (1°) du lavage précédent. — On fait couler lentement la trübe sur la table, très-peu inclinée, en cherchant à rendre aussi faible que possible la proportion des matières entraînées par l'eau. Il ne faut pas moins de dix-huit heures pour étendre 6 q. mét. sur la table.

Troisième
opération.

Division des matières :

1° La première tranche, de 0^m,08 au plus, est du schlich de plomb assez pauvre, mais qu'il n'est pas possible d'enrichir davantage; il rend à l'essai 30 à 35 p. 100 de plomb.

2° Les quatre pellées suivantes sont du schlich pyriteux contenant encore un peu de galène : il est envoyé aux usines.

3° Tout le reste doit être lavé une autre fois pour schlich pyriteux. Il faut du reste l'essayer à l'augette, afin de déterminer celle des opérations à laquelle il convient de le soumettre.

Quatrième
opération.

Les schlamms fins ne produisent donc que du schlich plombeux pauvre et du schlich pyriteux. On ne cherche pas à en séparer l'or par un lavage au goldlutte, d'abord parce que ce métal ne peut être contenu qu'en parcelles extrêmement fines, et ensuite parce que ce sont ces parcelles très-fines qui sont le mieux absorbées par le mercure dans le passage aux moulins à or.

Nous avons choisi, pour exposer le travail aux tables à secousses, le cas du minerai complexe renfermant en même temps : galène, pyrite de fer, minerai d'argent, quartz aurifère, gangues terreuses. Il est facile de déduire de la série des opérations précédentes les simplifications que permet l'absence de l'une de ces espèces minérales.

Nous terminerons ce qui est relatif aux tables à secousses par un tableau indiquant : les inclinaisons des tables, les nombre et l'amplitude des oscillations principales et secondaires, reconnues les plus favorables dans les différentes opérations.

	Tension des chaînes.	Nombre des secousses principales par minute.	Nombre des oscillations qui suivent chaque secousse principale.	Amplitude des secousses principales.	Inclinaison normale.
	m.			m.	m.
<i>Gros sables.</i>					
Première opération.	0,145	11	6	0,145	0,224
Seconde opération.	0,200	11	6	0,170	0,250
Travail des schlichs plombeux et pyriteux.	0,158	11	6	0,110	0,290
	0,170	11	7	0,090	0,224
<i>Sables moyens.</i>					
Première opération.	0,170	11	7	0,079	0,170
Travail des schlichs.	0,224	12	5	0,053	0,132
<i>Sables fins.</i>					
Première opération.	0,184	12	6	0,092	0,210
Travail des schlichs.	0,181	12	5	0,079	0,290
<i>Schlamms fins.</i>					
Première opération.	0,224	23	4	0,026	0,290
Travail des schlichs.	0,184	23	4	0,040	0,200

La tension des chaînes est importante à considérer, en ce qu'elle influe sur la position que prend la table écartée de sa position normale.

Le nombre des secousses principales par minute est à peu près le même pour tous les sables; il n'est notablement augmenté que pour les boues fines.

L'amplitude des secousses est d'autant plus faible qu'on travaille des matières plus fines; il est en général moindre pour l'enrichissement que pour la première opération.

Un autre élément très-essentiel est la quantité d'eau, qui doit varier avec la nature des sables et des schlamms. Nous devons renvoyer pour ce sujet à la publication déjà citée de M. Rittinger sur la spitzkasten.

Tables dormantes.

Les tables dormantes, *Handheerde* ou *liegende Heerde*, sont employées seulement dans les ateliers qui manquent de force motrice, car il est maintenant démontré que les tables à secousses donnent des résultats plus favorables. Dans ces ateliers on traite des minerais assez pauvres, et par suite on ne trouve aucun avantage à recueillir les schlamms fins : on n'a donc que trois sortes de matières à laver : les gros sables, les sables moyens et les sables fins, dont la classification est faite dans des labyrinthes.

On se sert dans chaque atelier de trois systèmes de tables dormantes, toutes de dimensions pareilles, 3^m,80 de longueur, 2^m,50 de largeur, et différant entre elles seulement par l'inclinaison.

Pour les gros sables, l'inclinaison totale, c'est-à-dire pour toute la longueur des tables, est de 0^m,47 pour le lavage des sables bruts et de 0^m,63 pour le travail des schlichs.

Pour les sables moyens, les inclinaisons correspondantes sont de $0^m,42$ et $0^m,53$.

Pour les sables fins, elles sont de $0^m,37$ et $0^m,47$.

Le pied de chaque table est fermé par une planche formant déversoir, en sorte que l'eau ne peut s'écouler que par la surface et après être restée quelques instants, sinon en repos absolu, du moins en mouvement très-lent.

Mode de travail.

La trübe est répartie presque uniformément sur la table au moyen d'une tête présentant la disposition ordinaire et bien connue. L'ouvrier, armé d'un râble plat en bois, remonte continuellement vers la tête les sables entraînés par l'eau vers le pied, et favorise par ce moyen la séparation des matières de nature différente. On arrête l'arrivée de la trübe quand la table est pleine, couverte de sables sur une épaisseur décroissante depuis la tête jusqu'au pied, et qui dépend du reste de la nature des matières à laver.

On laisse alors l'eau s'écouler par des orifices ménagés dans le pied de la table, et fermés pendant le travail par des bouchons en bois; on fait ensuite la division par pelée, en suivant le même système que pour les tables à secousses.

On voit immédiatement que l'enrichissement doit être plus lent aux tables dormantes, et qu'on doit laver successivement une proportion plus grande de matières. La perte en métaux semble devoir être moins forte qu'aux tables à secousses; mais cet avantage ne peut pas compenser le temps plus long et surtout l'habileté plus grande des ouvriers, que nécessite l'emploi des tables dormantes.

Les minerais aurifères ne peuvent pas être lavés sur les tables dormantes, parce que l'or ne se sépare pas aussi bien que sur les tables à secousses; les mouve-

ments vibratoires continuels que ces dernières impriment aux sables, paraissent extrêmement favorables au dépôt rapide des parcelles d'or.

Nous ne décrirons pas le détail des opérations, parce qu'elles s'écartent trop peu de celles faites pour les tables à secousses: les seules différences utiles à constater sont:

1° Chaque lavage donne pour les opérations suivantes un plus grand nombre de pelées, parce qu'une moindre proportion de matières est entraînée hors de la table.

2° Les minerais n'étant pas notablement aurifères, on n'a pas besoin de travailler au caisson à or les schliehs obtenus.

Caisson à or (goldlutte).

On a besoin de passer au caisson à or:

1° Les sables restés sur les toiles inclinées, disposées à la suite des moulins;

2° Les schliehs plumbeux et pyriteux provenant du travail aux tables à secousses.

La série des opérations qu'on fait subir à ces matières est nécessairement un peu variable avec leur nature; mais il suffira, pour faire comprendre le travail, de choisir un exemple: nous prendrons celui du lavage des sables restés sur les toiles inclinées.

L'appareil se compose de plusieurs parties:

1° Un caisson fortement incliné, long de $3^m,80$, large de $0^m,42$, profond de $0^m,32$: l'inclinaison est de $0^m,62$ à $0^m,72$ suivant la nature des sables ou schliehs à laver: elle est plus forte pour les gros sables que pour les sables fins, pour les schliehs plumbeux que pour les schliehs pyriteux. Le fond présente un grand nombre d'aspérités, résultant de deux séries d'entailles obliques, faites dans deux directions presque normales. Le caisson

Appareil.

est muni d'une tête triangulaire destinée à répartir uniformément sur toute la largeur du caisson les sables et schlichs à laver ;

2° Une grande cuve, placée au-dessous du caisson, de 1^m,25 de côté et 0^m,92 de profondeur, contenant deux caisses plus petites, A, B, dans lesquelles on reçoit les parties les plus riches provenant du travail au caisson ;

3° Une augette à main en bois, nommée *scheidtrog*, servant au lavage définitif des produits aurifères.

L'ouvrier place sur la tête du caisson une faible quantité de sables, 12 à 15 kil., et fait arriver sur eux un mince filet d'eau. La trübe coule lentement sur le fond du caisson : les parties les plus lourdes sont arrêtées par les aspérités, tandis que les sables les plus légers sont entraînés dans la grande cuve.

L'ouvrier amène alors sur le caisson une quantité d'eau plus grande, et agite doucement, avec une racle en bois, les matières déposées sur le fond. Il facilite ainsi le départ des sables non aurifères. Pendant cette période du travail, les matières entraînées hors du caisson sont reçues dans la caisse A.

Un second travail analogue au premier, mais sous une nappe d'eau plus rapide, détermine l'entraînement d'une plus forte proportion de sables plus riches. Ils sont reçus dans la caisse B.

L'ouvrier nettoie ensuite le fond du caisson avec un petit balai, et fait couler tous les sables déposés sur l'augette à main placée au-dessous du pied du caisson.

Un nouveau lavage commence alors sur une quantité pareille, 12 à 15 kil. de sables des toiles.

Cette première partie du travail donne donc quatre produits : les sables très-aurifères reçus sur l'augette, les sables riches en galène, mais bien moins aurifères,

Travail
au caisson
des sables arrêtés
par les toiles
inclinées.

des caisses B et A, les sables pauvres reçus dans la grande cuve.

Nous n'insisterons pas sur le travail à l'augette (1), déjà décrit dans les *Annales des mines*. Il donne de l'or assez pur, et des schlichs assez aurifères, que le laveur fait écouler dans la caisse B.

L'or est mis en dépôt jusqu'à la fin de la journée, et alors lavé une seconde fois à l'augette ; on sépare par le second lavage une petite quantité de schlich plombeux, et on obtient un sable d'or qui est amalgamé.

L'amalgame est comprimé dans des sacs, afin d'en séparer l'excès de mercure, puis soumis à la distillation en même temps que celui provenant des moulins.

Les sables assez aurifères recueillis dans la caisse B sont lavés sur l'augette à main ; ils produisent une petite quantité d'or et des schlichs très-peu aurifères, qui sont reçus dans la caisse A.

Les sables de la caisse A ne sont pas assez riches en or pour être traités à l'augette ; ils doivent être ramenés sur le caisson et lavés plus rapidement que dans le premier travail.

Enfin les sables déposés dans la grande cuve sont envoyés aux tables à secousses et passés dans l'opération qui paraît convenir le mieux à leur nature.

D'après ce qui précède, la préparation mécanique des minerais plombeux, pyriteux et aurifères, donne plusieurs produits bons à passer au traitement métallurgique :

1° De l'or à l'état d'amalgame, provenant des moulins et des caissons à or ; on n'évalue pas à plus de 50 p. 100 de la quantité indiquée par les essais des

Produits.

(1) Voir le mémoire déjà cité de M. Pache, sur la préparation mécanique des minerais à Schemnitz.

minerais, la proportion de l'or obtenu dans l'amalgame ;

2° Des schlichs spécialement plombeux, de deux richesses différentes, provenant des tables à secousses et dormantes ;

3° Du schlich plombeux et pyriteux ;

4° Du schlich pyriteux ;

5° Du schlich spécialement argentifère.

A cette énumération il faut ajouter les minerais riches donnés par le cassage et le triage qui précèdent la préparation mécanique proprement dite (1).

Résultats obtenus
en 1847
dans le district
de Schemnitz.

Nous terminerons ce qui est relatif au district de Schemnitz par l'exposé des résultats obtenus, par l'exploitation des mines et la préparation mécanique des minerais pendant l'année 1847.

Les mines ont livré à la préparation mécanique ;

	q. m.	de minerais.
1° Mines impériales.	621.903,52	
2° Mines des particuliers.	86.349,36	
Total.	708.252,88	

Ces minerais ont coûté :

Frais d'exploitation (2) : 235.763^f,59, soit par tonne 3^f,30.

(1) Dans les environs de Schemnitz, et pour la préparation des minerais provenant des filons que nous avons signalés, on compte 52 ateliers, comprenant :

- 119 roues hydrauliques,
- 1344 pilons de bocards,
- 253 moulins à or,
- 96 tables à secousses,
- 269 tables dormantes,
- 29 kerhheerde,
- 329 toiles inclinées,
- 38 caissons à or,

et occupant 630 ouvriers.

(2) Les frais d'exploitation ont été aussi élevés pour les mines des particuliers que pour les mines impériales.

Les frais de transport aux ateliers de préparation mécanique ont été :

Pour les mines impériales, de.	42.545 ^f ,08
Pour celles des particuliers, de.	11.625 ^f ,02
Soit en moyenne par tonne de minerai transportée au bocard.	0 ^f ,765

Le prix de revient moyen de la tonne de minerai, rendue aux ateliers de préparation mécanique, a donc été de 4^f,065.

Produits obtenus bons à être envoyés aux usines.

	q. m.
Minerais impériaux.	56.276,87, soit p. o/o de minerai brut 5,80
— des particuliers.	5.256,64 6,08
Total.	41.533,51 en moyenne, p. o/o. 5,86

Les frais de préparation mécanique ont été :

	fr.
Pour les minerais des mines impériales	171.607,64
Pour les minerais des mines des particuliers.	14.752,50
Total.	186.360,14

soit par tonne de minerai brut et de minerais préparés :

	Minerai brut.	Minerais préparés.
	fr.	fr.
Mines impériales.	2,75	47,08
Mines des particuliers.	1,71	28,05
En moyenne.	2,65	44,87

Les nombres qui précèdent portent à 69^f,51 les frais d'exploitation des minerais et de transport aux bocards, rapportés à une tonne de minerais préparés.

Les frais de transport des produits aux usines ont été de 24.512^f,38, soit par tonne 5^f,90.

D'après cela, le prix de revient moyen d'une tonne de produits préparés pour la fusion a été de 120^f,08.

Il faut maintenant comparer à ce prix de revient la valeur des métaux contenus :

Métaux (indiqués par les essais) contenus dans les minerais préparés pour la fusion, provenant des mines impériales.

Or extrait de l'amalgame (mühlgold) :

89^k,1275 tenant: or fin. 56^k,280

Schlichs de plomb : 10.346 quint. métr., tenant :

Plomb 57 p. o/o. 3.838^{gm},80

Argent aurifère 27^s,344 aux o/o k. 286^k,867

Or fin 75^s,528 au kilog. d'argent. 21^k,1227

Schlichs pyriteux : 25.950 q. m. rendent en matte 44 p. o/o :

Argent aurifère 37^s,11 aux o/o k. 980^k,228

Or fin 24^s,456 par kilog. d'argent. 25^k,533

soit pour la somme des métaux contenus dans les produits des mines impériales :

Matte. 11.409^{gm},00

Plomb. 3.838^{gm},80

Argent. 1.210^k,74

Or. 102^k,9357

Métaux contenus dans les minerais préparés provenant des mines des particuliers.

Or extrait de l'amalgame :

3^k,155 tenant or fin. 2^k,105

Schlichs plombeux : 540^{gm},545 rendant :

Plomb 25 p. o/o. 139^{gm},44

Argent aurifère 20^s,025 aux o/o k. 11^k,765

Or fin 105^s,509 par kilog. d'argent. 1^k,2085

Schlichs pyriteux : 4.716^{gm},096 rendant :

Matte 54 p. o/o. 2.546^{gm},692

Argent aurifère 27^s,5437 aux o/o k. 151^k,6875

Or fin 6^s,8555 par kilog. d'argent. 0^k,9502

soit pour la somme des métaux contenus :

Matte. 2.546^{gm},692

Plomb. 159^{gm},440

Argent. 141^k,562

Or. 4^k,2655

Somme totale des métaux indiqués par les essais dans les 41.533^{gm},51 de produits livrés aux usines par les ateliers de préparation mécanique :

Matte. 13.955^{gm},692

Plomb. 3.978^{gm},240

Argent. 1.352^k,5015

Or. 107^k,1992

Ce qui donne pour la richesse moyenne d'une tonne de minerais bruts et de produits bons à fondre :

	k.	k.
Matte.	19,70	335,00
Plomb.	5,61	95,75
Argent.	0,0191	0,5255
Or.	0,00151	0,0258

La première colonne, relative aux minerais bruts, a été calculée d'après les métaux accusés par les essais des produits préparés. Pour avoir la richesse approximative des minerais livrés par les mines, il faut tenir compte des pertes à la préparation mécanique ; on peut les évaluer à 50 p. 100 pour les métaux précieux, et 40 p. 100 pour le plomb et les pyrites. En admettant ces chiffres, on trouve que les minerais livrés par les mines devaient contenir à peu près :

		k.
Matte.	19,557 ^{gm} ,95	soit par tonne 27,58
Plomb	5.559 ^{gm} ,55	7,85
Argent	2.704 ^k ,6026	0,0582
Or.	214 ^k ,5989	0,00302

La valeur pécuniaire des métaux contenus dans une tonne serait, d'après cela, 21^f,4405.

En considérant les métaux contenus dans les produits livrés aux usines, et faisant la déduction des pertes estimées du traitement métallurgique, on trouve que la valeur contenue dans les 41.533^{gm},51 de produits préparés est de 849.760,00 fr.
soit par tonne. 204,61

Nous avons donné pour le prix de revient de la tonne. 120,08

Il reste donc pour les frais de traitement métallurgique et pour les bénéfices. 84,55

Nous devons remarquer, à la suite des chiffres que nous venons de citer, que l'or entre pour près de la moitié dans la valeur pécuniaire des produits livrés aux usines, et que sur 107^k,1992 d'or contenu, l'amalgamation en retire 58^k,385, c'est-à-dire plus de la moitié. Cette remarque est importante pour l'appréciation de la méthode de préparation mécanique adoptée à Schemnitz; elle cherche à obtenir la plus forte proportion possible de l'or à l'état métallique, et par conséquent à le soustraire aux pertes considérables que fait éprouver le traitement métallurgique.

Pour ne pas trop allonger notre mémoire, nous rapporterons à la note (2) les nombres relatifs aux richesses des minerais exploités dans les différents filons.

District de Nagybánya.

La ville de Nagybánya est située à la limite de la Hongrie et de la Transylvanie, à l'est des grandes plaines de la Hongrie et à l'extrémité occidentale des montagnes élevées de la Transylvanie.

La situation géologique est analogue à celle de Schemnitz; on retrouve en effet à Nagybánya le grüstein porphyre s'appuyant sur le gneiss et recouvert par une formation trachytique très-développée. De nombreux filons, dans le grüstein et dans le trachyte, présentent des travaux anciens immenses, faits probablement à différentes reprises, et dans lesquels on est rentré depuis plus d'un siècle, sans avoir encore atteint leurs limites en profondeur.

Les principaux travaux d'exploration et d'exploitation ont été faits, à Nagybánya, à Felsöbánya, à Kapnik, à Borzabánya, Laposbánya, Olahlaposbánya, etc., dans des circonstances un peu différentes.

À Nagybánya les filons traversent le trachyte et le

grüstein dans des directions indéterminées; ils contiennent des minerais d'argent, de la pyrite de fer et de l'or natif.

À Felsöbánya les filons se trouvent en partie à la limite du trachyte et du grüstein; ils contiennent de la galène, de la blende, du sulfure d'antimoine.

À Kapnik ils sont entièrement dans le grüstein et se présentent, comme ceux de Schemnitz, par systèmes de filons parallèles. Ils contiennent une très-grande variété d'espèces minérales.

Nous nous bornerons à la description rapide des travaux faits dans quelques-uns des filons les plus importants de Nagybánya, Felsöbánya et Kapnik. Nous donnerons, dans la seconde partie de notre mémoire, les nombres relatifs aux richesses des minerais extraits. Nous n'aurons pas, du reste, à revenir sur les procédés de préparation mécanique, qui sont à peu près les mêmes que ceux adoptés à Schemnitz.

Filons de Nagybánya.

On connaît à proximité de la ville un assez grand nombre de filons, dans le trachyte et dans le grüstein. Celui qui mérite le plus de fixer l'attention est le filon du Kreuzberg, dans lequel on explore depuis plus de cent ans des travaux anciens d'une immense étendue.

L'exploration, entreprise vers le milieu du siècle dernier, a été commencée par les affleurements et continuée par une galerie d'écoulement débouchant dans la vallée de Nagybánya. Elle a été poursuivie dans un filon quartzeux jusqu'à plus de 2.000 mètres de l'entrée de la galerie, dans les parties supérieures du filon, et poussée ensuite en profondeur à l'aide d'une machine à vapeur.

Kreuzberg.

Les travaux de reconnaissance sont faits dans des conditions assez difficiles, et les produits ne couvrent pas toujours les frais de recherche.

On connaît jusqu'à présent un filon principal exploité par les anciens, et une veine latérale ou filon croisé par le premier, encore vierge, et qui se présente sous un aspect très-favorable.

Le filon principal est dirigé sur l'h. 4 et plonge vers le sud sous un angle de 80 à 85°. Sa puissance varie de 2 à 4 mètres; son remplissage est du quartz blanc plus ou moins imprégné de pyrite de fer.

Le filon contient de l'or natif, disséminé dans la pyrite en parcelles indiscernables, et du minerai d'argent, argent rouge, cuivre gris argentifère, etc., en veinules ou en mouches dans le quartz. On n'a pas encore trouvé la blende et la galène; le cuivre gris et le cuivre pyriteux sont mélangés avec la pyrite de fer en proportion très-faible et seulement par places. Dans les piliers laissés par les anciens, le minerai présente une richesse très-variable en argent et en or. En général la proportion de l'argent est comprise entre 51 et 62 grammes par 100 kilogrammes, et celle de l'or entre 8 grammes et 94 grammes par kilogramme d'argent.

Les anciens ont exploité probablement les parties les plus riches depuis les affleurements jusqu'à une profondeur encore inconnue. On considère comme certain, d'après les traditions et les documents officiels conservés à l'administration des mines, que le niveau inférieur de l'ancienne exploitation n'est pas à moins de 200 mètres au-dessous de la galerie d'écoulement actuelle. En direction on a trouvé dans toute la partie explorée jusqu'à présent des excavations non remblayées, séparées par des massifs laissés intacts et disposés du reste assez irrégulièrement pour qu'on

puisse admettre que les piliers ont été conservés dans les parties les plus pauvres du filon.

Les excavations s'étendent jusqu'aux affleurements; dans les unes, toute l'épaisseur du filon a été enlevée; dans d'autres, les anciens n'ont exploité qu'une fraction de l'épaisseur, ou bien ils ont laissé une partie des roches abattues, qui se retrouvent maintenant presque complètement altérées par les agents atmosphériques.

Le toit et le mur sont en général assez solides; cependant on a rencontré plusieurs éboulements considérables, dans lesquels il aurait été dangereux de rentrer.

L'exploration moderne est faite en enlevant tout ce que les anciens ont laissé, en consolidant toutes les excavations; quand les éboulements sont trop dangereux, on pratique dans le mur solide une galerie parallèle au filon et par laquelle on explore l'éboulement par des traverses.

Pour pénétrer dans les parties inférieures à la galerie d'écoulement, on a installé dans les travaux une machine à vapeur qui fait mouvoir des pompes en bois. Cette exploration en profondeur est à peine commencée; il est même douteux qu'on puisse la poursuivre jusqu'à la limite des travaux anciens avec les dispositions adoptées pour l'épuisement des eaux.

La veine latérale, laissée vierge par les anciens, est dirigée sur l'h. 6; elle contient du quartz blanc, de la pyrite de fer et des minerais d'argent; sa puissance est assez faible, 0^m,50 à 0^m,60, mais la richesse des minerais rencontrés dans les premières recherches fait concevoir de belles espérances pour l'avenir.

Les travaux du Kreuzberg produisent des minerais trop pauvres pour être envoyés directement à l'usine; ils doivent subir une préparation mécanique, rendue

Veine latérale.

Préparation
mécanique.

difficile par l'altération plus ou moins complète de la pyrite de fer, au moins pour les parties provenant des anciennes excavations.

On sépare dans les produits de l'exploitation :

1° Les matières pyriteuses altérées, qui sont un mélange de boues ferrugineuses et de fragments encore durs ; elles contiennent toujours une proportion de métaux précieux assez forte pour que leur préparation donne des produits bons à fondre ;

2° Les parties dures non altérées du filon ; elles contiennent du quartz, de la pyrite aurifère et argentifère ;

3° Les fragments quartzeux, renfermant peu de pyrite, et dans lesquels les veinules ou les mouches de minerais d'argent sont visibles.

Nous donnerons seulement la marche de la préparation mécanique adoptée pour chacune de ces trois espèces de minerais.

Les matières ferrugineuses altérées presque complètement sont d'abord bocardées ; la trübe est conduite sur des toiles inclinées qui retiennent une petite proportion d'or, et successivement dans des labyrinthes et des bassins de dépôt.

On obtient ainsi :

a Sur les toiles inclinées, les sables les plus lourds et les parcelles d'or les plus grosses. On lave les toiles dans des cuves, et le dépôt est traité au caisson à or ;

bb'' Dans les labyrinthes, des sables gros, moyens et fins, qui sont enrichis sur trois systèmes de tables dormantes ;

c Dans les bassins de dépôt, des boues très-légères, qui sont lavées sur de longues tables jumelles.

On traite au caisson à or les sables des toiles inclinées, et les produits aurifères du lavage aux tables dormantes.

L'or obtenu au caisson est amalgamé.

Matières
altérées.

Les produits de cette préparation mécanique sont :

1° De l'or argentifère, provenant de la distillation de l'amalgame ;

2° Des schlichs ferrugineux aurifères et argentifères.

La perte en métaux précieux est nécessairement énorme ; il est impossible de la constater par des essais.

Les parties peu altérées, données principalement par l'exploitation des massifs laissés intacts par les anciens, sont soumises d'abord à un cassage et à un triage. On sépare une certaine proportion de pyrites assez riches pour qu'on puisse les expédier à l'usine. Les autres parties sont envoyées au bocard et traitées par une méthode analogue à celle que nous avons indiquée précédemment. On n'obtient ordinairement que très-peu d'or à l'état d'amalgame ; le produit presque unique est du schlich pyriteux plus ou moins riche en or et en argent.

Les fragments de quartz qui contiennent des minerais d'argent, tels qu'argent natif, argent rouge, cuivre gris, etc., sont soumis séparément au cassage et au triage. On obtient :

1° Des minerais très-riches en argent, qui sont envoyés à l'usine pour être passés dans la coupellation ;

2° Des minerais bons à fondre, mais qui doivent passer à toutes les opérations du traitement métallurgique ;

3° Des menus du cassage assez pauvres, qui doivent être bocardés très-fins. Comme ces minerais ne sont ordinairement pas aurifères, les sables du bocard sont classés directement dans des labyrinthes et bassins de dépôt, et enrichis ensuite sur des tables dormantes et sur des tables jumelles.

Cette préparation mécanique donne du schlich argentifère de deux qualités et une proportion assez faible de schlich pyriteux. Ces produits doivent être passés aux

Parties dures,
non altérées,
du filon.

Quartz
avec veinules
et mouches
de minerais
d'argent.

Veresvig.

opérations successives du traitement métallurgique.

A Veresvig, près de Nagybánya, on a commencé, vers la fin du dernier siècle, l'exploration de travaux anciens considérables dans un filon analogue à celui du Kreuzberg. L'abondance des eaux a forcé à ouvrir une galerie d'écoulement, qui aura 1.600 mètres environ quand elle sera terminée. En attendant l'achèvement de cette galerie (1), des compagnies particulières ont entrepris l'exploitation de plusieurs veines latérales que les anciens n'ont pas attaquées. Une de ces veines a déjà donné des résultats magnifiques; elle contient du quartz imprégné d'or natif, tantôt disséminé en parcelles presque indiscernables, tantôt réuni en veines très-riches.

Le filon principal de Veresvig et la plupart des veines secondaires contiennent du quartz imprégné de pyrite de fer, et présentent par places des veinules de minerais d'argent. La pyrite est toujours aurifère.

La préparation mécanique des minerais pyriteux, altérés et non altérés de Veresvig, est faite de la même manière qu'au Kreuzberg.

Quartz aurifère.

Le quartz aurifère est traité dans des ateliers particuliers. On sépare d'abord les minerais riches, dans lesquels l'or est apparent, des minerais pauvres qui contiennent le métal indiscernable.

Les premiers sont pulvérisés dans des mortiers, et la poudre est traitée par le mercure; l'amalgame est soumis à la distillation. Les résidus de l'amalgamation sont mis en suspension dans l'eau, conduits sur des toiles inclinées, ensuite dans des labyrinthes et des bassins de dépôt.

(1) On espère qu'elle pourra être terminée dans huit ou dix ans; elle permettra d'explorer le filon sur une hauteur d'au moins 60 mètres.

Les boues déposées dans les appareils sont lavées sur des tables dormantes, et les schlichs aurifères sont traités au caisson à or. On lave de même au caisson les sables déposés sur les toiles. L'or impur obtenu est amalgamé.

Le quartz aurifère pauvre est bocardé très-fin. Les sables et les schlamms qui en résultent sont classés dans des labyrinthes et enrichis sur des tables dormantes.

La préparation mécanique est toujours terminée par un lavage au caisson à or et par l'amalgamation du produit aurifère obtenu.

Nous ne parlerons pas des travaux faits sur plusieurs autres filons dans les environs de Nagybánya, parce qu'ils n'ont pas encore donné des résultats importants.

Nous indiquerons, en décrivant le traitement métallurgique dans la seconde partie de notre mémoire, la richesse des minerais livrés par les usines et les ateliers de préparation mécanique. Quant aux frais de recherches, d'exploitation et de préparation, ils se sont élevés en 1850 à 113.210 francs (pour la partie impériale), tandis que la valeur des produits n'a pas dépassé 58.600 francs.

Mine de Felsöbánya.

Auprès de la ville de Felsöbánya, on a repris également, depuis plus d'un siècle, les travaux faits à une époque très-ancienne dans un filon quartzeux, contenant beaucoup de galène. Il est dirigé sur l'h. 6 et presque vertical. Sa puissance est très-grande, et les anciennes excavations présentent jusqu'à 25 mètres de largeur, probablement aux points où on a enlevé en même temps le filon principal et les veines détachées au toit et au mur.

Le filon traverse le trachyte dans une grande étendue

de la partie explorée récemment; on l'a reconnu aussi à la séparation du trachyte et du grüenstein, et même des schistes assez tendres, rapportés au terrain tertiaire. Il ne présente de salbandes que dans le trachyte et seulement au mur; au toit, la roche encaissante est imprégnée de pyrites et altérée sur une certaine épaisseur. Son remplissage principal est du quartz blanc, imprégné de pyrite de fer, qui se présente tantôt disséminée, tantôt en veines compactes, parfois assez puissantes.

Il renferme comme matières minérales accidentelles: de la baryte sulfatée; du gypse; du spath calcaire. Il contient des colonnes assez importantes de galène; de blende brune; de sulfure d'antimoine. Ces minerais se présentent en veines séparées les unes des autres; ou bien mélangées.

Les veines latérales, qui s'écartent plus ou moins du filon, contiennent à peu près les mêmes substances; du quartz; de la pyrite de fer; de la galène; de la blende et du sulfure d'antimoine.

Les anciens paraissent avoir commencé l'exploitation par les affleurements; ils sont descendus en suivant les colonnes de minerais jusqu'à une profondeur considérable, maintenant encore inconnue. Il n'ont pas remblayé leurs excavations, et on rencontre en plusieurs points des éboulements considérables.

Quand le gouvernement impérial a fait reprendre les travaux, vers le milieu du dix-huitième siècle, on a ouvert une longue galerie d'écoulement, dont l'orifice est à bas de la ville de Felsöbánya, et qui a été continuée dans le filon sur une longueur de plus de 4.000 mètres.

On a ensuite exploré les parties supérieures jusqu'au jour, et on est descendu à 200 mètres au-dessous du niveau de la galerie, en épuisant les eaux à l'aide de

roues hydrauliques. En même temps on a fait des travaux de reconnaissance dans un filon parallèle au premier, distant de 30 mètres environ, puissant de 1 mètre à 1^m,20, contenant du quartz, de la pyrite un peu aurifère, de la galène antimoniale et de la blende. Les anciens n'ont pas connu ce filon, ou peut-être l'ont-ils négligé comme moins important que le premier.

L'exploration et l'exploitation du filon principal ont présenté de grandes difficultés, surtout dans les vastes excavations dans lesquelles des éboulements, causés en partie par les tremblements de terre, rendent le travail très-dangereux. D'un autre côté, dans les massifs laissés vierges par les anciens, le quartz est tellement dur que les fleurets pénètrent difficilement. Il faut, dans ces parties, employer le procédé du feu pour faire fendre la roche.

Aussi peut-on étudier à Felsöbánya, dans la mine nommée la Grossgrube, trois procédés différents d'exploitation:

- 1° Dans le terrain encaissant et dans les parties les plus tendres des filons, l'abatage à la poudre;
- 2° Dans les massifs quartzifères très-durs, l'exploitation par le feu;
- 3° Enfin dans les éboulements une méthode toute spéciale, sur laquelle nous allons donner quelques indications.

Pour exploiter un éboulement on pratique, dans le mur ou dans le toit, en choisissant celui des deux qui présente la solidité la plus grande, une galerie contournant tout l'éboulement et reliée à la voie de roulage.

On rejoint le filon par deux ou trois traverses; on fait descendre successivement les blocs devant l'orifice de ces traverses, et on les exploite à la poudre, de manière à enlever seulement les parties contenant du minerai.

Il faut des ouvriers très-habiles et ayant surtout

une grande habitude pour choisir les blocs métallifères et les amener devant les traverses. Par ce procédé on n'exploite pas moins de 5.000 q. mét. par mois, et on se propose de doubler bientôt cette production.

La mine de Felsöbánya produit :

1° De la pyrite de fer, aurifère et argentifère : une partie seulement a besoin de passer à la préparation mécanique ; une proportion assez forte peut être envoyée directement aux usines ;

2° De la galène très-peu argentifère, toujours mélangée avec du sulfure d'antimoine et de la blende : ce minerai doit passer presque tout entier à la préparation mécanique ;

3° Les menus de l'exploitation, et les pyrites altérées provenant des anciens travaux, qui ont tous besoin d'être enrichis.

La préparation mécanique des minerais pauvres, pyriteux, plombeux, altérés, est faite tout à fait comme à Nagybánya ; on bocarde très-fin, on classe les sables et schlamms dans des labyrinthes et des bassins de dépôt ; on enrichit sur des tables dormantes et jumelles.

On obtient par là des schlichs plombeux, pyriteux et ferrugineux ; ces derniers provenant du lavage des minerais altérés.

Les travaux de Felsöbánya ne donnent pas de très-bons résultats, c'est-à-dire que les frais d'exploitation et de préparation mécanique sont presque égaux à la valeur pécuniaire contenue dans les produits obtenus.

Ainsi en 1847 les dix ateliers de préparation mécanique ont dépensé plus de . . . 100.000 fr.
L'exploitation. 220.000
Et la valeur produite n'a pas dépassé. . . 550.000
La différence entre ces deux nombres est inférieure aux frais de fusion, qui sont estimés à 80.000

Il ne faut cependant pas prendre ces chiffres dans un sens trop absolu, et il importe de tenir compte de la nécessité de continuer l'exploitation de la mine de Felsöbánya, qui seule fournit la galène nécessaire au traitement métallurgique suivi à Nagybánya.

Mines de Kapnik.

Les filons exploités à Kapnik sont entièrement dans le grünstein porphyre, et présentent par là une certaine analogie avec ceux de la contrée de Schemnitz.

Le grünstein est recouvert par les trachytes, au nord de la ville, et plonge sous les grès tertiaires vers le sud-ouest ; la distance du grès au trachyte est d'environ 9 kilomètres. Dans cette étendue on a reconnu bien des vestiges de travaux anciens, mais on n'a rencontré, dans les exploitations, rien de comparable aux excavations gigantesques de Nagybánya et de Felsöbánya.

Une grande partie des travaux modernes ont été poussés dans les filons vierges ; ils ont fait connaître deux systèmes principaux de filons parallèles, dirigés l'un sur l'h. 3, l'autre sur l'h. 6. Le dernier système paraît être plus ancien que le premier, car tous les filons sur l'h. 6 sont coupés et rejetés de quelques mètres par les filons sur l'h. 3.

Toutes les veines sont peu puissantes, et rarement les travaux d'exploitation doivent être faits sur une largeur supérieure à 1^m,25. Cependant dans quelques renflements la puissance atteint 5 et 6 mètres. Les filons sont en général peu distants les uns des autres : l'écartement varie de 100 à 200 mètres.

La séparation de la roche encaissante est ordinairement assez nette, bien que le grünstein soit toujours altéré, ou tout au moins facilement altérable à l'air, au contact des filons.

Dans le système dirigé sur l'ff. 6, le remplissage principal est une roche feldspathique assez tendre, qui contient des veines irrégulières de silicate, de carbonate et d'oxyde de manganèse, de fahlerz argentifère, de pyrite aurifère et de blende.

Les filons sur l'h. 3 renferment la même roche feldspathique, assez facilement altérable, avec quartz et pyrite un peu aurifère; mais ils présentent souvent des veines régulières de calcaire spathique, de chaux sulfatée bleuâtre. La régularité de ces veines est surtout remarquable dans les renflements, dont le milieu est presque toujours vide et tapissé de cristaux de galène, de cuivre gris, de quartz, de pyrite, de blende tétraédrique, etc... De ces géodes proviennent les beaux échantillons cristallisés, qui ont donné aux mines de Kapnik une réputation minéralogique universelle.

Dans ces filons, exploités par le gouvernement, l'or natif est assez rare, et les minerais utiles sont: la galène, la pyrite un peu aurifère et argentifère, le cuivre gris riche en argent.

Au nord de la ville et dans le voisinage des trachytes, d'autres filons, également dans le grünstein, sont exploités par des compagnies particulières; ils contiennent principalement de la pyrite aurifère et de l'or natif.

Les travaux des particuliers sont faits sur une échelle comparativement très-petite, mais les produits sont assez importants, à cause de la richesse en or des minerais.

Les eaux sont assez abondantes dans les mines impériales, et pour assécher les travaux on a dû percer successivement plusieurs galeries d'écoulement, à des niveaux de plus en plus bas. La galerie la plus profonde, qui est commencée depuis longtemps déjà, et ne sera terminée que dans une vingtaine d'années, a son orifice tout auprès de l'usine, à plus de 8 kilom. de distance

Galerie
d'écoulement.

de la ville. Elle doit donner une exhausse de 100 mètres.

Les minerais doivent subir d'abord un cassage et un triage, ensuite une préparation mécanique complète. La série des opérations et les appareils sont identiques avec ceux de Schemnitz, par conséquent nous n'avons pas à nous arrêter sur ce sujet.

Les produits sont :

- 1^o Du schlich pyriteux, un peu aurifère et argentifère;
- 2^o Du schlich plombeux, un peu argentifère et contenant une notable proportion de blende;
- 3^o Du schlich spécialement argentifère;
- 4^o De l'amalgame d'or, provenant principalement des mines exploitées par les particuliers.
- 5^o Des minerais bons à fondre, provenant du cassage et du triage.

Pour donner un aperçu de l'importance des mines de Kapnik, nous exposerons quelque chiffres sur la production et les dépenses des mines impériales en 1850.

Elles ont produit :

1^o Minerais bons à fondre, provenant des cassage et triage, 5.880 quint. métr. contenant :

Plomb	43 ^m ,68, soit par tonne	7 ^k ,50
Argent	716 ^k ,905	1 ^k ,219

2^o Minerais de bocard, 184,446 quint. mét. qui ont subi la préparation mécanique, et ont donné :

Schlichs plombeux et pyriteux : 10.404^m,25, soit 5,64 p. o/o contenant :

Plomb	523 ^m ,60, soit par tonne	5,03
Argent aurifère	466 ^k ,917	0,449
Or	14 ^k ,0525	0,0155

Nous ne tenons pas compte de la pyrite, parce que sa valeur résulte uniquement de son utilité dans le traitement métallurgique; sa proportion sera indiquée dans la seconde partie de notre mémoire (voir plus loin : Usine de Kapnik).

La valeur pécuniaire du plomb; de l'argent et de

Préparation
mécanique.

l'or, contenus dans les minerais et les schlichs bons à fondre, est seulement de 325.822^f,50.

Les dépenses ont été (1) :

	fr.
Pour l'exploitation.	210.000
Pour la préparation mécanique.	65.000
Total.	275.000

La différence entre la valeur des métaux utiles contenus dans les minerais et les dépenses faites pour les obtenir est évidemment inférieure aux frais du traitement métallurgique. Ainsi les mines de Kapnik ne paraissent pas être dans une position économique plus favorable que celle de Felsöbánya.

Cette situation est du reste à peu près la même pour tout le district de Nagybánya, au moins pour les mines exploitées par le gouvernement. Les mines des particuliers sont au contraire très-prospères à Veresvig et à Kapnik, etc., à cause de la très-forte proportion d'or natif rencontrée dans plusieurs veines.

En 1850, les mines impériales de tout le district de Nagybánya ont produit :

Plomb.	3.816 ^m ,50
Cuivre.	278 ^m ,88
Argent.	2.625 ^k ,56
Or.	88 ^k ,69
Amalgame. { Argent.	91 ^k ,69
{ Or.	20 ^k ,5975

La valeur de ces métaux est de.	1.097.080
Les dépenses d'exploitation et de préparation mécanique se sont élevées à.	1.015.550
Les frais de traitement métallurgique ont été évalués à.	288.270
En sorte que la perte pour tout le district a été de.	206.840

(1) Nous ne pouvons donner que des nombres approximatifs, mais nous pouvons affirmer que les chiffres précédents s'éloignent très-peu des dépenses réelles.

Mines de Schmöllnitz. d'Orawicza, de Szaska.

Nous ne décrivons pas en détail les mines de Schmöllnitz, dans la haute Hongrie, ni celles du Banat, autrefois florissantes et maintenant à peine exploitées.

Les mines de Schmöllnitz produisent des espèces minérales du cuivre, cuivre pyriteux plus ou moins altéré, cuivre gris argentifère, et surtout des eaux chargées de sulfate de cuivre, desquelles on extrait le métal par cémentation. L'absence de la galène influe sur le traitement métallurgique, en forçant à extraire l'argent par l'amalgame du cuivre noir.

Dans le Banat, à Szaska, Cziklova, Orawicza, etc., on trouve de nombreux vestiges d'anciennes exploitations, des scories, des débris d'usines. Depuis un siècle on a entrepris des explorations dans les vieux travaux, et les recherches, presque toutes faites par des compagnies particulières, ont produit assez de minerais pour entretenir les usines impériales de Cziklova, d'Orawicza et de Dognaska. Mais en somme les recherches n'ont pas conduit à la découverte de gîtes importants, et les propriétaires seraient heureux de les céder au gouvernement.

Le terrain, très-montagneux, est composé de grünslein, de syénite, de micachistes et de calcaire.

Les minerais de cuivre se trouvent en amas irréguliers, formant chapelets, à la séparation de deux terrains.

Les amas contiennent de la blende, de la pyrite de fer, du cuivre pyriteux et du cuivre gris argentifère, quelquefois même de l'or natif (1).

Les travaux ont été faits presque tous par des gale-

(1) A Orawicza, on a construit un atelier de préparation mécanique, dont le moteur est une machine à vapeur, pour extraire l'or contenu dans des pyrites de fer, en partie altérées.

ries dans les parties supérieures des montagnes, et produisent des minerais en grande partie altérés par les agents atmosphériques.

Les minerais sont en général assez pauvres et ne rendent pas 4 p. 100 de cuivre, après avoir subi un cassage et un triage. L'altération et la transformation partielles en oxydes empêchent de les enrichir par une préparation mécanique.

Les minerais du Banat peuvent se diviser en trois catégories :

1° Minerais de cuivre contenant peu d'arsenic : ils sont traités à l'usine d'Orawicza ; on leur réunit toutes les pyrites de fer non arsenicales qu'on peut se procurer ;

2° Minerais de cuivre argentifères : ils renferment tous de l'arsenic, et par suite ne peuvent donner que du cuivre de qualité inférieure ; pour cette raison, on traite avec eux tous les minerais non argentifères qui contiennent de l'arsenic. Ils sont traités à l'usine de Cziklova, qui emploie, comme celle de Schmölnitz, l'amalgamation du cuivre noir ;

3° Pyrites de fer plus ou moins altérées, contenant de l'or natif. Quelques-uns de ces minerais, les plus riches en or, sont traités simplement par préparation mécanique ; les plus pauvres sont fondus à Dognaska, petite usine qui peut se procurer une certaine quantité de galène.

Nous indiquerons dans la seconde partie de ce mémoire la production des usines de Cziklova et Orawicza, déjà décrites par M. de Chancourtois.

SECONDE PARTIE.

TRAITEMENT DES MINÉRAIS.

L'extraction de l'or et de l'argent des minerais exploités en Hongrie présente un grand intérêt, en raison de la nature même des minerais difficiles à traiter, et généralement pauvres. Nous avons fait connaître dans la première partie de ce mémoire les circonstances principales du gisement, la richesse des minerais et le mode de préparation mécanique. Nous avons indiqué les différences dans la nature des gangues, des sulfures métalliques, dans la proportion de l'or et de l'argent, qui caractérisent les différents districts de mines de la Hongrie et du Banat.

Ces différences ont conduit à des méthodes de traitement métallurgique particulières à chaque district, et s'écartant beaucoup des procédés suivis dans les autres contrées de l'Europe. Les méthodes, adoptées à la suite d'expériences continuées pendant une longue suite d'années avec des phases diverses, ne sont pas encore parvenues au degré de perfection désirable. Il nous a cependant semblé intéressant de les réunir toutes dans un seul mémoire, en faisant ressortir les raisons pour lesquelles des opérations différentes sont appliquées pour un même but et dans un même pays à des minerais dissemblables.

Nous aurons à insister, en commençant, sur le mode de réception des minerais dans les usines impériales, question extrêmement importante et difficile, en raison du grand nombre des mines exploitées par l'état et par les particuliers, qui livrent les minerais aux mêmes usines : nous entrerons nécessairement à ce sujet dans la discussion des procédés d'essais des minerais et des différents produits d'usines : nous réunirons dans un seul chapitre tout ce qui se rattache à cette question.

Nous consacrerons un second chapitre aux méthodes suivies dans la contrée de Nagy-Bánya et de Kapnick, sur la limite de la Transylvanie, et appliquées aux minerais aurifères.

Dans un troisième chapitre, nous décrirons le traitement des minerais principalement argentifères de la contrée de Schemnitz.

Nous donnerons en dernier lieu la méthode suivie à Orawicza, dans le Banat, et à Schmöllnitz, en Hongrie, pour retirer l'argent de minerais cuivreux dans des circonstances tout à fait particulières, c'est-à-dire en l'absence complète de matières plombeuses. Nous insisterons moins sur cette dernière méthode que sur les deux premières, parce qu'elle a été déjà décrite en détail dans les *Annales des mines* (1).

CHAPITRE PREMIER.

Réception des minerais dans les usines.

Les usines sont presque toutes impériales (2), tandis que les mines sont exploitées, les unes par l'état, les autres par les particuliers. En outre, plusieurs associa-

(1) *Annales des mines*, 4^e série, 1846, t. X. — Amalgamation du cuivre noir dans le Banat, par M. de Chancourtois, ingénieur des mines.

(2) Cependant, quelques usines sont à la charge des particuliers, c'est-à-dire elles reçoivent les minerais des particuliers, en les achetant d'après leur richesse indiquée par les essais; à la fin de l'année, les comptes réglés, les pertes ou les bénéfices sont répartis entre l'état et les vendeurs des minerais. Ce système est adopté notamment à Orawicza, dans le Banat.

Dans tous les états autrichiens, l'empereur a seul le droit de retirer, par voie de fusion dans des fourneaux, l'or et l'argent des minerais. Les particuliers peuvent obtenir des plombs, cuivres, mattes, etc., aurifères et argentifères. Ces produits doivent être livrés aux usines impériales.

Les particuliers peuvent aussi retirer l'or et l'argent par des procédés autres que la fusion : les deux métaux doivent toujours être livrés aux agents de l'administration des mines.

tions d'ouvriers obtiennent la permission d'enlever, à leurs risques et périls, les minerais existant encore dans des travaux anciens et abandonnés. Par suite de ces conditions, chaque usine reçoit des minerais de provenances très-diverses, et qui lui sont souvent livrés en très-faibles parties. Les plus grands soins doivent être apportés dans la réception, afin qu'on puisse se rendre un compte suffisamment exact de la nature et de la richesse des minerais admis par les usines, et surtout afin qu'on puisse payer aux particuliers les minerais livrés, d'après la valeur réellement représentée par les métaux contenus, déduction faite des pertes et des frais de traitement métallurgique.

La réception des minerais est soumise à un certain nombre de règles et de formalités dont l'ensemble est nommé *Einlösung system*. Nous allons en faire connaître les dispositions générales.

1^o On procède à la réception des minerais à des époques déterminées, et suffisamment écartées les unes des autres pour qu'on puisse dans l'intervalle faire tous les essais, et tenir toutes les écritures que nécessite chaque réception. Cette réception a lieu ordinairement tous les mois, et plus rarement tous les quinze jours.

2^o L'employé, préposé à la réception, a soin de bien séparer les différentes parties de minerais qui sont présentées, quelle que soit leur importance, et en même temps de tenir note des provenances, des circonstances diverses et du poids.

3^o La pesée des minerais est faite, centner par centner (le centner est le quintal autrichien; il vaut cent livres ou 56 kilogrammes) sur une balance ordinaire et dans une caisse tarée. La partie de minerai à recevoir est étendue sur une aire, disposée près de la balance et bien rapidement mélangée à la pelle, de manière à ob-

tenir déjà une certaine homogénéité. On charge ensuite dans des sébiles de bois contenant chacune environ un cinquième de centner, et on les verse successivement dans la caisse tarée, placée sur la balance. Le receveur prend, avec une petite pelle à main, de chaque sébile, pendant qu'on verse son contenu dans la caisse, une quantité de minerai variable. Pour les schlichs et pour les minerais pulvérulents, provenant de préparation mécanique et par conséquent fort homogènes, la quantité est moins grande que pour les menus des mines ou pour les minerais qui n'ont encore subi que le cassage à la main.

Toutes les prises d'essai partielles, provenant d'une même livraison, sont réunies et bien mélangées. De la masse homogène qu'on admet représenter la composition de toute la partie de minerais, on prend une quantité assez grande pour qu'on puisse faire ultérieurement tous les essais. Cette quantité est d'environ 2^k,80 pour les minerais d'argent, de cuivre, de plomb, et 5^k,60 pour les minerais aurifères, pour lesquels il est nécessaire de faire l'essai spécial pour or. On doit prendre à part une quantité de minerai d'environ 1^k,68 pour déterminer l'humidité.

Ces prises d'essai sont renfermées dans des sacs convenablement étiquetés, tandis que les minerais pesés sont envoyés en dépôt provisoire.

Essai
pour humidité.

A l'usine, on commence par déterminer la proportion d'eau dont les minerais sont imprégnés, en chauffant un certain poids de la prise d'essai spéciale, sur une plaque de tôle, à une température ménagée de manière à ce que toute l'eau soit bien chassée, mais qu'il n'y ait pas décomposition chimique.

Après cette première opération, on peut savoir à l'usine le poids du minerai humide qui a été reçu et son

poids réel. Il est nécessaire que la détermination de l'humidité soit faite à l'usine, et de suite après la pesée des minerais, afin que l'état hygrométrique de la prise d'essai soit bien le même que celui des minerais au moment de la pesée. Mais c'est la seule opération qui soit laissée à l'arbitraire de l'usine, et par laquelle on puisse, en indiquant une perte fictive, altérer les quantités de minerais entrés.

Le sac cacheté dans lequel est renfermée la prise d'essai est envoyé au bureau d'essai du district, nommé le *Probiergaden*.

Là le minerai est pulvérisé, s'il est nécessaire, ensuite rendu bien homogène et desséché exactement. Il est ensuite divisé en quatre parties qui sont renfermées dans quatre paquets différents, soigneusement étiquetés et cachetés, puis envoyés aux quatre essayeurs avec l'indication des métaux pour lesquels les essais doivent être faits, mais sans énoncer la provenance. Quand les minerais ou matières doivent être essayés pour or, on envoie à chaque essayeur deux paquets de la même matière; l'un doit servir à la détermination de l'argent, du plomb, etc.; l'autre spécialement à celle de l'or.

Les quatre essayeurs sont :

- 1° L'essayeur du gouvernement, *Probiergaden probierer*;
- 2° L'essayeur de l'usine, *Schmelzhütten probierer*;
- 3° L'essayeur des particuliers, *Handlungs-probierer*;
- 4° L'essayeur de la chambre des mines, *Büchhaltungs probierer*.

Les trois premiers font séparément les essais demandés, et envoient les résultats à l'administration sur des feuilles imprimées et signées.

Les résultats sont inscrits sur un registre avec les noms des essayeurs, et sont comparés par l'officier des

mines qui remplit cette fonction spéciale. Quand deux essais sont suffisamment rapprochés et présentent des différences moins grandes que les écarts de tolérance, dont nous donnerons plus loin le tableau, on prend la moyenne entre les deux résultats, et cette moyenne est admise comme représentant la richesse réelle. Si, au contraire, des trois résultats envoyés par les essayeurs, deux ne sont pas suffisamment concordants, le quatrième essayeur doit faire à son tour les essais, et ses résultats sont comparés avec ceux des trois premiers. On prend alors pour la richesse des minerais la moyenne des deux essais concordants (1).

Si enfin les résultats produits par les quatre essayeurs ne présentent pas, pour deux d'entre eux, la concordance convenable, ce qui arrive très-rarement, les essais doivent être tous recommencés jusqu'à ce qu'on arrive à deux résultats concordants.

Quand on est parvenu à déduire une moyenne, on la transcrit sur le registre spécial des essais, dans lequel on indique :

- 1° La provenance du minerai ;
- 2° Le poids humide du minerai livré ;
- 3° La proportion d'humidité par quintal ;
- 4° Le poids sec ou réel du minerai ;
- 5° Les teneurs en or, argent, plomb, cuivre, le rendement en matte ;
- 6° Les quantités des métaux contenus dans le minerai ;
- 7° La valeur brute des métaux ;
- 8° Les déductions qu'il faut faire subir pour les frais

(1) Quand les résultats des essais faits par l'essayeur des particuliers, concordent suffisamment à ceux des autres essayeurs, on admet la teneur en or et en argent indiquée par le premier.

d'essai, pour les pertes au traitement métallurgique, pour les frais de traitement, pour les frais de régie, de direction, de monnayage, de séparation de l'or et de l'argent, pour la redevance ;

9° Enfin la valeur nette représentée par les métaux, après toutes ces déductions.

Des copies sur feuilles à têtes imprimées sont mises à la disposition des particuliers ou des intéressés, et sont envoyées à l'usine.

La valeur nette des métaux est payée aux particuliers (1), ou portée au compte des mines impériales et des bocards appartenant à l'état, dans lesquels les minerais ont été travaillés.

À la suite de toutes ces formalités, les minerais sont définitivement admis, réunis aux minerais de même nature existant déjà en magasin, et ils peuvent être fondus.

Les essais et les écritures sont faits avec une très-grande rapidité, et il suffit d'une huitaine de jours pour achever tout ce qui est relatif à la réception de 250 à 500 livraisons différentes de minerais.

Nous allons maintenant exposer en peu de mots les Procédés d'essai. procédés adoptés pour les différents essais.

Les minerais sont essayés suivant leur nature :

1° Pour matte : nous verrons bientôt que le rendement en matte est un élément indispensable à connaître, et que les pyrites de fer, très-pauvres en argent et en or, sont extrêmement utiles, en servant à produire les mattes en proportion convenable ;

2° Pour plomb : on ne cherche pas à connaître la quantité de plomb que les minerais rendraient, si le

(1) Les particuliers ont le droit de se faire payer l'or de leurs minerais en or monnayé et l'argent en argent monnayé. Pour les autres métaux, ils ne peuvent pas refuser le papier.

but du traitement était l'extraction du plomb, mais bien la quantité de métal que peut isoler le traitement pour argent; aussi le mode d'essai paraît, au premier abord, donner des résultats très-inexactes;

3° Pour argent aurifère;

4° Pour or;

5° Pour cuivre.

Dans tous les essais, on emploie pour la pesée, non des poids réels, mais des poids fictifs, auxquels on donne les noms de centner, marc, loth, quintel, denâr, et qui présentent entre eux les mêmes rapports que les poids véritables (1). Les nombres donnés par les essais indiquent, sans transformations et sans calculs, les proportions des matières utiles ou métaux contenues dans un quintal de minerais.

Le centner d'essai, ou quintal réduit, n'a pas besoin d'avoir un poids déterminé; celui qu'on emploie le plus souvent pèse environ 6 grammes. On opère par conséquent les essais sur des quantités de matières et minerais un peu moins grandes que celles usitées dans les laboratoires français: ces quantités sont suffisantes pour donner des résultats assez exacts, et il serait fort difficile de les augmenter sans employer des vases et des creusets plus grands, et par suite sans diminuer le nombre des essais qu'on peut faire à la fois dans un fourneau.

L'essai pour matte se fait pour les pyrites aurifères, comme opération préalable, servant à concentrer l'or dans une moins grande quantité de matières, et par conséquent à rendre la scorification plus facile. Il se fait également pour les pyrites pauvres, dans le but spécial de déterminer la quantité de matte que ces minerais peuvent produire dans le traitement.

(1) Le centner vaut 100 livres (pfund); la livre vaut 2 marcs, le marc = 16 loth; le loth vaut 4 quintel, le quintel = 4 denâr,

Essai
pour matte.

L'essai pour matte consiste en une fusion avec du borax. On mélange: 1 p. minerai, 1 p. borax fondu; on introduit le mélange dans un creuset, on recouvre de 1 p. borax et d'une petite quantité de sel gemme décrépité au feu. On introduit les creusets au nombre de 30 dans la moufle d'un grand four de coupelle, portée d'avance au blanc: on ferme l'entrée avec des charbons et on chauffe une bonne demi-heure. Après ce temps, on retire un des creusets les plus voisins de la porte, et si la fusion est complète, on doit supposer qu'elle l'est aussi pour tous les autres creusets, qui sont soumis à une température plus élevée. Dans le cas contraire on continue à chauffer jusqu'à ce que la fusion soit parfaite dans la première rangée des creusets. On retire alors les essais de la moufle, en suivant exactement l'ordre de leur introduction. On les casse après refroidissement, et on pèse les culots de matte.

On fait ordinairement deux essais en même temps pour chaque minerai; on ne doit pas trouver des écarts de plus de 2 p. 100 dans les poids des mattes. Si les différences sont plus grandes, on recommence immédiatement.

Quand il s'agit de comparer les résultats obtenus par différents essayeurs, on admet des écarts de 10 p. 100 et la même tolérance existe, quel que soit le rendement des minerais en matte.

Les essais de plomb sont faits par des procédés entièrement différents de ceux suivis dans les laboratoires: nous en avons indiqué déjà la raison. On ne cherche pas à obtenir le rendement véritable en plomb, mais bien une approximation de la quantité de métal que le traitement métallurgique peut produire. On conçoit parfaitement qu'il serait inutile de connaître, et mettre en évidence par les essais, la quantité de plomb contenue

Essais
pour plomb.

dans un minerai, quand il doit être soumis à des opérations qui perdent nécessairement une très-grande quantité du métal. Les essais doivent servir spécialement à indiquer la valeur utile des minerais et le prix qu'ils doivent être payés par les usines, et par conséquent ils ne doivent donner que la quantité de plomb utilisable.

Il faut cependant observer que les essais devraient être faits sur tous les minerais de plomb, admis dans les usines, dans le but d'éclairer les directeurs sur la perte énorme que fait éprouver le traitement métallurgique adopté.

L'essai pour plomb comprend trois opérations :

- 1° Grillage aussi complet que possible des minerais
- 2° Fusion des minerais grillés avec des flux réductifs;
- 3° Coupellation des culots de plomb, afin de déterminer la richesse en argent et en or.

Chacun des essayeurs doit faire à la fois deux essais du même minerai, et recommencer ceux qui ne présentent pas de concordance.

Quant aux trois opérations dont se composent les essais de plomb, nous n'avons que peu de mots à en dire, parce qu'elles ne présentent aucune particularité.

Le grillage est fait dans des têts très-plats disposés en nombre très-grand dans des petits fours à réverbères, souvent chauffés avec les flammes perdues des fourneaux de coupelle. Il n'est pas étonnant qu'on cherche à économiser ainsi le combustible, parce que le nombre des essais faits dans l'année est considérable, et que la consommation de combustible est une dépense assez importante.

Les seules précautions dans le grillage sont : de bien ménager la température dans le commencement, afin d'éviter toute agglomération des matières; de remuer

fréquemment dans chaque têt; de terminer le grillage par un bon coup de feu oxidant.

La fusion pour plomb est faite dans des creusets réfractaires, en mélangeant les matières grillées avec 3 à 4 p. de flux noir, et recouvrant d'une couche de sel gemme décrépit. Elle est faite dans la moufle d'un grand four de coupelle, qui contient de 25 à 30 creusets : elle dure une demi-heure au plus.

La coupellation et la séparation de l'or et de l'argent, quand cette opération est nécessaire, sont faites par les procédés ordinaires et bien connus. On suit, autant que possible, la vieille et bonne tradition : coupeller froid, faire passer l'éclair à haute température (*Kühl Treiben, heiss blicken*).

Les différences tolérées dans les résultats obtenus par les essayeurs sont variables avec la richesse ; elles sont de :

Pour les minerais rendant de	10 à 29 p. 100	de	plomb	2 p. 100
—	—	de	30 à 59	— 4 p. 100
—	—	de	60 et au-dessus	— 6 p. 100

pour la richesse en argent et en or, les différences admises sont les mêmes que pour les minerais d'argent aurifères.

On essaye pour argent aurifère les minerais et les produits d'usine par des procédés différents, suivant la nature des matières.

Nous avons indiqué précédemment les précautions qu'on doit prendre pour obtenir des échantillons des minerais, représentant aussi exactement que possible la teneur moyenne de toute la partie livrée aux usines. Les soins ne doivent pas être moindres pour les produits du traitement métallurgique, tels que les scories, les mattes, les cuivres noirs, les plombs d'œuvre.

Ces produits sont loin d'être homogènes. Les mattes

Essai
pour argent
aurifère.

par exemple, qui sont enlevées par rondelles, présentent pour les différentes rondelles d'une même coulée d'assez grandes différences dans la richesse en argent et en or : on a de plus constaté que pour chacune la teneur n'est pas la même au centre et près des bords. Il faut donc, pour obtenir un échantillon moyen, prendre, après le cassage de toute la coulée, des éclats de presque tous les morceaux. La difficulté est encore bien plus grande pour les cuivres noirs, qu'il n'est pas possible de casser en morceaux assez petits; pour les plombs d'œuvre et surtout pour les scories. Pour les métaux et autres matières fondues, il serait certainement bien plus exact de prendre des essais assez nombreux dans la matière en fusion et au moment de la coulée.

Les différents procédés d'essai pour argent aurifère sont les suivants :

Les minerais de plomb et les matières plombeuses sont essayés pour plomb, quand ils tiennent une proportion notable de ce métal, et les culots sont passés à la coupellation.

Les plombs d'œuvre sont coupelés directement.

Les minerais pyriteux (1), et en général tous les produits d'usines, non plombeux, sont essayés par scorification, avec addition des flux convenables, pour déterminer la fusion des gangues et des oxydes métalliques, borax, verre terreux, litharge, et d'une proportion variable de plomb pauvre.

(1) Les minerais très-pauvres et pyriteux sont souvent fondus d'abord pour matte, et celle-ci est soumise ensuite aux deux autres opérations, scorification et coupellation : on évite de cette manière la difficulté de la scorification de minerais très-pauvres, et les pertes en argent que cette opération occasionnerait.

Les culots de plomb donnés par la scorification sont ensuite coupelés.

Les deux opérations, scorification et coupellation, sont faites dans la moufle du même four de coupelle et en prenant toutes les précautions ordinaires.

Tableau des différences limites dans les résultats des essais donnés par les essayeurs.

TENEURS en argent aurifère		DIFFÉRENCES tolérées		TENEURS en argent aurifère		DIFFÉRENCES tolérées	
en loth par centner.				en grammes par 100 kilog.			
loth.	quintel.	gr.	gr.	gr.	gr.	gr.	gr.
1/4 à 00 3/4	1/4	7,81	— 23,44	1,9531			
1 à 1 3/4	1/2	31,25	— 51,69	3,906			
2 à 5 3/4	1	62,50	— 179,69	7,8125			
6 à 11 3/4	2	187,50	— 367,19	15,625			
12 à 19 3/4	3	375,00	— 554,69	23,437			
18 à 23 3/4	4	562,50	— 742,19	31,25			
24 à 35 3/4	5	750,00	— 1117,17	39,06			
36 et au-dessus.	6	1125,00	— »	46,875			

L'essai spécial pour or n'est pas fait pour toutes les matières aurifères. Pour un grand nombre de minerais produits par des mines exploitées depuis longues années, et pour lesquels l'expérience a indiqué que la teneur en or est peu variable, on se contente de déterminer la teneur en argent aurifère, et on admet pour la richesse de l'argent en or, celle indiquée par des essais répétés à des intervalles plus ou moins longs.

Quand un bocard traite seulement les minerais d'une mine, on essaye tous les produits pour argent aurifère; mais la détermination de l'or dans l'argent n'est faite que sur le mélange de tous les produits, et on a soin de prendre le mélange des quantités proportionnelles à celles livrées aux usines.

Toutes les fois qu'on veut faire l'essai pour or, il faut obtenir un bouton d'argent aurifère assez gros pour

Essai pour or.

qu'on puisse faire facilement la séparation des deux métaux par l'acide azotique.

Ordinairement la proportion de l'or à l'argent est assez faible, pour que l'acide azotique attaque certainement tout l'argent et laisse bien tout l'or indissous; quand le contraire se présente, c'est-à-dire quand la quantité d'argent n'est pas au moins quadruple de celle de l'or, on procède par inquarteration en ajoutant avant la coupellation une proportion convenable d'argent fin. On attaque ensuite le bouton par l'acide azotique, en prenant toutes les précautions ordinaires pour que l'argent soit bien tout dissous et pour qu'on puisse recueillir exactement tout l'or.

Les différences tolérées entre les résultats obtenus par les essayeurs sont variables avec la richesse des matières essayées. Elles sont consignées dans le tableau suivant :

TENEUR en or en denär par marc d'argent aurifère.	DIFFÉRENCE TOLÉRÉE pour une teneur en argent aurifère		TENEUR en or par 1 kilog. d'argent aurifère. — grammes.	DIFFÉRENCE TOLÉRÉE pour une teneur en argent aurifère	
	moins que 1 loth par centner.	plus grande que 1 loth par centner.		moins que 31 ^g ,25 par 100 kilog.	plus grande que 41 ^g ,25 par 100 kilog.
denär.	denär.	denär.		gr.	gr.
1 à 1 3/4	1/2	1/4	3.906 à 6.835	1,953	0,9765
2 à 3 3/4	1	1/2	7.812 à 14.647	3,906	1,953
4 à 5 3/4	2	1	15.624 à 22.459	7,812	3,906
6 à 7 3/4	3	1/2	23.436 à 30.271	11,718	5,859
8 et au-dessus.	4	2	31.248 et au-dessus.	15,624	7,812

Ce tableau prouve que les résultats donnés par les essais pour or sont considérés comme très-incertains, principalement pour les matières pauvres en or, puisque la tolérance peut s'élever jusqu'à la moitié et même les deux tiers de la proportion indiquée par les essais.

Pour les minerais et matières tenant or et argent,

chaque essayeur doit faire en même temps deux essais et recommencer quand les résultats ne sont pas bien d'accord.

Les minerais de cuivre et les matières cuivreuses ne peuvent pas être essayés par voie sèche avec une très-grande exactitude; il faut avoir recours aux opérations fort longues de la voie humide pour obtenir des résultats certains; mais cette dernière marche exige trop de temps et trop de soins pour qu'on puisse l'employer dans la réception des minerais, ou pour les essais des produits des usines. Il faut avoir recours à la voie sèche.

L'essai comprend trois opérations distinctes :

- 1° Grillage complet sous la moufle;
- 2° Fusion dans des creusets avec des flux réductifs;
- 3° Affinage des culots de cuivres noirs, produits par la fusion.

L'essayeur doit faire en même temps deux essais de la même matière, afin d'être averti de suite, par la discordance des résultats, des fautes qu'il a pu commettre.

1° *Grillage*. — Le grillage est fait dans des têts disposés, au nombre de 25 ou 30, dans une grande moufle, et on a soin de placer au fond les minerais les moins sulfurés, ou en général ceux pour lesquels l'agglomération est moins à craindre. On a soin de chauffer d'abord très-doucement, et de retirer tous les têts au moment où les premières vapeurs apparaissent. Pendant que l'essayeur remue bien chaque essai, afin de renouveler les surfaces et de constater qu'il n'y a pas eu d'agglomération, son aide introduit dans la moufle les seconds essais des mêmes matières. Quand ceux-ci commencent à donner des vapeurs, on les retire pour les remuer, on introduit de nouveau les premiers, et on répète ces coups de feu successifs et alternatifs pour les

Essai pour cuivre.

deux séries jusqu'à ce que le grillage soit complet. On a soin de prolonger de plus en plus le séjour sous la moufle et d'élever la température à mesure que le grillage est plus avancé. Il faut une grande habileté pour bien griller, sans agglomération, un aussi grand nombre d'essais : le nombre des feux dépend de la nature des minerais ; il varie en général de 8 à 20 feux.

On admet que, sauf l'antimoine et l'arsenic, un bon grillage peut chasser toutes les matières nuisibles, et oxyder complètement les métaux.

2° *Fusion*. — Les flux ordinairement employés sont : le borax, le verre à vitre, le flux blanc, le flux noir, le flux au tartre. A ceux qui ne contiennent pas de charbon, on ajoute comme réductif, soit du charbon pulvérisé, soit un mélange de résine et de charbon. On estime particulièrement la composition suivante :

1 p. borax, 2 p. verre à vitre, 1/2 p. résine, 1/6 charbon.

On emploie la proportion de 2 p. flux pour 1 p. de minerais, et on recouvre toujours les matières, dans chaque creuset, d'une faible couche de sel gemme décrépit. La fusion est faite dans des creusets rangés dans la moufle du même four de coupelle. La fusion complète exige de 55 à 45 minutes : quand elle est obtenue, on retire les creusets de la moufle, on introduit de nouveaux essais, etc. ; quand les creusets sont refroidis, on les casse avec précaution, on note les circonstances principales qui peuvent indiquer si les essais sont bien ou mal réussis, tels que l'aspect des scories et de la matte, la réunion plus ou moins parfaite du cuivre noir en culot, sa malléabilité, son poids.

On compare immédiatement les poids des deux culots donnés par le même minerai ; ils ne doivent pas présenter une différence supérieure à un demi p. 100 ; toute-

fois, on ne recommence les essais que quand la différence dépasse 2 p. 100. On prend la moyenne entre les poids des deux culots ; elle représente la richesse des minerais en cuivre noir.

3° *Affinage*. — L'affinage des culots de cuivre noir est nécessaire toutes les fois que les minerais ou produits d'usines essayés renferment de l'arsenic et de l'antimoine. Quand les minerais ne contiennent pas ces deux métaux, le rendement moyen en cuivre noir peut être admis comme représentant la teneur en cuivre.

L'affinage des cuivres noirs contenant de l'arsenic et de l'antimoine est une opération très-délicate et qui exige une main très-habile. Elle consiste à chauffer sous la moufle, et dans des scorificatoires, les culots de cuivre noir jusqu'à fusion, avec ou sans addition de plomb, et à oxyder par l'air tous les métaux jusqu'à ce que le cuivre reste pur.

L'affinage se fait sur deux culots de cuivre à la fois, et toujours sur les deux qui proviennent du même minerai. L'addition de plomb est nécessaire pour les culots qui fondent difficilement, et pour ceux qui, après fusion, ne s'affinent pas bien : ce qu'on reconnaît à l'apparence du cuivre fondu. Quand l'affinage marche bien, le cuivre fondu doit être bien découvert, paraître en mouvement constant à la surface, et les oxydes doivent se séparer nettement sur les bords.

L'affinage n'avance pas quand la surface paraît terne et en repos. Le plomb s'ajoute par parties, *bleischwere*, dont chacune pèse un dixième de quintal d'essai : il en faut jusqu'à trois pour faire passer les cuivres les plus difficiles à affiner.

L'affinage doit être terminé par un bon coup de feu au moment de l'*éclair*. On nomme ainsi l'apparence que prend le cuivre quand il est devenu bien pur : sa sur-

face est nette, brillante, et ne manifeste plus de mouvement gyrateur.

Il faut retirer de suite après l'éclair les deux scorificatoires.

Quand on a bien nettoyé les culots et qu'on a essayé leur malléabilité sous le marteau, on les pèse; on ne doit considérer comme réussis que les essais dont les deux culots diffèrent entre eux de moins de 2 p. 100. Si la différence est plus grande, on doit recommencer les essais.

Les poids des culots affinés sont évidemment beaucoup trop faibles et ne représentent pas la richesse réelle des minerais en cuivre. Il faut leur faire subir une correction. Voici celle adoptée à Schemnitz : elle ne paraît pas rigoureuse en ce qu'elle ne tient pas compte de l'habileté de l'opérateur, qui a la plus grande influence sur la quantité de cuivre obtenue à l'affinage.

Soit A le poids moyen de cuivre noir obtenu ;
 a le poids du plus lourd culot de cuivre affiné ;
 p le nombre de *bleischwere* nécessaires pour l'affinage.

La teneur en cuivre du minerai est donnée par la formule $a + \frac{A-a}{10} + p$, c'est-à-dire qu'on ajoute au poids du cuivre affiné un dixième de la perte éprouvée par le cuivre noir à l'affinage, plus un dixième du poids du plomb ajouté. (*Chaque bleischwere pèse dix livres d'essai.*)

On affirme que cette correction conduit à des résultats exacts.

Pour la comparaison des résultats obtenus par les essayeurs, on n'admet pas de différence supérieure à 2 p. 100.

Le mode d'essai de cuivre que nous venons d'indiquer

n'est applicable qu'aux matières tenant une proportion notable de cuivre; il ne peut pas être employé pour les minerais pauvres, par exemple pour ceux qui contiennent moins de 2 p. 100. Pour ces minerais pauvres, on ne tient pas compte, dans la réception aux usines, de la teneur en cuivre. On peut du reste évaluer, avec une approximation suffisante, la proportion de cuivre qu'ils renferment par un procédé déjà décrit dans les *Annales des mines* (1846, t. X, p. 574), et fondé sur les colorations plus ou moins foncées que prennent les coupelles, dans lesquelles on passe des culots de plomb et de cuivre.

Ainsi que nous l'avons déjà fait remarquer, ces différents procédés d'essai présentent l'avantage de la rapidité et, jusqu'à un certain point, de la comparabilité des résultats. Ils indiquent aussi les proportions des métaux que le traitement métallurgique permet de retirer des minerais, bien plus que la richesse réelle; et par conséquent, au point de vue de la réception dans les usines, ils remplissent plus utilement le but désiré que des essais exacts.

Ils ont d'un autre côté l'immense inconvénient de ne pas suffisamment éclairer les ingénieurs et l'administration supérieure sur les pertes réelles en métaux, auxquelles donnent lieu les méthodes suivies.

Nous allons maintenant indiquer les dispositions générales adoptées pour la réception des minerais; nous prendrons pour exemple la contrée de Schemnitz. A Nagy-Banya et dans le Banat, les nombres sont un peu différents; mais comme le principe est le même, nous pensons qu'il serait inutile d'insister davantage sur ce point.

Nous indiquerons d'abord les pertes en métaux sur

lesquelles on base la réception des minerais, c'est-à-dire les proportions de ces métaux qu'on retranche de celles données par les essais pour en déduire les quantités que retirera le traitement métallurgique, et celles qui ne doivent pas être comptées aux vendeurs.

Tableau des pertes admises en métaux dans le traitement métallurgique.

MINERAIS OU PRODUITS tenant or et argent		MINERAIS ET PRODUITS plombeux.		OBSERVATIONS.
sans distinction de richesse. Rendement en matte ou plomb.	Perte en argent p. 0/0.	Rendement à l'essai en plomb et p. 0/0.	Pertes admises sur le plomb p. 0/0.	
0 à 9 p. 0/0	5	20 à 29 p. 0/0	17	(*)
10 à 29 —	4	30 à 39 —	15	
30 à 49 —	3	40 à 49 —	13	
50 et au-dessus. Plomb riche.	2 1/2	50 à 59 — 60 et au-dessus.	10 7	
(*) Pour les minerais de cuivre, on admet en outre une perte en argent de 2 1/2 par quintal de cuivre, soit 78g,125 par 100 kilog. de cuivre contenu dans les minerais.				

Pour les matières contenant argent et or, on ne tient pas compte des teneurs inférieures à 1/4 loth par centner, soit 7^g,3125 aux 100 kil. Pour les minerais de plomb et matières plumbeuses, on n'admet pas au-dessous d'un rendement à l'essai de 20 p. 100 de plomb.

On admet comme valeur des métaux :

Pour l'or : 566^{fl},53 par marc, soit en prenant le florin à 2^f,50 ; — 3275^f,75 le kil.

Pour l'argent : 24 florins par marc d'argent fin, soit 214^f,28 par kil.

Pour le plomb : 12^{fl},30 par quintal de Vienne, soit 33^f,80 par 100 kil.

Le prix du plomb est assez variable : celui qui précède est le prix de 1851. Nous observerons qu'on admet

pour le plomb 1/2 florin de moins que le prix du commerce, soit, pour 100 kil., 2^f,23 pour couvrir les frais de commission, pour la vente des plombs et les variations dans le prix commercial.

Les frais d'essai, qui sont déduits de la valeur nette des minerais, sont réglés de la manière suivante :

DÉSIGNATION des minerais et matières essayées.	TENEUR EN ARGENT AURIFÈRE		ESSAIS faits pour les mines.		ESSAIS faits pour les usines.		ESSAIS faits pour les réceptions.	
	en loth pour centner.	en grammes pour 100 kil.	florins.	francs.	florins.	francs.	florins.	francs.
Essais pour or des matières argentifères.	de 1/4 à 11/16	7,81 à 21,48	3,30	8,75	8,30	3,75	7,00	16,50
	3/4 à 1 1/16	23,44 à 52,73	2,50	7,085	2,50	7,085	5,40	14,17
	1 1/4 à 3 3/16	54,69 à 99,61	2,00	5,00	2,00	5,00	4,00	10,00
	3 1/4 à 6 3/16	101,56 à 193,36	1,10	2,917	1,10	2,917	2,20	5,834
	6 1/4 et au-dessus	195,31	0,50	2,085	0,50	2,085	1,40	4,17
	Essais pour or des matières plumbeuses. (*)	de 1/4 à 11/16	7,81 à 21,48	2,50	7,085	2,50	7,085	5,40
3/4 à 1 1/16	23,44 à 52,73	2,10	5,416	2,10	5,416	4,20	10,834	
1 3/4 à 3 3/16	54,69 à 99,61	1,40	4,165	1,40	4,165	3,20	8,33	
3 1/4 à 6 3/16	101,56 à 193,36	1,10	2,917	1,10	2,917	2,20	5,834	
6 1/4 et au-dessus sans distinction.	195,31	0,50	2,085	0,50	2,086	1,40	4,17	
Essais pour Argent.	Sans distinction de richesse.		0,12	0,50	0,20	0,834	1,00	2,50
Cuivre.			0,22	0,917	0,30	1,25	1,30	3,75
Plomb.			0,12	0,50	0,20	0,834	1,00	2,50
Matie.			0,12	0,50	0,20	0,834	1,00	2,50
			0,12	0,50	0,20	0,834	1,00	2,50

(*) On voit d'après ce tableau que pour les minerais et matières aurifères, le prix des essais est d'autant moindre que la richesse est plus grande. on cherche par là à tenir compte aux vendeurs de la quantité notable de matière prélevée pour les essais. Il faut remarquer aussi qu'on fait payer les essais bien plus cher pour la réception dans les usines, que dans le cas où il s'agit seulement d'éclairer les mineurs ou les directeurs d'usines sur la richesse des minerais et produits.

Pour frais de direction supérieure des usines, on fait sur les valeurs des métaux qu'on peut retirer des mines une retenue uniforme de 5/4 p. 100.

Pour les frais de monnayage, on retranche :

1° 1^f,92 pour les essais et pour chaque livraison ;

Observations sur ce tableau. — Les frais de traitement métallurgique sont considérés comme d'autant plus élevés que la richesse en argent aurifère est plus grande. Cela provient de ce que la méthode adoptée dans les usines emploie le plomb pour rassembler l'argent et l'or, et perd d'autant plus de plomb que la proportion des métaux précieux est plus forte.

Les frais sont d'ailleurs d'autant moindres que le rendement des matières en matie et en plomb est plus élevé.

Enfin, il faut tenir compte dans la réception des minerais, provenant des mines des particuliers, de la dîme de redevance due à l'état. Cette redevance appelée *Frohne* s'élève à 10 p. 100 de l'or et de l'argent contenus dans les minerais. Elle doit être payée pour l'or en or, pour l'argent en monnaie d'argent. Pour le plomb, la redevance n'est que de 7 1/2 p. 100 : elle doit être payée en argent.

Ces redevances sont encore des retenues faites sur la valeur des métaux contenus dans les minerais présentés aux usines, et dont le montant est calculé, inscrit sur les registres et communiqué aux particuliers sur la feuille de réception.

(La suite à la prochaine livraison.)

MÉMOIRE

SUR LES FORCES APPARENTES DANS LES MOUVEMENTS RELATIFS ET LEURS APPLICATIONS A L'ÉTUDE DE QUELQUES PHÉNOMÈNES TERRESTRES.

Par M. H. RESAL, Élève ingénieur des mines.

Les explications que l'on a données jusqu'ici, des phénomènes apparents dus à la rotation de la terre, dont on s'est beaucoup occupé dans ces derniers temps, s'appuient sur les équations établies pour les mouvements relatifs, auxquelles on arrive par des transformations de coordonnées; sous ce rapport, elles manquent peut-être de la simplicité qu'ont le droit d'exiger toutes les personnes que ces phénomènes intéressent; c'est ce qui m'a conduit à entreprendre ce travail, où je me suis proposé d'arriver au même but, par des considérations purement géométriques, en prenant les choses dès leur origine.

§ 1. DU MOUVEMENT RELATIF D'UN POINT MATÉRIEL.

1. *Des forces apparentes dans le mouvement relatif d'un point matériel.* — Soient (Pl. II, fig. 1) V et φ la vitesse et l'accélération, à un instant quelconque, d'un point mobile m , dont on se propose de trouver le mouvement relatif par rapport à un système invariable (S), lui-même mobile d'une manière quelconque dans l'espace absolu; V_e , φ_e la vitesse et l'accélération dites d'*entraînement* que posséderait le point a de l'espace où se trouve actuellement le point m , si on le considérait comme faisant partie du système (S); V_r la vitesse relative de m par rapport à (S), ou la résultante de la vitesse absolue V et de la vitesse V_e égale et précisé-

ment contraire à celle d'entraînement de a ; ϕ , l'accélération résultante de l'accélération absolue φ et de l'accélération égale et contraire à celle φ_e d'entraînement; xy l'axe instantané de rotation et de glissement du système invariable (S) (*V. la note 1*). Nous arriverons à connaître à tous les instants le mouvement relatif de m par rapport à (S), en déterminant le mouvement absolu qu'il prendrait, si on lui imprimait à chaque instant, ainsi qu'à (S), un mouvement commun égal et contraire à celui de ce dernier réduit alors au repos.

En premier lieu, supposons que l'on imprime à m et à chacun des points de (S) une vitesse et une accélération respectivement égales et contraires à V_e et φ_e ; le point a restera alors fixe, et le système (S) tournera autour d'une droite $x'y'$ parallèle à xy (*V. la note 2*) avec une vitesse angulaire précisément égale et de même sens que celle ω , qui a lieu autour de ce dernier axe; soit ac l'arc décrit dans le temps dt par le point m animé des résultantes V_r de V et V_e , et φ_r de φ et φ_e . Actuellement, imprimons à (S) une rotation égale et contraire à ω autour de $x'y'$; l'arc ac aura pris dans cette rotation la position ac' , pour laquelle son extrémité c aura décrit l'élément cc' , et la perpendiculaire ci , abaissée sur $x'y'$, l'angle $cic' = \omega dt$; et comme l'arc ac est décrit dans le même élément dt du temps avec la vitesse relative V_r , on aura, en nommant β l'angle fini de ac ou de sa tangente ad avec $x'y'$, $U_r = V_r \sin \beta$, la projection de V_r sur un plan perpendiculaire à l'axe instantané xy ,

$$ci = V_r dt \sin \beta, \quad cc' = \omega \cdot ci = 2\omega V_r \sin \beta \frac{dt}{2} = 2\omega U_r \frac{dt}{2}$$

le déplacement cc' représentant ainsi une accélération $2\omega U_r$. Donc le déplacement relatif élémentaire ac' du point m par rapport au système mobile (S), est dû à la

vitesse relative V_r , à l'accélération φ , à l'accélération d'entraînement prise en sens contraire — φ_e , enfin à l'accélération centrifuge composée $2\omega U_r$, dont la direction perpendiculaire à xy et à V_r s'obtiendra en supposant que l'on fasse subir à U_r un quart de révolution en sens inverse de la rotation instantanée ω autour $x'y'$ ou xy .

En multipliant les accélérations par la masse du point m , elles représentent les forces apparentes dans les mouvements relatifs, et on retombe sur les propositions auxquelles M. Coriolis est parvenu à l'aide d'une transformation de coordonnées.

Pendant la durée dt , l'axe xy se déplace infiniment peu dans l'espace absolu, mais les perpendiculaires ao , ci , et l'angle β ne peuvent varier que de quantités infiniment petites ou négligeables vis-à-vis de leur propre grandeur, et par conséquent il en est de même des vitesses d'entraînement, relatives, etc.

2. *Du principe des forces vives dans le mouvement relatif d'un point matériel.* — Il résulte de ce qui précède, que le demi-accroissement de la force vive due au mouvement relatif, est égal au travail estimé dans ce même mouvement, des forces immédiatement appliquées au point mobile et de la force égale et opposée à la force d'entraînement, puisque celui de la force centrifuge composée est nul.

5. *Si un point matériel est animé de deux mouvements relatifs simultanés par rapport à un système invariable (S), la force centrifuge composée correspondant au mouvement résultant, est la résultante des forces centrifuges composées qui se manifesteraient si les deux mouvements partiels avaient lieu séparément.*

Soient v_r , v'_r (*fig. 2*) les vitesses des deux mouvements partiels à un instant donné; V_r leur résultante; u_r , u'_r , U_r , les projections de ces trois vitesses

sur un plan perpendiculaire à l'axe instantané de rotation du système (S); mA la parallèle à cet axe menée par le point m ; ω la vitesse angulaire instantanée de (S).

Les forces centrifuges composées correspondant aux vitesses v_r, v'_r, V_r , en faisant abstraction du facteur commun $2m\omega$, étant proportionnelles aux longueurs u_r, u'_r, U_r , le théorème énoncé devient évident; car pour avoir ces forces en grandeur et en direction, il suffit de concevoir que l'on fasse subir un quart de révolution au parallélogramme $U_r u_r u'_r m$ en sens inverse de la rotation ω .

4. Si l'on considère la rotation instantanée ω du système (S) comme la résultante de deux rotations simultanées (Note 3), ω', ω'' , la force centrifuge composée du point matériel m est la résultante des forces analogues qui correspondraient aux rotations partielles, si elles avaient lieu individuellement.

Soient (fig. 3) $m\omega, m\omega', m\omega''$, les droites qui représentent la rotation instantanée et ses deux composantes; U_r, W_r les composantes perpendiculaire et parallèle au plan $m\omega\omega'\omega''$, de la vitesse relative V_r ; p, p', p'' , les distances du point U_r aux droites $m\omega, m\omega', m\omega''$. D'après ce qui précède, il suffit de démontrer que le théorème a lieu pour chacune des composantes U_r, W_r .

Les forces centrifuges composées correspondant à la vitesse W_r , pour les trois rotations ci-dessus, ont respectivement pour expressions $2m.\omega.p, 2m.\omega'.p', 2m.\omega''.p''$, et comme elles sont dirigées toutes trois suivant mU_r , la première est la résultante des deux autres, puisque, d'après le théorème de Varignon, $\omega.p = \omega'.p' + \omega''.p''$.

Les forces centrifuges composées relatives à la vitesse U_r , abstraction faite du facteur $2m.U_r$, étant proportionnelles aux longueurs $m\omega, m\omega', m\omega''$, la seconde

partie du théorème devient évidente; car pour avoir ces forces en grandeur et en direction, il suffit de concevoir que l'on fasse subir, dans le sens voulu, un quart de révolution, autour de mU_r , au parallélogramme $m\omega\omega'\omega''$.

La généralisation et la réciproque des deux propriétés précédentes des forces centrifuges composées, sont trop évidentes pour qu'il soit nécessaire d'y insister.

5. *Équations du mouvement relatif d'un point matériel.* — Les deux derniers théorèmes permettent de poser immédiatement et sans aucun calcul, les équations du mouvement relatif d'un point matériel, rapporté à trois axes rectangulaires faisant partie du système invariable (S). Soient, en effet, α, β, γ , les angles d'inclinaison sur les trois axes coordonnés ox, oy, oz , de la direction de l'axe instantané pour laquelle la rotation ω a lieu de gauche à droite; nous obtiendrons la projection de la force centrifuge composée sur ox , en faisant la somme des forces semblables auxquelles conduit la considération de chacune des trois rotations partielles, $\omega \cos \alpha, \omega \cos \beta, \omega \cos \gamma$, et les composantes de la vitesse relative, estimées suivant les trois axes coordonnés. La rotation $\omega \cos \gamma$, autour de oz , donne lieu à deux forces centrifuges composées parallèles aux deux autres axes ox et oy , et dont la première est exprimée par $-2m.\omega \cos \gamma \frac{dy}{dt}$; la rotation autour de oy donne de même la composante $2m.\omega \cos \beta \frac{dz}{dt}$ suivant ox , et il vient pour la projection de la force centrifuge composée totale sur ox ,

$$2m\omega \left(\cos \beta \frac{dz}{dt} - \cos \gamma \frac{dy}{dt} \right).$$

Cela posé, soient X, Y, Z , les composantes parallèles aux axes, des forces extérieures agissant sur le point m ;

X_e, Y_e, Z_e , les composantes analogues de la force d'entraînement prise en sens contraire, l'équation du mouvement relatif du point m en projection sur ox , sera,

$$(1) \quad m \frac{d^2x}{dt^2} = 2m\omega \left(\cos \beta \frac{dz}{dt} - \cos \gamma \frac{dy}{dt} \right) + X + X_e.$$

Les deux autres équations du mouvement du point m , se déduisent de cette dernière par une simple permutation tournante, et sont,

$$(2) \quad m \frac{d^2y}{dt^2} = 2m\omega \left(\cos \gamma \frac{dx}{dt} - \cos \alpha \frac{dz}{dt} \right) + Y + Y_e.$$

$$(3) \quad m \frac{d^2z}{dt^2} = 2m\omega \left(\cos \alpha \frac{dy}{dt} - \cos \beta \frac{dx}{dt} \right) + Z + Z_e.$$

A chacune de ces équations, on peut substituer l'une des suivantes, relatives aux aires, et qui s'en déduisent :

$$(4) \quad m \left(\frac{d^2x}{dt^2} y - \frac{d^2y}{dt^2} x \right) = 2m\omega \left[\frac{dz}{dt} (y \cos \beta + x \cos \alpha) - \frac{1}{2} \cos \gamma \frac{d}{dt} (x^2 + y^2) \right] + (X + X_e) y - (Y + Y_e) x.$$

$$(5) \quad m \left(\frac{d^2y}{dt^2} z - \frac{d^2z}{dt^2} y \right) = 2m\omega \left[\frac{dx}{dt} (z \cos \gamma + y \cos \beta) - \frac{1}{2} \cos \alpha \frac{d}{dt} (y^2 + z^2) \right] + (Y + Y_e) z - (Z + Z_e) y.$$

$$(6) \quad m \left(\frac{d^2z}{dt^2} x - \frac{d^2x}{dt^2} z \right) = 2m\omega \left[\frac{dy}{dt} (x \cos \alpha + z \cos \gamma) - \frac{1}{2} \cos \beta \frac{d}{dt} (x^2 + z^2) \right] + (Z + Z_e) x - (X + X_e) z.$$

Enfin on peut prendre, pour l'une des équations du mouvement, la formule des forces vives

$$(7) \quad mV_r - mV_r' = 2 \int [(X + X_e) dx + (Y + Y_e) dy + (Z + Z_e) dz]$$

dans laquelle V_r' et V_r sont les vitesses initiales et à un instant quelconque.

Si dans tout ce qui précède, nous supposons que le

système (S) représente la terre, nous aurons tous les éléments nécessaires à l'explication du mouvement oscillatoire du pendule de M. Foucault.

6. *Influence de la rotation de la terre sur le mouvement du pendule simple.* — Soient (fig. 4) Oz la verticale du point O de suspension; Ox, Oy , les tangentes correspondantes au méridien et au parallèle; OA la portion de la parallèle en O à l'axe de la terre pour laquelle la rotation diurne a lieu de gauche à droite; l la longueur du pendule; λ la latitude du lieu; z_0 l'ordonnée de la position initiale de la masse m du pendule; la direction Oz du fil à plomb est celle de la résultante mg de la pesanteur et de la force centrifuge, égale et opposée à la force d'entraînement due à la rotation de la terre.

Le point m peut être considéré comme se mouvant librement sous l'action de la force mg , de la force centrifuge composée, et de la tension N du fil; et son mouvement sera complètement déterminé par les équations (4) et (7), toutes deux indépendantes de N , qui deviennent, en y supposant,

$$\gamma = 90^\circ - \lambda, \quad \alpha = \lambda, \quad \beta = 90^\circ, \quad V_r' = 0, \quad X + X_e = 0, \\ Y + Y_e = 0, \quad Z + Z_e = mg,$$

$$x \frac{d^2y}{dt^2} - y \frac{d^2x}{dt^2} = 2\omega \left(\frac{1}{2} \sin \lambda \frac{d(x^2 + y^2)}{dt} - x \frac{dz}{dt} \cos \lambda \right), \\ V_r^2 = 2g(z - z_0).$$

équations dont la première représente le mouvement de la projection m' de m sur le plan horizontal xy . Soient ρ la distance de m' à l'origine O , θ l'angle qu'elle forme avec ox , on a :

$$x = \rho \cos \theta, \quad y = \rho \sin \theta, \quad z = \sqrt{l^2 - \rho^2}, \\ dx = -\rho \sin \theta d\theta + \cos \theta d\rho, \quad dy = \rho \cos \theta d\theta + \sin \theta d\rho, \\ dz = \frac{-\rho d\rho}{\sqrt{l^2 - \rho^2}}, \quad V_r^2 = \frac{ds^2}{dt^2} = \rho^2 \frac{d\theta^2}{dt^2} + l^2 \frac{d\rho^2}{dt^2}$$

et les équations ci-dessus deviennent,

$$(a) \quad \frac{d\left(\rho^2 \frac{d\theta}{dt}\right)}{dt} = \omega \left(\sin \lambda \frac{d\rho^2}{dt} + \frac{2\rho^2}{\sqrt{l^2 - \rho^2}} \cos \lambda \cos \theta \frac{d\rho}{dt} \right),$$

$$\rho^2 \frac{d\theta^2}{dt^2} + \frac{l^2 d\rho^2}{l^2 - \rho^2} = 2g \left(\sqrt{l^2 - \rho^2} - \sqrt{l^2 - \rho_0^2} \right).$$

La vitesse angulaire $\frac{d\theta}{dt}$ étant de même ordre de grandeur que ω , le terme $\rho^2 \frac{d\theta^2}{dt^2}$ introduit dans la dernière équation, par la considération du mouvement de la terre, est très-faible, et peut être négligé (*). De sorte que l'on aura, pour de très-petites oscillations, en laissant de côté les puissances de ρ supérieures à la troisième, et comme si la rotation diurne n'existait pas,

$$(b) \quad \rho = \rho_0 \cos \sqrt{\frac{g}{l}} t,$$

et pour la durée d'une oscillation complète,

$$T = \pi \sqrt{\frac{l}{g}}$$

L'équation (a) devient, en y supprimant les termes du quatrième ordre en ρ ,

$$(c) \quad \frac{d\left(\rho^2 \frac{d\theta}{dt}\right)}{dt} = \omega \left(\sin \lambda \frac{d\rho^2}{dt} + \frac{2\rho^2}{l} \cos \lambda \cos \theta \frac{d\rho}{dt} \right),$$

ou

$$\frac{d}{dt} \cdot \rho^2 \left(\frac{d\theta}{dt} - \omega \sin \lambda \right) = 2\omega \frac{\rho^2}{l} \cos \lambda \cos \theta \frac{d\rho}{dt}$$

Pour obtenir θ avec une première approximation, nous négligerons le deuxième membre de la dernière équation qui est du troisième ordre; il viendra ainsi,

(*) Car $\omega = \frac{2\pi}{60 \times 60 \times 24} = 0,00008$, $\omega^2 = 0,000000064$, etc.

$$\rho^2 \left(\frac{d\theta}{dt} - \sin \lambda \right) = \text{Constante} = 0 \text{ (*)}, \quad \frac{d\theta}{dt} = \omega \sin \lambda,$$

d'où

$$(d) \quad \theta = \theta_0 + \omega \sin \lambda \cdot t,$$

et l'on aura approximativement, pour la durée d'une révolution N.O.-N.-N.E. du plan d'oscillation du pendule:

$$T' = \frac{2\pi}{\omega \sin \lambda} = \frac{24 \text{ h.}}{\sin \lambda}$$

A Paris où $\lambda = 48^\circ, 50', 14''$, $\sin \lambda = 0,75185$, on a $T' = 32 \text{ h.}$ environ.

Soit δ , le terme complémentaire qu'il faut ajouter à la valeur approchée $\theta_0 + \omega \sin \lambda \cdot t$, pour avoir θ ; δ est du même ordre de grandeur que ρ , de sorte qu'en substituant dans l'équation (c), $\theta = \theta_0 + \omega \sin \lambda \cdot t + \delta$, et négligeant les termes du 4^e ordre, il vient;

$$\frac{d}{dt} \left(\rho^2 \frac{d\delta}{dt} \right) = 2\omega \frac{\rho^2}{l} \cos (\theta_0 + \omega \sin \lambda \cdot t) \frac{d\rho}{dt} \cos \lambda,$$

ou, d'après l'équation (b),

$$\begin{aligned} \frac{d}{dt} \left(\rho^2 \frac{d\delta}{dt} \right) &= -\frac{2\omega}{l} \cos (\theta_0 + \omega t \sin \lambda) \rho^3 \cdot \sqrt{\frac{g}{l}} \cos \lambda \cdot \sin \sqrt{\frac{g}{l}} t \cdot \cos^2 \sqrt{\frac{g}{l}} t = (**) \\ &= -\frac{\omega}{2} \cdot \frac{\rho_0^3}{l} \sqrt{\frac{g}{l}} \cos \lambda \left\{ \cos \left[\theta_0 + t \left(\sqrt{\frac{g}{l}} + \omega \sin \lambda \right) \right] + \right. \\ &\quad \left. + \cos \left[-\theta_0 + t \left(\sqrt{\frac{g}{l}} - \omega \sin \lambda \right) \right] \right\} \sin 2 \sqrt{\frac{g}{l}} t. \\ &\quad \left. \frac{\omega \rho_0^3}{4l} \sqrt{\frac{g}{l}} \cos \lambda \left\{ \begin{aligned} &\sin [\theta_0 + t(3\sqrt{\frac{g}{l}} + \omega \sin \lambda)] + \sin [-\theta_0 + t(\sqrt{\frac{g}{l}} - \omega \sin \lambda)] \\ &\sin [\theta_0 + t(\sqrt{\frac{g}{l}} + \omega \sin \lambda)] + \sin [-\theta_0 + t(3\sqrt{\frac{g}{l}} - \omega \sin \lambda)] \end{aligned} \right\} \right. \end{aligned}$$

(*) La constante est nulle, car cette équation doit être vérifiée pour $\rho = 0$.

(**) Les transformations qui suivent consistent uniquement à remplacer des produits de sinus ou cosinus par des sommes et réciproquement.

d'où, en intégrant, et remarquant que $\rho = 0$ pour

$$t \sqrt{\frac{g}{l}} = \frac{\pi}{2},$$

$$\rho^3 \frac{d\delta}{dt} = \frac{\omega}{4} \cdot \frac{\rho_0^3}{l} \sqrt{\frac{g}{l}} \cos \lambda \left\{ \begin{array}{l} \frac{\cos \left[\theta_0 + t \left(3\sqrt{\frac{g}{l}} + \omega \sin \lambda \right) \right] - \sin \left(\theta_0 + \omega \sin \lambda \sqrt{\frac{g}{l}} \frac{\pi}{2} \right)}{3\sqrt{\frac{g}{l}} + \omega \sin \lambda} \\ \frac{\cos \left[-\theta_0 + t \left(\sqrt{\frac{g}{l}} - \omega \sin \lambda \right) \right] - \sin \left(\theta_0 + \omega \sin \lambda \sqrt{\frac{g}{l}} \frac{\pi}{2} \right)}{\sqrt{\frac{g}{l}} + \omega \sin \lambda} \\ \frac{\cos \left[\theta_0 + t \left(\sqrt{\frac{g}{l}} + \omega \sin \lambda \right) \right] + \sin \left(\theta_0 + \omega \sin \lambda \sqrt{\frac{g}{l}} \frac{\pi}{2} \right)}{\sqrt{\frac{g}{l}} + \omega \sin \lambda} \\ \frac{\cos \left[-\theta_0 + t \left(3\sqrt{\frac{g}{l}} - \omega \sin \lambda \right) \right] + \sin \left(\theta_0 + \omega \sin \lambda \sqrt{\frac{g}{l}} \frac{\pi}{2} \right)}{3\sqrt{\frac{g}{l}} - \omega \sin \lambda} \end{array} \right.$$

Si l'on supprime les termes en ω dans les dénominateurs, ce qui revient à négliger les puissances de ω supérieures à la 2^e, on aura

$$\rho^3 \frac{d\delta}{dt} = \frac{\omega}{4} \cdot l \rho_0^3 \cos \lambda \left\{ \begin{array}{l} \frac{\cos \left[\theta_0 + t \left(3\sqrt{\frac{g}{l}} + \omega \sin \lambda \right) \right] + \cos \left[-\theta_0 + t \left(3\sqrt{\frac{g}{l}} - \omega \sin \lambda \right) \right]}{3} \\ \frac{\cos \left[-\theta_0 + t \left(\sqrt{\frac{g}{l}} - \omega \sin \lambda \right) \right] + \cos \left[\theta_0 + t \left(\sqrt{\frac{g}{l}} + \omega \sin \lambda \right) \right]}{2} \end{array} \right.$$

$$\rho^3 \frac{d\delta}{dt} = \frac{\omega}{2} \cdot l \rho_0^3 \cos \lambda \left[\frac{1}{3} \cos 3\sqrt{\frac{g}{l}} t \cos(\theta_0 + \omega t \sin \lambda) + \cos \sqrt{\frac{g}{l}} t \cos \theta_0 + \omega t \sin \lambda \right] = \frac{\omega}{2} \cdot \frac{\rho_0^3}{l} \cos \lambda \cos(\theta_0 + \omega t \sin \lambda) \frac{4}{3} \cos^3 \sqrt{\frac{g}{l}} t.$$

remplaçant ρ par sa valeur (b),

$$\frac{d\delta}{dt} = -\frac{2}{3} \omega \cdot \frac{\rho_0}{l} \cos \lambda \cos \sqrt{\frac{g}{l}} t \cos(\theta_0 + \omega \sin \lambda t) =$$

$$= \frac{1}{5} \omega \cdot \frac{\rho_0}{l} \cos \lambda \left\{ \cos \left[\theta_0 + t \left(\omega \sin \lambda + \sqrt{\frac{g}{l}} \right) \right] + \cos \left[\theta_0 + t \left(\omega \sin \lambda - \sqrt{\frac{g}{l}} \right) \right] \right\}$$

intégrant, et remarquant que $\delta = 0$ pour $t = 0$, on arrive très-facilement à

$$\delta = \frac{2}{3} \omega \frac{\rho_0}{\sqrt{gl}} \sin \sqrt{\frac{g}{l}} t \cos(\theta_0 + \omega t \sin \lambda) \cos \lambda.$$

Donc

$$\theta = \theta_0 + \omega \sin \lambda t + \frac{2}{3} \omega \frac{\rho_0}{\sqrt{gl}} \sin \sqrt{\frac{g}{l}} t \cos(\theta_0 + \omega t \sin \lambda) \cos \lambda.$$

Le terme complémentaire δ , s'annulant périodiquement après chaque oscillation du pendule, ne modifie nullement la durée de la révolution complète du plan d'oscillation, telle que nous l'avons trouvée plus haut.

Au pôle, $\delta = 0$; et en effet, la loi des déplacements du plan d'oscillation, dans ce cas, est représentée rigoureusement par l'équation (d).

A l'équateur

$$\theta = \theta_0 + \frac{2}{3} \omega \frac{\rho_0}{\sqrt{gl}} \sin \sqrt{\frac{g}{l}} t \cos \theta_0.$$

La masse m , en projection horizontale, décrit une courbe fermée ayant la forme d'un huit, et dont la trace horizontale du plan initial d'oscillation est un axe de symétrie; l'angle des deux branches du huit est représenté par $\frac{4}{3} \cos \theta_0 \omega \frac{\rho_0}{\sqrt{gl}} = 0,00004 \frac{\rho_0}{\sqrt{l}} \cos \theta_0$; il est nul, lorsque le plan précédent se confond avec l'équateur,

ce qui est évident *a priori*, et atteint son maximum $0,00004 \frac{\rho_0}{\sqrt{l}}$, si ce plan coïncide avec le méridien. Dans l'hypothèse où $l = 60^m$, $\rho_0 = 3^m$, on a pour ce maximum, $0,00004 \cdot \frac{\sqrt{60}}{20} = 0,000016$ environ, ce qui correspond à peu près à $34''{,}34$.

§ 2. DU MOUVEMENT RELATIF DES SYSTÈMES.

7. *Mouvement relatif du centre de gravité d'un système de points matériels.*—Chacun des points d'un système matériel, se mouvant comme s'il était isolé et soumis à l'action des forces qui lui sont immédiatement appliquées et des actions moléculaires provenant des autres parties du système, il vient (5), en ajoutant toutes les équations relatives à la projection des points matériels sur l'axe des x ,

$$\Sigma m \frac{d^2x}{dt^2} = 2\omega \left(\cos \beta \Sigma m \cdot \frac{dz}{dt} - \cos \gamma \Sigma m \frac{dy}{dt} \right) + \Sigma X + \Sigma X_e,$$

ou, en désignant par x, y, z , les coordonnées du centre de gravité de la masse totale M ,

$$M \frac{d^2x}{dt^2} = 2\omega \left(\cos \beta M \frac{dz}{dt} - \cos \gamma M \frac{dy}{dt} \right) + \Sigma X + \Sigma X_e,$$

équation dans laquelle les actions mutuelles disparaissent. Or, les forces d'entraînement prises en sens contraire, n'étant autre chose que les forces d'inertie (*) des points ci-dessus, considérés comme faisant partie du système invariable (S), ΣX_e est égale à la projection sur l'axe des x , de la force d'entraînement du centre

(*) Nous appelons avec M. Poncelet, *force d'inertie* d'un point matériel, une force fictive de sens contraire à l'accélération du point et égale au produit de la masse par cette accélération.

de gravité, en y supposant concentrée la masse M ; il résulte de là, et de la comparaison entre l'équation précédente et l'équation (1), que *le centre de gravité d'un assemblage de points matériels, se meut par rapport au système invariable (S), comme un point unique, où serait concentrée toute la masse M, en y supposant appliquées toutes les forces extérieures agissant sur cet assemblage* (*).

8. *Influence de la rotation de la terre sur la chute des graves.*—Le principe précédent permet d'aborder immédiatement l'étude du phénomène résultant de la chute des graves, observé par un spectateur entraîné dans le mouvement diurne de la terre. Si nous considérons, en effet, les équations (1), (2), (3), comme se rapportant à la masse et au mouvement du centre de gravité du mobile, elles donneront, en choisissant les mêmes axes coordonnés que pour le pendule (7), c'est-à-dire en y supposant $\gamma = 90^\circ - \lambda$, $\alpha = \lambda$, $\beta = 90^\circ$, $X + X_e = 0$, $Y + Y_e = 0$, $Z + Z_e = mg$,

$$(e) \quad \frac{d^2x}{dt^2} = -2\omega \sin \lambda \frac{dy}{dt};$$

$$(f) \quad \frac{d^2y}{dt^2} = 2\omega \left(\sin \lambda \frac{dx}{dt} - \cos \lambda \frac{dz}{dt} \right);$$

$$(g) \quad \frac{d^2z}{dt^2} = 2\omega \cos \lambda \frac{dy}{dt} + g (**).$$

Si l'on intègre les équations (e) et (g), il vient en

(*) On obtiendrait de la même manière, et au moyen des équations (4) et suivantes, les équations relatives aux aires pour un système de points matériels; mais comme, dans ce qui suit, elles ne sont l'objet d'aucune application, nous avons cru devoir nous dispenser de les écrire.

(**) Ces formules ont été données en premier lieu par Poisson, qui les a tirées d'une transformation de coordonnées, dans son mémoire sur le mouvement des projectiles, lu à l'Académie des sciences, le 13 novembre 1837.

supposant l'origine coordonnée placée au point élevé d'où l'on a fait tomber le mobile,

$$(h) \quad \frac{dx}{dt} = -2\omega \sin \lambda \cdot y$$

$$(i) \quad \frac{dz}{dt} = 2\omega \cos \lambda y + gt,$$

ces valeurs portées dans (f) donnent :

$$(j) \quad \frac{d^2y}{dt^2} = -4\omega^2 y - 2\omega g \cos \lambda \cdot t,$$

équation dont l'intégrale est

$$(k) \quad y = -\frac{g \cos \lambda}{2\omega} \left(t - \frac{1}{2\omega} \sin 2\omega t \right).$$

Cette valeur portée successivement dans (h) et (i) conduit à

$$(l) \quad x = g \sin \lambda \cos \lambda \left[\frac{t^2}{2} + \frac{t^4}{4\omega^2} (\cos 2\omega t - 1) \right]$$

$$(m) \quad z = g \cos^2 \lambda \left[\frac{t^2}{2} + \frac{1}{4\omega^2} (\cos 2\omega t - 1) \right] + g \frac{t^2}{2}$$

et la trajectoire cherchée est complètement déterminée.

Les expressions précédentes sont très-complexes, et ne permettent point de se rendre facilement compte du phénomène de la déviation des graves dans leur chute; nous allons en conséquence les remplacer par des valeurs approximatives plus simples. Si nous développons en série les sinus et cosinus, on trouve :

$$y = g \cos \lambda \left(-\frac{\omega t^3}{5} + \frac{\omega^3 t^5}{15} + \dots \right)$$

$$x = \frac{g \sin 2\lambda}{2} \left(\frac{1}{6} \omega^2 t^4 \dots \right)$$

$$z = g \cos^2 \lambda \left(\frac{1}{6} \omega^2 t^4 \dots \right) + \frac{gt^2}{2}$$

Or les hauteurs auxquelles nous pouvons nous élever étant très-faibles, il en est de même de t , et les termes d'ordres supérieurs au premier en ω (6), du second en t , n'auront aucune influence sensible sur les résultats; nous pourrions donc nous borner aux valeurs approchées

$$(n) \quad y = -g\omega \cos \lambda \cdot \frac{t^3}{3},$$

$$x = 0,$$

$$(p) \quad z = \frac{gt^2}{2},$$

$$(q) \quad y = -\frac{2}{3} \cos \lambda \cdot z \cdot t = -\frac{2}{3} \omega \cos \lambda \cdot z \sqrt{\frac{2z}{g}}.$$

Il résulte de là, que la trajectoire décrite par le centre de gravité du mobile se confond très-sensiblement avec une parabole du troisième degré, située dans le plan du parallèle du lieu, et dont l'ouverture se trouve dans le sens du mouvement diurne de la terre.

On peut, comme l'a fait M. Delaunay dans ses leçons à l'École polytechnique, obtenir immédiatement les formules approchées (n) et (p); en effet, l'équation (j) résulte d'abord de ce que la direction de la pesanteur reste sensiblement parallèle à la verticale pendant la durée de la chute; d'un autre côté, la vitesse relative V_r , du mobile, différant peu de la verticalité, la force centrifuge composée $2m\omega V_r \cos \lambda$, peut être considérée, avec la même approximation, comme horizontale; il vient ainsi, en remarquant que $V_r = gt$,

$$\frac{d^2y}{dt^2} = -2\omega V_r \cos \lambda = -2\omega g \cos \lambda \cdot t,$$

$$\text{d'où} \quad y = -\frac{1}{3} \omega g \cos \lambda \cdot t^3.$$

9. Ces considérations théoriques sont vérifiées par l'expérience d'une manière très-satisfaisante. M. Reich

a déduit, en effet, d'un très-grand nombre de résultats, obtenus en laissant tomber un corps d'une hauteur de 158^m,5 dans les mines de Freiberg, pour la déviation dans le sens du parallèle, 0^m,0285, la déviation vers le sud étant de quelques millimètres seulement. Or si l'on fait dans la formule (g),

$$z = 158^m,5, \quad \omega = \frac{2\pi}{24 \times 60 \times 60}, \quad t = 6^{\text{des}}, \quad \lambda = 51^\circ,$$

on a, pour la déviation totale, $y = 0^m,0290$; ce qui surpasse très-peu la valeur donnée par l'expérience.

10. On trouverait facilement, en suivant la même marche, pour les formules relatives à l'influence de la rotation de la terre sur le mouvement des projectiles lancés sous des inclinaisons quelconques :

$$y = \frac{V_x \sin \lambda - V_z \cos \lambda}{2\omega} + \frac{gt \cos \lambda}{2\omega} + \frac{1}{2\omega} \left(V_y + \frac{g}{2\omega} \right) \sin \left[2\omega t + \arcsin \left(\frac{V_z \cos \lambda - V_x \sin \lambda}{2\omega} \right) \right];$$

$$x = \left(\frac{V_x \cos \lambda + V_z \sin \lambda}{2\omega} \right) \cos \lambda t - \frac{g \sin \lambda \cos \lambda}{2} t^2 + \frac{1}{2\omega^2} \left(V_y + \frac{g}{2\omega} \right) \cos \left[2\omega t + \arcsin \left(\frac{V_z \cos \lambda - V_x \sin \lambda}{2\omega} \right) \right];$$

$$z = \left(\frac{V_x \cos \lambda + V_z \sin \lambda}{2\omega} \right) \sin \lambda t + g \cos^2 \lambda \frac{t^2}{2} - \frac{1}{2\omega^2} \left(V_y + \frac{g}{2\omega} \right) \cos \left[2\omega t + \arcsin \left(\frac{V_z \cos \lambda - V_x \sin \lambda}{2\omega} \right) \right],$$

V_x, V_y, V_z étant les composantes parallèles aux axes de la vitesse initiale du mobile. Si l'intervention de la résistance de l'air rend impossible toute observation précise sur la déviation d'un projectile dans le sens de la trace horizontale du plan azimuthal initial, il n'en est pas de même de la déviation transversale, que le jet des bombes devrait accuser d'une manière bien sensible, et qu'il se-

rait très-intéressant de constater; mais je ne sache pas que l'on ait fait sur ce sujet des expériences bien suivies.

11. *Remarque sur les changements brusques de vitesse résultant du choc des corps dans les mouvements relatifs.*

— Pendant la très-courte durée du choc de deux corps qui se meuvent par rapport à un système invariable (S), les déplacements des différents points qui constituent ces corps et (S) étant très-faibles, les forces d'entraînement varient peu; les forces centrifuges composées, tout en variant notablement en raison du changement de vitesse des molécules correspondantes, restent néanmoins très-petites par rapport aux actions moléculaires développées par la collision; de sorte qu'on peut négliger les travaux et impulsions des forces apparentes pendant la durée du choc, comme on néglige ceux des forces extérieures, telles que la pesanteur, etc., agissant sur les corps choquants, en ne considérant ainsi que les actions moléculaires ci-dessus; il suit de là que la théorie des chocs élastiques ou non élastiques, le théorème de Carnot, etc., établis pour les mouvements absolus, subsistent, sans restriction aucune, dans le cas des mouvements relatifs.

§ 3. DE LA RÉDUCTION DES FORCES CENTRIFUGES COMPOSÉES DANS LES MOUVEMENTS RELATIFS ANGULAIRES DES SOLIDES DE RÉVOLUTION.

12. Soient ω' la vitesse angulaire d'un solide de révolution de masse M, mobile autour de son axe de figure Ax (fig. 5) entraîné lui-même dans le mouvement d'un système invariable (S); I le moment d'inertie de M par rapport à cet axe; nous nous proposons de déterminer les pressions sur l'axe Ax, produites par les forces centrifuges composées qui se développent en chaque point du corps M, en vertu de son mouvement relatif, par rapport au système (S).

Concevons que l'on transporte le système (S) parallèlement à lui-même, de manière que son axe instantané Az passe par le point A de l'axe Ax , et supposons, pour fixer les idées, que les mouvements angulaires de M et de (S), pour l'observateur couché successivement suivant Ax et Az , en ayant les pieds en A, aient lieu respectivement de droite à gauche et de gauche à droite; appelons α l'angle zAx .

La force centrifuge composée, correspondant à un point matériel m de M, étant la résultante des forces analogues relatives aux composantes $\omega \cos \alpha$, $\omega \sin \alpha$ (4) de la rotation instantanée ω estimée suivant Ax et Ay perpendiculaire à Ax (Voy. Note 5), on est ramené à étudier séparément chacune de ces rotations partielles.

Soient pq la trace d'un parallèle quelconque de M sur le plan mené par Ax perpendiculairement à Ay ; mm' , m, m' , deux diamètres symétriques par rapport à pq , de l'une des lignes matérielles circulaires dans lesquelles on peut décomposer le corps; n la projection de m sur pq . Les forces centrifuges composées résultant de la considération de la rotation partielle $\omega \cos \alpha$ autour de Ax , s'entre-détruisent: car celles de ces forces qui se rapportent aux molécules m, m' , dirigées toutes deux suivant mm' (1), sont égales de sens contraire.

Les forces centrifuges agissant sur m, m' et m, m' , en vertu de la rotation $\omega \sin \alpha$ autour de Ay , se réduisant à deux couples symétriques par rapport au plan yAx , dont les forces parallèles à Ax ont pour expression $2m\omega \sin \alpha \cdot mn$ (*), il s'ensuit que les forces centrifuges composées appliquées aux différents points de la circonférence m, m, m', m' , se réduisent à un couple situé

(*) Il est facile de s'assurer, en effet, que la projection sur le plan Aop , de la vitesse $\omega \cdot mo$ de m , est $\omega \cdot mn$.

dans le plan précédent yAx , et dont le moment est exprimé par $2\omega \omega' \sin \alpha \Sigma m \cdot \overline{mn}^2 = \omega \omega' \Sigma m \cdot \overline{om}^2$ (*).

De là, il résulte que les forces centrifuges composées correspondant à toutes les molécules de M, donnent lieu à un couple situé dans le plan yAx , et dont le moment a pour valeur

$$\omega \omega' I \sin \alpha.$$

Si sur l'axe Ax je prends une longueur quelconque $AB=l$, à partir du point A, le couple précédent sera équivalent à un couple formé par les deux forces parallèles $-\varphi$ et φ égales à $\frac{\omega \omega' \sin \alpha}{l}$, agissant respectivement aux points A et B, et dont la première est dirigée suivant Az (**).

15. *Influence du mouvement diurne de la terre sur les mouvements gyrotoires des solides de révolution.* — Ces considérations purement géométriques, permettent de donner immédiatement l'explication des phénomènes terrestres mis en évidence par les ingénieuses expériences de M. Foucault, en supposant que, dans ce qui précède, le système (S) représente la terre. Soient, en effet (fig. 6), PP' la parallèle à l'axe de la terre menée par le point A de l'axe de révolution du corps M; AP' la portion de cette droite située sous l'horizon et pour

(*) Car $\Sigma m \cdot \overline{mn}^2 = \Sigma m \cdot \overline{on}^2 = \frac{1}{2} \Sigma m (\overline{mn}^2 + \overline{on}^2) = \frac{1}{2} \Sigma m \cdot \overline{om}^2$.

(**) En général les forces centrifuges composées résultant du mouvement relatif d'un corps solide de masse M par rapport à un système invariable, se réduisent à une force R et à un couple C. 1° La résultante R est la force centrifuge composée du centre de gravité du corps où l'on supposerait concentrée toute la masse M. 2° Le couple C passe par l'axe instantané de rotation de M, relatif au mouvement du corps autour de son centre de gravité; 3° si l'on prend pour axe des x cet axe instantané, et pour axe des y celui des axes principaux du corps passant par ox, qui est perpendiculaire à cette même

laquelle la rotation diurne a lieu de gauche à droite.

Si l'on donne à l'axe AB la faculté de tourner autour du centre de gravité A du corps, il oscillera, sous l'action de la force φ , de part et d'autre de la position moyenne AP, en suivant la loi du pendule, et dans le plan initial d'oscillation, si l'on néglige toutefois l'action déviatrice due à la rotation de la terre (6).

Supposons maintenant que, le centre de gravité étant toujours fixe, la droite AB soit assujettie à rester dans une plan quelconque, sur lequel AP soit incliné de l'angle i ; le corps M, obéissant à la composante $\varphi \cos i$ de $\varphi = \frac{\omega \omega' I}{I}$ estimée suivant le plan, se mouvra toujours comme un pendule, la droite AB oscillant ainsi autour de la projection Ap de AP sur ce plan (*).

Si la surface directrice est un cône de révolution au-
direction, on peut considérer C comme résultant du couple $C' = 2\omega\omega' \Sigma m y x$ situé dans le plan yx , et du couple C'' dont les projections sur les plans xy et zx sont :

$$\begin{aligned} C''_z &= 2\omega\omega' (\cos \beta \Sigma m y^2 + \sin \beta \Sigma m z y) \sin \alpha, \\ C''_y &= -2\omega\omega' (\sin \beta \Sigma m z^2 + \cos \beta \Sigma m z y) \sin \alpha, \end{aligned}$$

ω' étant la vitesse angulaire de rotation de M autour de son centre de gravité, α l'angle des axes instantanés de M et (S), β l'angle de oy avec la projection de l'axe instantané de (S) sur un plan perpendiculaire à celui de M.

Si l'axe instantané de M est un axe principal, $C' = 0$, et en prenant pour plans coordonnés les plans principaux passant par le centre de gravité, il vient $C''_z = 2\omega\omega' \cos \beta \Sigma \overline{m y^2} \sin \alpha$, $C''_y = 2\omega\omega' \sin \beta \sin \alpha \Sigma \overline{m z^2}$; enfin si le solide M est de révolution autour de son axe instantané, $\Sigma \overline{m y^2} = \Sigma \overline{m z^2} = \frac{1}{2} I$, et comme dans le texte, $C'' = \omega \omega' I \sin \alpha$.

(*) Lorsqu'on considère le cas de petites oscillations, on a, pour la durée de chacune d'elles,

$$t = \pi \sqrt{\frac{I'}{\omega \omega' I \cos i}}$$

I' étant le moment d'inertie du corps par rapport à l'axe pas-

tour de AP, M y restera constamment en équilibre pour toutes les positions.

Enfin, si AP, sans être l'axe de cette dernière surface, passe dans son intérieur, le corps M oscillera autour de la génératrice qui forme avec AP un angle minimum.

sant par le centre de gravité et perpendiculaire au plan d'oscillation; t atteint son minimum $t' = \pi \sqrt{\frac{I'}{\omega \omega' I}}$, lorsque $i = 0$, c'est à dire qui a lieu en prenant, par exemple, pour plan directeur le méridien. Si $i = 90^\circ$, $t = \infty$, et en effet, dans ce cas, l'équilibre est indifférent. Enfin, si l'on prend pour plan directeur le plan horizontal, $i = \lambda$, et l'on a $t'' = \pi \sqrt{\frac{I'}{\omega \omega' \cos \lambda}}$. L'appareil, désigné sous le nom de Gyroscope par M. Foucault, permet d'observer directement t' et t'' , et par conséquent de trouver la latitude λ du lieu au moyen de la formule

$$\cos \lambda = \frac{t'^2}{t''^2}$$

Mais en général on ne connaît pas la position du méridien, de sorte qu'il faut opérer autrement. Or si t_1 et t_2 sont les durées des oscillations correspondant à deux azimuths rectangulaires, il est facile de voir que $2 - \cos^2 \lambda = t'^2 \left(\frac{1}{t_1^2} + \frac{1}{t_2^2} \right)$, et, en éliminant t' ,

$$\tan \lambda = \sqrt{\frac{1}{2} \left(1 - \frac{t''^4}{t_1^4} - \frac{t''^4}{t_2^4} \right)}.$$

Aussi trois observations suffiront pour déterminer la latitude d'un lieu.

La vitesse angulaire étant très-faible, les durées d'oscillations t_1 , t_2 , etc., seront notables; on diminuera la longueur des observations en réduisant le rapport $\frac{I'}{I}$, ou en employant un solide de révolution annulaire ou très-aplati. Supposons, par exemple, que le corps tournant soit un ellipsoïde de révolution aplati dans lequel le rapport des axes soit $\frac{1}{3}$, que ce corps fasse 200 tours par minute, on trouve pour la durée minimum des oscillations, $t = 1$ minute. Il est à regretter que la détermination de la latitude au moyen du gyroscope manque de la précision nécessaire aux observations de cette nature.

14. Supposons maintenant que le point fixe A ne soit plus le centre de gravité du corps, et soient B ce centre, π le poids du corps, Q la résultante d'intensité et de direction fixes de π et Q, il est évident que les phénomènes dont nous avons parlé tout à l'heure se reproduisent ici, en substituant la direction de BQ à celle de AP.

15. Pour compléter ce sujet, je vais démontrer que le corps M, outre son mouvement propre, peut être animé d'un mouvement de rotation continu autour de la direction TAT' de Q (fig. 7). Soient δ l'angle TAB, Ω la vitesse angulaire de rotation autour de AT, de droite à gauche pour l'observateur placé en T; $M\Omega^2 l \sin \delta$ (Note 4) la force centrifuge résultant de ce mouvement, ou encore la force d'entraînement prise en sens contraire du corps M dans son mouvement relatif par rapport au plan mobile TAB; $\Omega\omega' I \sin \delta$ (12) le moment du couple situé dans le plan TAB, auxquelles se réduisent les forces centrifuges composées dans ce même mouvement; pour que l'inclinaison δ ne change pas, il faut que la somme des moments par rapport à A

$$(r) \quad \sin \delta (\Omega\omega' I - M\Omega^2 l \cos \delta - Ql),$$

soit nulle, ou, en laissant de côté le facteur $\sin \delta$, que

$$(s) \quad \Omega\omega' I - M\Omega^2 l \cos \delta - Ql = 0,$$

équations dont les deux racines sont positives et ont pour expressions :

$$\Omega' = \frac{\omega' I + \sqrt{\omega'^2 I^2 - 4Ql^3 M \cos \delta}}{2Ml^2 \cos \delta},$$

$$\Omega'' = \frac{2Ql}{\omega' I + \sqrt{\omega'^2 I^2 - 4Ql^3 M \cos \delta}}.$$

Il existera donc en général deux vitesses angulaires, pour lesquelles, l'inclinaison δ étant donnée, le corps

persévérera dans son mouvement de rotation autour de AT. La première de ces vitesses Ω' croîtra avec ω' , changera de sens lorsque δ dépassera 90° et sera infinie pour $\delta = 90^\circ$, cas où elle n'est plus admissible. La seconde Ω'' décroît au contraire quand ω' croît, ce qui est conforme à l'expérience; elle reste de même sens quel que soit δ , et donne pour $\delta = 90^\circ$,

$$I\Omega''\omega' = Ql.$$

Mais pour que les deux racines précédentes soient réelles, il faut que $\cos \delta < \frac{\omega'^2 I^2}{4l^3 M Q}$; de sorte que si $\omega' \geq \frac{2l}{I} \sqrt{I Q M}$, il sera possible de produire le phénomène précité pour toute valeur de l'inclinaison δ ; mais si $\omega' < \frac{2l}{I} \sqrt{I Q M}$, on ne pourra le réaliser que pour les valeurs de δ comprises entre 180° et celle qui a $\frac{\omega' I}{4l^3 M Q}$ pour cosinus; ce qui explique les différentes phases du mouvement d'une toupie.

Il est facile de voir que l'équilibre relatif exprimé par l'équation ci-dessus est *stable*; car, en ayant égard à cette équation, le moment (r) s'accroît de $\sin^2 \delta M l^2 \Omega' d\delta$, pour un déplacement $d\delta$ de sa position d'équilibre (*).

16. Influence du mouvement diurne sur le mouvement

(*) L'équation (s) peut se mettre dans une autre forme où entre implicitement la vitesse angulaire instantanée du corps M. Soient $hk = \omega'$, $hk = \Omega$ parallèle AT, les droites qui représentent les vitesses angulaires ω' et Ω ; θ la projection sur Am de la droite An, qui représente la vitesse angulaire instantanée, on a $\omega' = \Omega \cos \theta - \theta$, et par suite :

$$I\Omega\theta = (I + Ml^2) \Omega^2 \cos \theta + Ql.$$

Si le solide de révolution est une sphère, $Ml^2 + I$ est le mo-

de rotation des projectiles. — On sait qu'un projectile est animé à la sortie de la bouche à feu et autour de son centre de gravité, d'un mouvement de rotation constamment observé dans le cône lumineux décrit par la fusée d'une bombe, et qui persévère autour du même diamètre dans le cas d'un corps sphérique homogène. Ce mouvement, rapporté à la terre, donne lieu à un couple apparent parallèle aux axes de rotation du globe et du projectile, dont le moment est exprimé par $I\omega'\sin\alpha(15)$, α étant l'angle de ces axes, ω, ω' les vitesses angulaires correspondantes, I le moment d'inertie du projectile par rapport à son axe de révolution. Il résulte de là que, si, par quelque moyen, on pouvait rendre l'observation possible, l'axe de rotation d'une bombe paraîtrait exécuter, pour le spectateur entraîné dans le mouvement diurne de la terre, une série d'oscillations pendulaires autour de son centre de gravité, et de part et d'autre d'une parallèle à l'axe terrestre. Dans le cas où l'amplitude de ces oscillations serait très-petite, leur durée aurait pour expression :

$$T = \pi \sqrt{\frac{1}{\omega\omega'}} = \frac{1}{2} \sqrt{t'}$$

t et t' étant la durée d'une révolution de la terre et du projectile. Mais dans la réalité, la bombe pourra au plus exécuter une demi-oscillation dans son trajet, qui est de 10 secondes environ ; car pour les deux limites extrêmes, qui correspondent environ à $t' = \frac{1''}{6}$,

ment d'inertie de cette sphère par rapport à l'axe mené par le point A perpendiculairement au plan ATB, et l'on retombe ainsi sur la formule donnée par M. Cauchy (Comptes rendus de l'Académie des sciences, n° 3, 1853), pour ce cas qu'il paraît avoir spécialement considéré.

$t' = 1''$, on trouve, $T = 1'$, $T = 2', 28''$. Ces considérations supposent que l'excentricité d'une bombe est nulle ou négligeable.

NOTES.

Afin d'éviter au lecteur toute espèce de recherches, nous avons donné dans ces notes les démonstrations succinctes des différents théorèmes de cinématique sur lesquels nous nous sommes appuyés.

NOTE I.

1° *Du centre instantané de rotation d'une figure invariable mobile dans un plan.* — Soient (fig. 8) AB, A'B' deux positions infiniment voisines de la droite AB, dont le mouvement définit celui de la figure ; O, le point de rencontre des perpendiculaires élevées au milieu des éléments AA', BB', décrits simultanément par les points A et B ; on a OA = OA', OB = OB', AB = A'B', par suite le triangle AOB = A'OB', et angle AOB = A'OB', ce qui, en se reportant à la limite, démontre que le déplacement le plus général d'une figure invariable dans un plan peut, à un instant donné, être considéré comme s'effectuant autour d'un point O actuellement fixe et nommé pour ce motif centre instantané de rotation d'un système invariable en projection sur un plan parallèlement auquel il se meut.

2° *De l'axe instantané de rotation et de glissement d'un système invariable, mobile d'une manière quelconque dans l'espace.* — La position et le mouvement d'un tel système seront définis par ceux de trois quelconques de ses points A, B, C (fig. 9), dont les vitesses à un instant donné, représentées par AA', BB', CC', sont supposées transportées parallèlement à elles-mêmes au point m de l'espace suivant ma, mb, mc.

Je décompose chacune des vitesses AA', BB', CC' en deux autres respectivement parallèle et perpendiculaire au plan abc, et dont la première est égale à la perpendiculaire mo, à ce

même plan; or, si l'on conçoit que l'on imprime au système une vitesse égale et contraire à mo , il ne restera plus qu'un mouvement parallèle au plan ci-dessus abc , et le système tournera autour d'un axe instantané perpendiculaire à ce plan. Donc un corps en mouvement peut être considéré à chaque instant comme animé de deux mouvements simultanés: l'un, parallèle à une droite donnée, l'autre, de rotation autour de cette droite appelée pour ce motif axe instantané de rotation et de glissement (*).

NOTE II.

Supposons qu'un système invariable (S) tourne et glisse autour et le long d'un axe instantané projeté en O (fig. 10) sur le plan de la figure qui lui est supposé perpendiculaire; on pourra imaginer d'abord que l'on imprime à tout le système (S) des vitesses égales et parallèles à celles de translation, qui, étant détruites, ne laisseront plus subsister qu'une rotation autour de O, dont nous représenterons par ω la vitesse angulaire. Soit a un point quelconque de (S) entraîné dans cette rotation avec la vitesse $\omega \times Oa$, et admettons que l'on imprime à tout le système (S) une vitesse de translation égale et contraire à cette dernière; la parallèle à l'axe O, menée par le point a , sera rendue immobile dans l'espace, et le système tournera autour de cette parallèle comme axe instantané avec une vitesse angulaire égale à ω et de même sens, puisque l'axe O tout entier sera à la distance aO de a animé de la vitesse $aO \cdot \omega$.

NOTE III.

Composition des rotations. — Considérons un corps solide animé d'un mouvement de rotation autour de l'axe BC (fig. 11), tournant lui-même autour de la droite AB qui le rencontre en B, et supposons que ces deux mouvements de rotation, dont nous représenterons les vitesses angulaires par ω , ω' , aient lieu respectivement de droite à gauche et de gauche à droite, pour l'observateur couché successivement suivant CB et AB, en ayant les pieds en B. Chaque point M, de l'angle ABC, dont MH et MK sont les distances aux axes BC et BA, est animé de

(*) Ces deux démonstrations sont de M. Poncelet.

deux vitesses de sens contraire $\omega.MH$, $\omega'.MK$, et si $\omega.MH = \omega'.MK$, ce point restera fixe. Or, d'après le théorème de Varignon, tous les points de la résultante BD des longueurs $BC = \omega$, $BA = \omega'$, jouissent de la propriété précédente; d'où il suit que les deux rotations simultanées ci-dessus se réduisent à une rotation unique autour de BD. Soient Ω la vitesse angulaire correspondant à cette rotation; JK, JI les perpendiculaires abaissées du point J de BC sur BA et BD; on a, en égalant les deux expressions de la vitesse de J, $\Omega JI = \omega'.JK$; d'où il suit que la vitesse angulaire Ω est représentée par la diagonale BD.

Ainsi, deux rotations simultanées et, en général, un nombre quelconque de rotations simultanées autour d'axes concourants, se composent absolument comme des forces concourantes. On pourra aussi considérer une rotation comme la résultante d'une ou plusieurs autres, que l'on déterminera en suivant la même marche que pour la décomposition des forces, etc.

NOTE IV.

La force centrifuge résultant de la rotation d'un corps solide homogène de révolution qui tourne autour d'une droite concourant avec son axe de symétrie, est la même que si toute la masse était concentrée au centre de gravité du corps. — Soient O (fig. 7) le centre de l'une des circonférences matérielles dans lesquelles on peut concevoir le corps décomposé; O_i sa distance à l'axe de rotation TT'; m_i la masse totale de cette circonférence; m , m' deux molécules de masse m de la circonférence, symétriques par rapport à la trace nO du plan de cette circonférence sur celui TAB des axes AB et AT de symétrie et de rotation; m_i , m'_i , n_i les distances des points m , m' et du milieu n de la corde qui les joint, à l'axe TT'; la résultante des forces centrifuges, $m \omega^2.m_i$, $m \omega^2.m'_i$, de m et m' , évidemment dirigée suivant n_i , est égale à la somme des projections de ses composants sur cette dernière direction ou à $2m\omega \cdot n_i$; il suit de là que la résultante des forces centrifuges agissant sur tous les points de m_i est la même que si toutes les masses de ces points se trouvaient uniformément réparties sur le diamètre On, par conséquent, elle est dirigée suivant jO, et a pour expression $m\omega \cdot jO$.

Le théorème étant démontré pour toutes les circonférences

analogues à la précédente, s'étend très-facilement à chaque parallèle, par suite, à l'ensemble des parallèles ou au solide total.

SOMMAIRE.

§ 1. Du mouvement relatif d'un point matériel.

1. Démonstration géométrique du théorème de Coriolis sur les forces apparentes dans le mouvement relatif d'un point matériel.
2. Principe des forces vives dans le mouvement relatif d'un point matériel.
3. Théorème sur la composition des forces centrifuges composées dans les mouvements relatifs simultanés.
4. Théorème sur les forces centrifuges composées, quand on considère la rotation instantanée du système invariable auquel on rapporte le mouvement, comme la résultante de plusieurs autres.
5. Équations générales du mouvement relatif d'un point matériel.
6. Influence de la rotation de la terre sur le mouvement du pendule, en un point quelconque, au pôle, à l'équateur.

§ 2. Mouvement relatif des systèmes.

7. Extension du principe du mouvement du centre de gravité aux mouvements relatifs. Principe des aires, etc.
8. Application à l'influence de la rotation diurne sur la chute des graves. — Équations de Poisson.
9. Comparaison avec les résultats de l'expérience.
10. Équations de la trajectoire apparente d'un projectile dans le vide.
11. Remarque sur la théorie des chocs dans les mouvements relatifs.

§ 3. De la réduction des forces centrifuges composées dans les mouvements relatifs angulaires des solides de révolution.

12. Ces forces se réduisent à un couple.
- 13 et 14. Application aux expériences de M. Foucault sur les mouvements de rotation.
15. Application au mouvement de la toupie, etc.
16. Influence de la rotation de la terre sur les mouvements gyroïdes des projectiles.

NOTE 1. Sur la détermination des centre et axe instantané de rotation et de glissement des systèmes invariables.

NOTE 2. Sur une propriété de l'axe instantané.

NOTE 3. Sur la composition des rotations.

NOTE 4. Sur la composition des forces centrifuges dans le mouvement de rotation d'un solide de révolution autour d'une droite concourant avec son axe de symétrie.

NOUVELLES RECHERCHES

SUR LA COMPOSITION DE LA ROMÉINE, ESPÈCE MINÉRALE.

Par M. DAMOUR.

En donnant la description de la roméine (1), j'ai présenté cette substance minérale comme essentiellement formée d'un acide de l'antimoine, combiné avec de la chaux et quelques centièmes d'oxydes ferreux et manganeux. A cette époque, comme je n'avais à ma disposition qu'une faible quantité de cette matière, je n'ai pu réitérer suffisamment mes expériences, pour être en mesure de décider si l'antimoine qu'elle renferme s'y trouve à l'état d'oxyde plutôt qu'à l'état d'acide antimonique. M'étant procuré dernièrement de nouveaux échantillons de roméine, j'ai cru devoir en reprendre l'analyse, et je vais tâcher aujourd'hui de compléter l'exposé des caractères de cette intéressante espèce minérale.

J'avais d'abord à déterminer sa densité : j'ai opéré sur un peu plus de trois grammes de matière séparée avec tout le soin possible du quartz, du feldspath, du calcaire, et des oxydes de manganèse, qui lui sont ordinairement associés.

A la température de + 12 degrés centigrades, j'ai obtenu les nombres suivants :

	1 ^{re} Expérience.	2 ^e Expérience.
Roméine en petits grains cristallins.	4,714	4,711
Roméine en poudre très-fine	4,675	»

Cette substance est facilement décomposable par

(1) *Annales des mines*, 1841, t. XX, p. 247.

l'hydrogène sec, à la température du rouge naissant. J'ai tiré parti de cette propriété pour essayer de déterminer à quel degré d'oxydation l'antimoine s'y trouve en combinaison, et pour obtenir ensuite la séparation exacte des différents corps qui la composent.

La matière obtenue en poudre fine par la lévigation a été desséchée, puis pesée dans une nacelle de verre qu'on a introduite ensuite dans un tube en verre peu fusible, d'une longueur de 3 à 4 décimètres. Ce tube était mis en communication avec un tube condensateur garni de ponce humectée d'acide sulfurique, et dont on avait pris la tare exacte. Pour empêcher la rentrée de l'air humide dans le tube condensateur, on avait ajusté à l'extrémité de ce dernier un autre tube rempli de ponce humectée d'acide sulfurique.

L'hydrogène préparé avec du zinc pur et de l'acide sulfurique très-étendu d'eau, traversait d'abord un flacon renfermant une dissolution de nitrate argentique, puis un second flacon renfermant de l'acide sulfurique monohydraté, et enfin un tube en U rempli de ponce humectée d'acide sulfurique.

L'hydrogène ainsi purifié et desséché ayant circulé pendant une heure dans l'appareil, on a chauffé, faiblement d'abord, le tube et la nacelle avec la flamme d'une lampe à alcool. La réduction de l'antimoine a commencé à une température un peu inférieure à celle du rouge naissant. Vers la fin de l'opération, le tube a été chauffé au rouge sombre et le dégagement d'eau ayant cessé, on a laissé refroidir l'appareil, en continuant d'entretenir le courant d'hydrogène sec. La matière, après sa réduction, avait l'aspect métallique de couleur gris de fer et laissait voir une multitude de petites paillettes cristallines. Pesée avec la nacelle, on reconnut qu'elle avait subi une diminution de poids

représentant l'oxygène dégagé, plus une très-faible proportion d'antimoine qui s'était volatilisée et déposée sur les parois du tube, autour de la nacelle, sous forme d'anneau métallique. D'un autre côté, l'augmentation de poids constatée sur le tube condensateur de l'eau a servi de contrôle, en donnant la quantité d'eau formée pendant l'opération. D'après le poids de cette eau, on a pu calculer la quantité d'oxygène dégagé.

La moyenne de trois analyses a donné pour 1 gramme de matière :

Eau. 0^e,1780 correspondant à 0,1582 d'oxygène.

La matière ainsi réduite par l'hydrogène, a été traitée ensuite par l'acide chlorhydrique très-affaibli. Cet acide a dissous la chaux, l'oxyde de manganèse, un peu d'oxyde de fer, d'antimoine, et de la silice (A). On a séparé, par décantation, la liqueur acide de l'antimoine métallique inattaqué qu'on a lavé à plusieurs reprises, puis séché et pesé.

La liqueur chlorhydrique (A) séparée de l'antimoine a été évaporée à siccité; le résidu a été repris par l'acide chlorhydrique et par l'eau. On a séparé la silice devenue insoluble. Cette silice retenait encore un peu d'oxyde d'antimoine qu'on lui a enlevé en la traitant par une dissolution bouillante d'hydrosulfate de soude.

La liqueur acide séparée de la silice a été traitée par l'hydrogène sulfuré pour précipiter la faible proportion d'antimoine qu'elle contenait; puis on a ajouté de l'ammoniaque et de l'hydrosulfate d'ammoniaque à la liqueur séparée du sulfure d'antimoine. On a précipité ainsi des sulfures de fer et de manganèse. La liqueur séparée de ces sulfures a été chauffée pour chasser le sulfhydrate d'ammoniaque, et filtrée. L'oxalate d'ammoniaque en a précipité la chaux, qu'on a dosée ensuite à l'état de sulfate.

L'antimoine métallique précédemment pesé a été dissous dans l'eau régale. On a ajouté à la dissolution acide une suffisante quantité de sel ammoniac et d'acide tartrique pour que l'addition de l'eau n'y produisît aucun trouble ; puis on l'a filtrée pour en séparer un léger résidu de matières siliceuses insolubles. Le poids de ce résidu a été retranché du poids de l'antimoine avec lequel il se trouvait mêlé. La liqueur claire a été sursaturée d'ammoniaque qui n'y a fait naître aucun précipité : on l'a traitée alors par le sulfhydrate d'ammoniaque ; il s'est déposé un peu de sulfure de fer qu'on a réuni aux sulfures de fer et de manganèse obtenus précédemment dans la dissolution chlorhydrique (A). L'antimoine est resté dissous dans la liqueur sulfureuse. Cette liqueur, saturée par l'acide acétique, a laissé déposer du sulfure d'antimoine en volumineux flocons d'un rouge de brique. Ce sulfure, séché avec soin, a été pesé et réuni à la petite quantité de sulfure d'antimoine retirée de la liqueur chlorhydrique (A). On en a fait l'analyse suivant la méthode qui consiste à déterminer la quantité de soufre qu'il renferme, et à en déduire, par différence, la proportion de l'antimoine.

Les sulfures de fer et de manganèse ont été dissous dans l'acide sulfurique contenant un peu d'acide nitrique. On a évaporé la liqueur à siccité, et l'on a chauffé le résidu à la température du rouge sombre ; puis on a repris la masse par l'eau froide, qui en dissolvant le manganèse à l'état de sulfate, a laissé un sous-sulfate ferrique indissous. On a filtré la liqueur, on l'a évaporée pour doser le manganèse à l'état de sulfate manganéux. Le sous-sulfate ferrique a été ensuite fortement chauffé pour être converti en oxyde ferrique.

La moyenne de trois analyses donne les nombres suivants :

Oxygène.	0,1582
Antimoine.	0,6218
Fer.	0,0131
Oxyde manganéux.	0,0121
Chaux.	0,1629
Silice soluble.	0,0096
Matières siliceuses insolubles.	0,0190
	0,9967

Nous avons vu que la quantité d'oxygène enlevée à 1 gramme du minéral par l'action de l'hydrogène s'élève à 0,1582. Évidemment cet oxygène provient des oxydes d'antimoine et de fer ramenés à l'état métallique.

D'un autre côté, nous trouvons que le minéral renferme 0,6218 d'antimoine et 0^e,0131 de fer.

Si l'antimoine contenu dans la roméine était tout entier à l'état d'acide antimonique, $Sb^{\circ}O^5$ les 0^e,6218 de ce métal seraient unis à. ^{OXYGÈNE.}
gr. 0,1927

Et les 0,0131 de fer, existant à l'état d'oxyde ferreux dans le minéral, seraient combinés à 0,0039

On aurait obtenu ainsi un total de. 0,1966

Si l'antimoine y existait tout entier à l'état d'oxyde antimonique $Sb^{\circ}O^3$, les 0^e,6218 de ce métal seraient unis à. 0,1156

Les 0,0131 de fer, à 0,0039

Et l'on aurait eu un total de. 0,1195

Or, l'analyse nous donne, pour l'oxygène, le nombre intermédiaire 0^e,1582. On peut en induire avec beaucoup de vraisemblance que l'antimoine renfermé dans la roméine est à divers degrés d'oxidation. C'est ici le lieu de faire observer que l'acide antimonieux, admis autrefois par M. Berzélius, n'est considéré actuellement, par la plupart des chimistes, que comme une combinaison d'acide et d'oxydes antimoniques.

En retranchant des 0^s,1582 d'oxygène la quantité nécessaire pour former de l'oxyde ferreux avec les 0^s,0131 de fer, puis combinant le reste avec l'antimoine, de manière à former de l'acide et de l'oxyde antimoniques en proportions atomiques égales, les nombres que j'ai exposés peuvent être présentés comme il suit :

		Oxygène.	Rapport.
Acide antimonique.	0,4079	»	0,0965 5
Oxyde d'antimoine.	0,3682	»	0,0577 3
Oxyde ferreux.	0,0170	0,0039	} 0,0523 3
Oxyde manganoux.	0,0121	0,0027	
Chaux.	0,1629	0,0457	
Silice soluble.	0,0096		
Matières siliceuses mélangées.	0,0190		
	0,9967		

d'où l'on peut tirer la formule : $3\text{RO} \cdot \text{Sb}^2\text{O}^3 \cdot \text{Sb}^2\text{O}^5$.

Le calcul donne :

		En 10000 ^{es} .
1 équivalent de Sb^2O^5	2112,904	= 0,4159
1 — de Sb^2O^3	1912,904	= 0,3765
3 — de CaO	1054,500	= 0,2076
	5080,308	1,0000

Ces nouvelles recherches m'ont amené à considérer la roméine comme un antimoniate d'oxyde d'antimoine et de chaux. Je propose en conséquence de représenter la composition de cette espèce minérale par la formule que je viens d'indiquer.

SUR LE GISEMENT

ET SUR L'EXPLOITATION DE L'OR EN AUSTRALIE;

Par M. DELESSE.

Dans le courant de l'année 1844, l'un des géologues les plus éminents de l'Angleterre, sir Roderick Impey Murchison, avait été conduit par l'étude géologique de la chaîne de l'Oural à la rapprocher de la grande chaîne de montagnes qui s'étend du nord au sud, près de la côte sud-est de l'Australie, et il l'avait désignée sous le nom de Cordillère australienne. En 1846, d'après quelques échantillons d'or qu'il avait reçus d'Australie, il avait invité des ouvriers du Cornouailles à émigrer pour ce nouveau monde, leur prédisant qu'ils y trouveraient certainement de l'or avec abondance, s'ils le recherchaient dans le terrain de transport. Plus tard, en 1848, il appela toute l'attention du comte Grey, alors ministre des colonies, sur l'importance que l'exploitation de l'or pouvait avoir sur l'avenir de l'Australie, et il fit observer à cet homme d'État que le gouvernement aurait un très-grand intérêt à encourager et à guider les recherches des mineurs (1).

D'un autre côté, dès le mois d'avril de l'année 1841, le Rév. W. B. Clarke, étudiant la géologie des Montagnes-Bleues, avait découvert de l'or à peu près à trente lieues de Sydney: il avait observé cet or non-seulement à l'état roulé, mais même dans sa gangue (2). En outre, en 1849, sir Francis Forbes et M. Smyth avaient également fait connaître l'existence de l'or sur divers points de la Nouvelle-Galles, tandis qu'en 1846, M. Francis Dutton l'avait indiqué dans l'Australie du sud (3).

Malgré ces indications précises, aucune exploitation n'avait encore été entreprise, lorsque, le 3 avril 1851, au retour d'un voyage aux mines de Californie, M. Hargraves trouva des gîtes d'or très-riches le long du Summerhill et du Lewi's Ponds. Il

(1) *Trans. royal geogr. Soc.*, t. XIV, p. xcix et suivantes. — *Trans. royal geol. Soc. Cornwall*, t. VI, p. 324. — Voir aussi *British Association, Quarterly Review*, 1850, *Siberia and California*, etc.

(2) *Quarterly Journal of the geological Society*, t. VIII, 2^e partie, p. 131.

(3) F. Dutton. *South Australia and its mines*, p. 262-263.

proposa à sir Ch. Fitz Roy, gouverneur de la colonie de Sydney, de lui en révéler l'existence moyennant la somme, assurément très-modique, de 12,500 fr. Mais soit que sir Ch. Fitz Roy ne crût pas à la vérité de ce qu'on lui annonçait, soit qu'il regardât l'agriculture comme plus utile à l'avenir de la colonie que l'exploitation des mines, soit qu'il craignît des désordres tels que ceux dont la Californie était alors le théâtre, et qui se sont reproduits depuis dans la province Victoria, il rejeta d'abord la proposition de M. Hargraves.

Toutefois, le bruit de l'existence des mines d'or n'avait pas tardé à se répandre, et des mineurs étaient aussitôt accourus des environs; ils furent bientôt assez nombreux sur le Summerhill pour y former une ville qui reçut le nom biblique d'Ophir. Les bénéfices extraordinaires donnés tout d'abord par l'exploitation de l'or, attirèrent rapidement un grand nombre d'autres mineurs, et bientôt la colonie tout entière fit des préparatifs d'émigration pour les mines. Au bout de quelques mois l'or fut découvert sur un très-grand nombre de points et vers le mois d'août 1851, on le trouva même dans la province Victoria; on constata en effet qu'à une petite distance de Melbourne, chef-lieu de cette province, ainsi qu'à Ballarat, il y avait des gîtes aurifères qui étaient encore plus riches que ceux de la Nouvelle-Galles du Sud.

Cependant, sir Fitz Roy avait dû céder à l'évidence des faits et à l'entraînement général. Il se hâta de revendiquer les mines comme propriété de la couronne, et il frappa tout mineur d'un impôt de 37,50 par mois. En même temps, de concert avec sir Henry de la Bèche, il organisa un comité géologique (*geological Survey*) qui fut chargé de l'étude de la Nouvelle-Galles du sud. Les géologues qui le composent sont MM. W. B. Clarke, T. L. Mitchell, S. Stutchbury, J. R. Hardy, T. Hammond Hargraves. Pendant les années 1851 et 1852, à mesure qu'ils exploraient la colonie, ils ont adressé au gouverneur général des rapports fréquents qui présentent le plus grand intérêt: ceux de ces rapports qui ont été publiés jusqu'à présent viennent d'être transmis à la *Commission des Annales des mines*, et je vais résumer aussi brièvement que possible les principaux résultats qu'ils contiennent, en me bornant uniquement à ce qui concerne le *gisement et l'exploitation de l'or* (1).

(1) Le dernier de ces rapports qui me soit parvenu au moment de la pu-

— La géologie de différentes portions de l'Australie avait d'ailleurs été étudiée déjà avec beaucoup de soin par MM. P. E. de Strzelecki, B. Jukes et F. Dutton (1). Dès l'année 1845, en effet, M. de Strzelecki a publié une description très-remarquable de la Nouvelle-Galles du Sud; il a même joint à cette description une carte géologique qui est représentée d'une manière approximative par la Pl. II qui accompagne cette notice. Cette carte a du reste été réduite sur la planche et on y a ajouté divers détails se trouvant sur la carte des expéditions de M. T. L. Mitchell (2), et surtout sur des cartes de la région aurifère qui ont été publiées récemment en Australie; de plus, les contours des côtes ont été rectifiés conformément à la carte publiée, en 1832, d'après les documents du *Colonial Office* (3).

Gisement de l'or.

L'or qui a été observé sur une étendue très-considérable dans la Nouvelle-Galles du Sud, ainsi que dans la province Victoria, dans le sud-est de l'Australie, a généralement la même couleur et la même *composition* que l'or de la Californie: un essai de l'or du Summerhill a montré en effet qu'il contient: or 94, argent 8,33, métaux divers 0,58 (4); des essais qui ont été faits par M. A.-D. Thomas montrent même que certaines variétés sont très-riches et qu'elles contiennent seulement 3,58 à 6,94 d'argent (5); enfin une analyse de l'or de Bathurst a donné également à M. J. H. Henry: or 95,69, argent 3,92, fer 0,16 (6).

— L'or de l'Australie se rencontre dans des roches de nature très-différente, mais, jusqu'à présent, on a surtout exploité l'*or roulé*, dont je vais d'abord faire connaître le gisement.

L'*or roulé* de l'Australie se trouve dans les terrains d'alluvion et de transport: par conséquent il est facile de comprendre

Gisement de l'or.
Sa composition.

Or roulé.

Publication de cette notice est en date du 12 avril 1852. Au moment de mettre sous presse on m'a communiqué en outre un rapport de M. Clarke qui a paru dans le *Sydney Morning Herald* du 20 décembre.

(1) P.-E. de Strzelecki. *Physical description of New South Wales and Van Diemen's land*. Accompanied by a geological map, sections, and diagrams, and figures of the organic remains. — Jukes, *Physical structure of Australia*.

(2) *Three expeditions in Australia*, by major T. L. Mitchell, surveyor general. 2 volumes, 1838.

(3) *Map of the Discoveries in Australia*, 15 feb., London, 1832. by Arrowsmith.

(4) Butler Earp, *The gold colonies of Australia*, third edition, p. 122.

(5) *Philosophical Magazine*, I, p. 261.

(6) Communication particulière de M. Warrington W. Smyth.

qu'il doit être assez rare sur les sommets ou sur les flancs des montagnes (1); cependant il s'y observe quelquefois : il est, au contraire, abondant dans le fond des torrents, des ravins, des vallées, et en général le long de la ligne du *thalweg* de chaque bassin hydrographique. Les pépites se rencontrent dans les ravins, ce qui tient, comme le fait remarquer M. Landrin (2), à ce qu'elles se déposent les premières et aussitôt que le cours d'eau a cessé d'être torrentiel; les grains d'or, les lamelles et les paillettes sont, au contraire, entraînées plus loin, et ils se déposent successivement par ordre de grosseur.

L'or se trouve d'ailleurs aussi bien dans les vallées sèches que dans celles qui sont accidentellement traversées par un torrent ou dans celles qui sont régulièrement baignées par un cours d'eau. Il n'est pas limité au lit de ce cours d'eau, et souvent on l'exploite avec beaucoup d'avantage dans des terrains de transport dans lesquels il n'a pas pu être déposé par les eaux qui arrosent actuellement la contrée. Il s'est, en outre, concentré dans les remous, ainsi que dans les coudes des cours d'eau, et en général dans tous les endroits où le mouvement de l'eau a été ralenti par une langue de terre, par une île, par un banc de sable, par un affluent ou par un obstacle quelconque.

Les phénomènes qui ont produit les terrains de transport de l'Australie se sont exercés avec une très-grande énergie dans toute la région aurifère qu'ils ont déchirée et ravinée dans tous les sens; de plus, ils ont pu s'exercer à différentes époques géologiques. Tantôt les matériaux de ces terrains de transport sont bien arrondis, et alors, de même que l'or qui les accompagne, ils proviennent d'une assez grande distance; tantôt, au contraire, ils sont à angles vifs, et alors ils proviennent entièrement des parois de la vallée ou du bassin hydrographique dans lequel on les observe.

Cette dernière circonstance se présente, par exemple, dans la vallée de la Louise, devenue célèbre par la grande quantité d'or qu'on y a trouvée. Autrefois le fond de cette vallée formait sans doute un lac qui a été presque entièrement comblé par un dépôt de transport; bien qu'il ait une épaisseur considérable, ce dépôt est uniquement formé de fragments bréchiformes qui ont été arrachés aux parois de la vallée; ces fragments consis-

(1) Stutchbury. *Gold district*, p. 301.

(2) *De l'or*; par H. Landrin, p. 15-118.

tent eux-mêmes en schiste et surtout en quartz; ils sont enveloppés par une argile qui provient de la destruction du schiste (1).

Dans les vallées arrosées par les rivières Bendoc et Delegete, M. Clarke (2) a constaté que le terrain de transport présente l'ordre de succession suivant :

- 1° Détritiques qui contiennent de l'or et qui sont formés de fragments de schistes et de quartz cimentés par de l'argile;
- 2° Argile semblable à de la terre de pipe;
- 3° Blocs erratiques, cailloux de quartz; or;
- 4° Roches en place.

L'épaisseur des terrains de transport, ainsi que la profondeur à laquelle on trouve de l'or, sont d'ailleurs très-variables avec les localités, ainsi que nous le verrons plus loin en parlant de l'exploitation.

La composition minéralogique du terrain de transport est également assez variable, cependant il y a certaines substances minérales qui sont généralement associées à l'*or roulé*.

Ces substances sont d'une part des roches et d'autre part divers minéraux qui sont accidentels dans les roches.

— D'après M. Stutchbury (3), le long de la Macquarie et du Turon, les roches associées à l'or sont :

Le quartz, qui est très-abondant et qui forme une grande partie du terrain de transport, notamment dans toutes les localités où il y a des filons de quartz. Il est tantôt hyalin, tantôt améthyste; dans les montagnes, entre les rivières Macquarie et Méroo, on rencontre, d'ailleurs, la variété de quartz translucide et jaunâtre que les minéralogistes anglais désignent sous le nom de *cairn gorm*.

Indépendamment du quartz, il y a le schiste argileux, ainsi que les différentes roches qui forment la gangue de l'or ou qui encaissent les filons aurifères; ces roches seront décrites plus loin.

Il y a en outre les sables et les argiles du terrain de transport qui proviennent de la désagrégation et de la décomposition de toutes les roches de la contrée.

— Les minéraux accidentels qui, dans les terrains de transport, de même que dans les résidus des lavages, se retrouvent

(1) Stutchbury. *Report*, 18 octobre 1851, p. 36.

(2) Clarke. *Letter n° 6*, p. 615.

(3) Stutchbury. *Report*, 18 octobre 1851, p. 38.

plus spécialement associées à l'*or roulé* sont en assez grand nombre; ces minéraux sont les suivants :

L'*oxyde de fer* et le *fer oxydulé titané*, auxquels on donne improprement dans le pays le nom d'émeri. Ces oxydes accompagnent l'or partout et, de plus, ils sont extrêmement abondants,

La *topaze blanche*, semblable à celle de Novas Minas, au Brésil.

Le *grenat* almandin, qui est surtout à proximité des massifs granitiques, comme à Hartley et à Molong.

L'*épidote*.

Le *spinelle* rouge écarlate, et notamment la variété rose rougeâtre, dite rubis balai, qu'on rencontre dans le Mookaerwa.

Le *corindon*, appartenant aux variétés dites saphirs, qui sont tantôt bleu clair et tantôt bleu foncé; le *corindon asterie*, qui a été observé à Frédérick Valley; le *rubis* qui a été trouvé dans le Modgee, l'un des affluents de la Macquarie.

Le *péridot*, qui forme un sable fin très-abondant et qui, de même que la plus grande partie du fer oxydulé titané, provient des basaltes, assez communs dans la contrée.

Le *zircon*, qui a été observé par M. Clarke dans le district aurifère au sud-ouest de Cooma (1).

L'*oxyde de titane* (rutil) qui, sur le Summerhill, est en cristaux brillants comme des rubis.

La *cymophane*, dont on a rencontré seulement quelques petits cristaux dans la Macquarie.

Le *diamant*, dont un petit cristal bien net a été trouvé sur les bords du Turon.

On rencontre encore un peu de *platine* qui, toutefois, est rare :

Enfin on rencontre aussi des grains métalliques d'une couleur gris d'acier : M. Stutchbury pense que ces grains ne proviennent pas des instruments en fer employés au lavage et il les regarde comme du *fer natif*. On prétend également que l'*or roulé* de Bornéo est aussi accompagné de *fer natif* (2); toutefois, il importe de remarquer que, d'après M. G. Rose, le *fer* de l'alluvion aurifère de l'Oural n'est pas du *fer natif*.

L'énumération précédente montre que la composition minéralogique des sables aurifères de l'Australie présente une

(1) Clarke. *Report VII*, p. 2.

(2) H. Landrin. *De l'or*, p. 68.

grande analogie avec celle des sables aurifères de la Californie qui ont été étudiés par M. Dufrénoy (1).

En résumé, on peut distinguer en deux classes les substances minérales qui sont associées à l'*or roulé* : les unes, telles que le quartz et l'oxyde de fer, sont celles qui forment sa gangue; les autres, telles que les gemmes et certains oxydes métalliques, proviennent au contraire de roches très-variées; elles ne se trouvent généralement pas dans les filons qui contiennent l'or, mais comme elles ont une grande dureté ou une grande densité, elles se sont réunies à l'*or roulé* dans le phénomène de transport.

— Bien que l'or soit commun à l'état roulé et dans les terrains de transport de la région aurifère de l'Australie, il est assez rare en place et dans sa gangue. On peut, d'ailleurs, s'en rendre compte facilement; car l'or qui se trouve dans les vallées provient de bassins hydrographiques qui sont quelquefois extrêmement étendus, et il a été concentré sur un même point de ces bassins par des lavages que la nature a opérés sur une échelle gigantesque et vraisemblablement à diverses époques géologiques.

Dans certaines circonstances, cependant, on observe ce que j'appellerai de l'*or désagrégé*, c'est-à-dire de l'or concentré sur place, sans l'intervention de phénomènes de transport et par une décomposition successive de sa gangue, qui a été détruite peu à peu par l'action atmosphérique.

Ainsi, par exemple, l'expérience a montré aux mineurs des bords du Turon qu'il y a généralement de l'*or désagrégé* au pied des collines qui sont formées de schistes argileux, dont les strates sont fortement redressées et coupées par des filons de quartz aurifères (2).

Dans l'Australie et dans la Californie, certaines exploitations que l'on appelle sèches (*dry diggings*) sont même entreprises sur des gîtes aurifères qui ne contiennent que de l'*or désagrégé*.

Il est facile de comprendre que l'*or désagrégé* n'est immédiatement exploitable avec avantage que dans les gîtes aurifères qui sont déjà naturellement très-riches; par conséquent, un long avenir est assuré à l'exploitation de l'or dans l'Australie et dans la Californie.

(1) *Annales des mines*, 4^e série, t. XVI, p. 111.

(2) Hardy. *Copy of a letter to the colonial secretary*, p. 96.

Or désagrégé.

Filons aurifères. — Passons maintenant à l'étude de l'or dans sa gangue et commençons par l'étude des *filons aurifères*.

Quartz. Dans tous les pays où l'on observe des *filons aurifères*, on sait que la gangue la plus habituelle de l'or est le *quartz*; en Australie ce *quartz* a un éclat gras; il est blanchâtre, opaque et très-rarement cristallisé. Il présente souvent des cavités (1).

La région aurifère est assez généralement constituée par un schiste argileux qui est traversé par un très-grand nombre de filons de *quartz* contenant de l'or. Lorsque le *quartz* forme des filons disséminés dans la roche encaissante, M. Clarke a constaté que l'or se réunit en grains globuleux; c'est par exemple ce qui a lieu au Mont Alexandre.

Oxyde de fer. Dans les filons de *quartz*, l'or est surtout accompagné par de l'*oxyde de fer*, qui est à l'état de fer oligiste paraissant titanifère. Cet oxyde de fer est même plus spécialement associé avec l'or; quelquefois, en effet, le *quartz* ne contient pas de parcelles d'or visibles, tandis que l'*oxyde de fer* en contient; c'est, par exemple, ce que M. Clarke a constaté à Stony-Creek, où il a obtenu 0^{sr},033 d'or, en traitant environ 125 grammes d'*oxyde de fer* par l'amalgamation (2).

Pyrite de fer. L'or est également accompagné par de la *pyrite de fer*; en effet, M. de Chabillant a rapporté de Sofala, près du Turon, des échantillons de *quartz* aurifère dans lesquels il y a de la *pyrite de fer* jaune verdâtre, qui est cristallisée en cubo-dodécèdre, dont les faces sont striées.

Hydroxyde de fer. La *pyrite de fer* est quelquefois pseudomorphosée et transformée en *hydroxyde de fer* comme à Bérézof; l'*hydroxyde de fer* est du reste très-abondant dans toutes les fissures et dans toutes les cavités des filons de *quartz*.

Nacrite. Près de Bathurst et à la Louise, on trouve aussi une variété de *nacrite* qui s'est développée dans le *quartz* aurifère; elle est blanche ou blanc légèrement verdâtre. Au chalumeau elle devient opaque; elle se gonfle, puis elle fond assez facilement. Cette *nacrite* se retrouve également dans le *quartz* aurifère du

(1) Mitchell. *Report on the gold fields of Bathurst Wellington*, p. 46. — Hargraves. *Copy of a letter to the colonial secretary*, p. 72. — Hardy. *Copy of a letter to the colonial secretary*, p. 96.

(2) Clarke. *Copy of a letter to the colonial secretary*, p. 94.

Brésil et de Bérézof, et elle paraît se développer par pseudomorphose.

Bien que l'or soit associé dans certains cas avec d'autres minéraux et notamment avec des minerais métalliques variés, jusqu'à présent on n'a pas observé dans les filons aurifères de l'Australie d'autres substances minérales que celles qui viennent d'être mentionnées.

— On comprend que les *roches encaissantes* des filons aurifères peuvent être très-diverses; en effet, dans l'Australie, ces roches sont des schistes, des grès, des calcaires, des roches granitiques ou même des serpentines; comme l'or est souvent disséminé jusque dans ces *roches encaissantes* elles-mêmes, il est d'ailleurs nécessaire d'en donner une description.

Ce sont les *schistes* qui constituent le plus généralement la région aurifère de l'Australie. Sur les bords de la Macquarie et du Turon, par exemple, ces *schistes* qui sont argileux ont été fréquemment bouleversés et métamorphosés par des granites, des syénites, des porphyres et des basaltes: ils ont, en outre, été traversés par un très-grand nombre de filons de *quartz* aurifères qui sont parallèles à leurs déchirures (1).

— La collection que M. Le Play a formée à l'École des Mines pour étudier la métallurgie de l'or montre plusieurs exemples du gisement de l'or dans des *schistes* qui sont assez généralement métamorphiques. Ainsi à Santiago, des filons de *quartz* aurifère traversent un *schiste* ardoisier gris noirâtre. A Faguaril, au Brésil, l'or est complètement disséminé dans un *schiste* gris bleuâtre et doux au toucher, qui contient des lamelles de séricite. Dans la Caroline du Nord, l'or est également disséminé dans les fissures d'un *schiste* pétrosiliceux et métamorphique qui passe lui-même à un pétrosilex compacte, ayant pour base un feldspath du sixième système. Enfin à OEdelfors l'or est répandu dans des filons très-irréguliers de *quartz* qui pénètrent un pétrosilex schistoïde d'une couleur gris de fumée ou noir verdâtre; ce pétrosilex est lui-même enclavé dans des roches granitiques auxquelles il passe insensiblement (2).

— En Australie, le *grès* devient dans certaines circonstances la roche encaissante de l'or.

(1) Stutchbury. *Gold district*, p. 30.

(2) Hausmann. *Reise durch Skandinavien*, t. V, p. 402-405.

Roches encaissantes.

Schistes

Grès.

En effet, dans la contrée qui environne les rivières Bendoc et Delegète, M. Clarke (1) a observé un terrain de transition qui est souvent modifié, bouleversé et pénétré par du granite; ce terrain est formé de schistes qui alternent avec des *grès* feldspathiques et avec des quartzites. Or, ces *grès* sont fréquemment traversés par des filons de quartz aurifère qui sont ferrugineux et qui, près de leurs salbandes, contiennent de l'oxyde de fer semblable à celui de la vallée de l'Araluen.

L'or est disséminé jusque dans ces *grès* même; car M. Clarke l'a trouvé dans des *grès* fins et quartzeux, où il avait complètement pris l'empreinte des grains de quartz.

— On peut citer de nombreux exemples du gisement de l'or dans les *grès*.

En effet, à Chuquiaguillo, dans les environs de la Paz (Bolivie), des filons de quartz contiennent de l'or associé avec de la pyrite de fer blanche qui est en partie transformée en hydroxyde; ces filons sont encaissés dans une espèce de quartzite, ou dans un *grès* très-quartzeux schistoïde et gris verdâtre, qui forme la plus grande partie du massif des Andes dans cette localité. (2).

Dans la partie occidentale des Asturies en Espagne, l'or qui a été exploité sur une très-grande échelle par les Romains, se trouve également dans des quartzites schisteux, qui sont associés avec des calcaires saccharoïdes (3).

A Wanlockhead, en Écosse, l'or se trouve dans des veines de quartz qui traversent des grauwakes et des schistes ardoisiers appartenant au terrain silurien inférieur; ces grauwakes ont été modifiées et bouleversées par des dykes de roches feldspathiques, à l'éruption desquelles se rattache sans doute l'apparition de l'or (4).

Enfin, à Minas Geraes, au Brésil, l'or forme non-seulement des veinules dans des *grès*, mais il est même complètement disséminé dans des roches quartzieuses et vraisemblablement métamorphiques qui sont à la séparation des terrains cristallins et des terrains stratifiés (5).

(1) Clarke. *Report VII*, p. 22 et suivantes.

(2) Collections rapportées par M. Weddel.

(3) A. Paillette. *Bulletin de la société géologique*, 2^e série, t. IX, p. 482, 501. *Recherches sur l'histoire et le gisement de l'or dans le nord de l'Espagne*.

(4) Harkness. *Quarterly Journal of Geological Society*. Nov. 1852, p. 396.

(5) Burat, *Comptes rendus de l'Académie*, t. XII, p. 252.

La roche encaissante de l'or est quelquefois le *calcaire*, car à Zméof, dans l'Altaï, l'or se trouve dans un calcaire lamelleux blanc grisâtre, et dans les Asturies il est disséminé dans un calcaire saccharoïde.

En Australie, l'or se rencontre aussi dans un gisement analogue.

En effet, sur les bords du Schoalven, près de Bungonia, M. Clarke (2) a observé un *calcaire* dont les couches sont redressées à 80 degrés et qui est traversé par des filons d'un minerai de fer argileux et aurifère; en traitant environ cinquante grammes de ce minerai par l'amalgamation, M. Clarke en a retiré deux millièmes d'or. A Marulan, à Wianbene, à Gingery, le gisement de l'or est encore le même.

Le *calcaire* qui forme la roche encaissante des filons aurifères a une couleur qui varie du gris au bleu; il passe souvent au calcaire cristallin. Son âge peut être facilement déterminé; en effet, il contient un grand nombre de fossiles qui sont principalement des tiges d'Encrines, des Amplexus, des Pentamères et des Favosites, notamment la Favosites gothlandica; par conséquent, il ne peut pas être plus récent que le *calcaire* silurien de Wenlock.

Les couches de ce *calcaire* alternent d'ailleurs avec un quartzite qui se divise en fragments pseudoréguliers; ce quartzite est tantôt compacte, tantôt grenu et il ressemble beaucoup à celui de Lickeyrock, dans le Worchestershire.

Entre Jacqua et Winddellama, les couches de ce même *calcaire* alternent avec des schistes gris et noirs, et avec des *grès* micacés.

Dans les environs d'Arnprior, M. Clarke a retrouvé des *calcaires* associés à des schistes qui ont été redressés et altérés par diverses roches granitoïdes et porphyriques; près du contact de ces dernières roches, les *calcaires* se sont transformés en marbres, et les schistes se sont chargés de cristaux de chiasolithe. Les fossiles contenus dans tous ces *calcaires* sont d'ailleurs encore des Favosites (Favosites gothlandica) et des Pentamères (Pentamerus Knightii) identiques à ceux des *calcaires* aurifères qui viennent d'être décrits. Au nord du Mont Canobolas, M. de Strzelecki a également retrouvé des *calcaires*

(1) Clarke. *Copy of a letter to the colonial secretary*, p. 92.

avec ces mêmes fossiles siluriens qui étaient en outre associés avec des orthocères et avec des trilobites (1). Il résulte donc de ce qui précède qu'en Australie les *calcaires*, les *grès*, les *schistes* qui contiennent l'or et les filons aurifères appartiennent au terrain silurien.

Granites.

Les premières recherches sur le gisement de l'or en Australie avaient porté à croire que l'or se trouvait seulement dans les roches du terrain silurien qui viennent d'être décrites; mais des recherches récentes ont permis de constater sa présence, non-seulement dans le *granite*, mais même dans une grande variété de roches granitiques.

Ainsi, les bords de l'Araluen sont formés par un *granite* gris qui se charge de hornblende sur plusieurs milles, et qui passe au *granite* syénitique, puis au porphyre: Ce *granite* a donné à la contrée son relief, et, entre Arnprior et Braiwood, il a redressé les schistes ainsi que les grès. Or M. Clarke a observé dans ce *granite* des bords de l'Araluen un dyke de quartz ferrugineux, dans lequel il y avait de petites parcelles d'or.

D'un autre côté, en explorant le cours du Major, qui est un des affluents de l'Araluen, M. Hargraves (2) a constaté que l'or peut être complètement disséminé dans le *granite* syénitique, qui constitue une grande partie de cette contrée. En effet, en creusant une excavation ayant 3 mètres de profondeur, dans l'arène provenant de la décomposition de ce *granite* syénitique, il y a trouvé l'or en place; cet or était tantôt avec du quartz seul, tantôt avec du quartz, du feldspath et de la hornblende, c'est-à-dire avec les minéraux essentiels du *granite* syénitique.

Bien que l'or soit surtout fréquent dans le *granite* syénitique de l'Australie, M. Clarke (3) a reconnu qu'il se trouve aussi dans le *granite* ordinaire; il l'a observé en particulier sur les deux versants de la chaîne de montagnes qui sépare les eaux du Tumut de celles du Saowy, notamment entre le Crac-en-Bac et la rivière Mowamba.

M. Clarke ne met pas en doute que l'on ne puisse rencontrer l'or dans les différentes *roches granitiques* qui, dans l'Australie, de même que dans d'autres régions, présentent des caractères minéralogiques extrêmement variés. Il a reconnu, par exem-

(1) De Strzelecki, ouv. cité, p. 92.

(2) Hargraves. *Copy of a letter to the colonial secretary*, p. 78.(3) Clarke. *Report XV*,

ple, sur les bords de la rivière Mitta-Mitta que l'or est disséminé dans une variété de *granite* dégradé, qui se rapproche beaucoup des roches talqueuses aurifères de la Californie (1).

— Il serait d'ailleurs facile de citer de nombreux exemples du gisement de l'or, soit dans du *granite*, soit dans des schistes cristallisés avec orthose, qui sont des dégradations de roches granitiques. Je me contenterai de signaler ici les gisements d'or qui sont connus dans les Alpes de France et du Piémont: je ferai remarquer, en outre, que, même au Brésil, le *granite* est souvent la roche encaissante de l'or (2).

Enfin, dans ces derniers temps, M. Clarke vient de découvrir un gisement d'or très-intéressant au Hanging-Rock (3). Il a reconnu en effet que cette montagne, formée de schistes métamorphiques, est traversée à sa base par des trapps, des diorites et des *serpentes* qui encaissent de nombreux filons de quartz aurifère: ces filons contiennent de la pyrite de fer; ils paraissent surtout être aurifères lorsqu'ils sont dirigés de l'est à l'ouest. M. Clarke a trouvé de plus un échantillon de greenstone qui contenait lui-même de l'or.

Comme d'après les observations de M. Le Play dans l'Oural, l'or s'y rencontre fréquemment dans des schistes cristallins ainsi que dans la *serpentine*; on voit qu'il y aurait une ressemblance parfaite entre le gisement de l'or au Hanging-Rock et dans l'Oural.

— Bien que l'or s'observe sur un très-grand nombre de points de l'Australie, il importe de remarquer que sa présence y est tout à fait locale et accidentelle; souvent, en effet, les schistes, les grès, les calcaires, les granites qui sont aurifères sur un point ne le sont plus à une petite distance, bien qu'ils soient traversés encore par des filons de quartz et bien qu'ils aient conservé leurs caractères minéralogiques.

— On a vu que dans l'Australie l'or se trouve généralement dans des roches stratifiées très-anciennes, puisqu'elles appartiennent au terrain silurien. Il se trouve aussi dans des roches granitiques qui paraissent également devoir être anciennes, puisqu'elles n'ont pas été recouvertes par des roches stratifiées plus récentes que le terrain silurien. Il semblerait donc assez naturel, d'après cela, d'admettre que l'or qui est quelquefois complète-

(1) Clarke. *Report VII*, p. 3 et 4.(2) Jameson. *Journal*, janvier 1811. — John Henwood.(3) *Sydney Morning Herald* du 20 décembre 1852.

Serpentine.

Ago de l'or.

ment disséminé soit dans les schistes, dans les grès et dans les calcaires du terrain silurien, soit même dans le granite syénitique qui a pénétré ce terrain, est lui-même très-ancien. Toutefois des études nouvelles paraissent encore nécessaires pour décider cette question, car l'or se rencontre aussi dans la serpentine qui est une roche quelquefois assez récente; en outre, la chaîne de l'Oural présente sous le rapport géologique une très-grande ressemblance avec les montagnes de l'Australie dans lesquelles on observe également les terrains silurien, dévonien et carbonifère: de plus MM. Murchison, de Verneuil et de Keyserling pensent que l'or de l'Oural est très-récent et même plus récent que le grès tertiaire avec succin qui se trouve sur le flanc est de la chaîne; cet or leur paraît en effet être contemporain de l'éruption du granite syénitique ou de l'éruption de roches ignées qui seraient récentes comparativement aux terrains paléozoïques et qui auraient donné à la chaîne son dernier relief, en même temps qu'elles formaient les bassins hydrographiques actuels (1).

Analogies entre le gisement de l'or dans l'Australie, l'Oural et la Californie.

Il importe d'ailleurs de remarquer que le gisement de l'or présente encore d'autres analogies dans les trois principaux centres de production du monde, qui sont l'Australie, la Californie et l'Oural. Car le terrain de transport, qui contient l'or roulé dans l'Australie, est accompagné de débris d'animaux gigantesques détruits par une révolution très-récente tels que le Diprotodon et le Nototherium; dans la Californie, ce terrain est accompagné de même d'ossements de grandes dimensions, et dans l'Oural il est aussi accompagné d'ossements de mammoths. Enfin, les chaînes de montagnes qui recèlent l'or dans ces trois contrées sont dirigées suivant des méridiens, comme l'avait fait remarquer M. de Humboldt, et de plus elles appartiennent à des méridiens qui sont à peu près perpendiculaires entre eux (2).

Minerais divers dans le sud-est de l'Australie.

— L'existence de mines de mercure aurait une très-grande importance pour l'Australie, parce qu'elle permettrait d'accroître considérablement l'exploitation de l'or; aussi les géologues du gouvernement anglais ont-ils recherché avec soin

(1) Murchison, de Verneuil et de Keyserling: *Russia and the Ural mountains*, p. 475 et suivantes.— Murchison, *Quarter. Journ. of Geol. Soc.*, t. VIII, p. 134.

(2) Clarke. *Quarter. Journ. of Geol. Soc.*, t. VIII, p. 132.— Butler Earp. *The gold colonies of Australia*, p. 171.

les gisements de ce métal. Jusqu'à présent M. Stutchbury a seulement observé des traces de mercure natif et d'amalgame dans un schiste argileux décomposé qui se trouve sur les bords du Mookerwa (1).

La recherche si active de l'or a d'ailleurs amené la découverte d'un assez grand nombre de gîtes métallifères qui seraient facilement exploitables, et d'un autre côté il existe déjà des mines de houille, de cuivre, de fer et de plomb. Les colonies nouvelles de l'Angleterre en Australie, ne sont donc pas moins bien dotées que la mère patrie elle-même et leurs richesses minérales contribueront certainement beaucoup au développement extraordinaire qu'elles sont appelées à prendre dans un avenir peu éloigné.

Exploitation.

Après avoir fait connaître d'une manière générale le gisement de l'or en Australie, il importe maintenant de donner quelques renseignements spéciaux sur l'exploitation de l'or, et sur les principaux districts aurifères. Les renseignements qui suivent se rapportent surtout à la Nouvelle-Galles du Sud qui, jusqu'à présent, est la colonie la mieux étudiée; ils sont pour la plupart extraits de journaux quotidiens qui se publient en Australie, notamment du journal *The Empire*, du 18 septembre 1852, du *Sydney Morning Herald* ainsi que du *Melbourne Argus*; plusieurs de ces renseignements m'ont aussi été communiqués par M. de Chabillant, qui a quitté les mines au mois de décembre dernier.

Exploitation.

La région aurifère dans laquelle il est maintenant nécessaire de pénétrer avec le mineur est encore assez peu connue, mais l'exploitation de l'or ne tardera pas à la rendre célèbre: la carte qui est jointe à cette notice fait d'ailleurs bien voir quelle est la position relative des principaux districts aurifères qui ont été explorés jusqu'à présent, et elle donne en même temps, d'après M. de Strzelecki, des notions générales sur la géologie de la région dans laquelle on exploite l'or en Australie.

Nouvelle-Galles du Sud.

Le district aurifère duquel je parlerai d'abord est celui de *Canobolas*, qui s'étend autour de la montagne de ce nom située à 80 ou à 100 kilomètres à l'ouest de Bathurst dans la Nouvelle-Galles du Sud: cette montagne a une hauteur de 1,900 mètres

Canobolas.

(1) Stutchbury. *Report*, 18 October 1851, p. 38.

environ, et elle est principalement formée de porphyres et de basaltes, ayant traversé et métamorphosé des calcaires fossilifères (1). De nombreux cours d'eau prennent leur source sur ses flancs et ils coulent dans une région composée surtout de schistes et de quartzites plus ou moins aurifères.

C'est sur les bords du Summerhill l'un de ces cours d'eau, que M. Hargraves a découvert l'or exploitable au commencement de l'année 1851, et depuis cette époque on l'a reconnu sur la plupart des autres cours d'eau; on l'a trouvé notamment sur tout le parcours du Summerhill, depuis sa source, dans le mont *Canobolas*, jusqu'à sa jonction avec la Macquarie; mais on l'a trouvé surtout à Ophir et dans la vallée de Frédérick, dans laquelle sont situées les exploitations de M. Wenworth qui en fournissent des quantités considérables. Cet or est généralement en pépites et on a rencontré accidentellement des pépites qui pèsent jusqu'à 1,40 et 1,90 kilogrammes. A Ophir, les bords du cours d'eau sont très-escarpés et ses rives sont rarement à sec; comme la plus grande partie de l'or se trouve entre ces bords, il en résulte que l'exploitation ne peut pas être régulière et étendue. Les bords de la Macquarie sont encore plus abruptes et l'on ignore s'ils recèlent des dépôts d'or considérables.

Le bénéfice d'un mineur, dans ces exploitations, est de 12 à 75 francs par jour, et quelquefois même davantage.

Au mois de septembre dernier, le nombre des mineurs du district aurifère de *Canobolas* était au plus de 200 à 300.

Ce district n'a pas été suffisamment exploré jusqu'à présent, et il est possible qu'il reprenne de l'importance dans l'avenir.

Turon.

On peut regarder les exploitations du *Turon* comme très-importantes, tant à cause de leur richesse que de leur étendue, et lorsque les gîtes les plus riches auront été épuisés, elles deviendront sans doute la base de la production de l'or dans la colonie: ces exploitations demandent d'ailleurs des machines perfectionnées, et elles devront être entreprises par des compagnies. L'agglomération de tentes, qui s'est formée sur le *Turon* et dans la localité la plus riche, à 45 kilomètres au nord de Bathurst, a reçu le nom de Sofala. A 30 kilomètres au-dessus de Sofala, et dans un endroit appelé le Golfe, on a commencé des exploitations; depuis ce point, jusqu'à la jonction du *Turon* avec la Macquarie, sur une distance d'environ

(1) De Strzelecki, ouvrage cité p. 121.—*Quarterly Journal*, mai 1852, p. 132.—*Rev. B. W. Clarke: On the discovery of gold in Australia.*

75 kilomètres, des exploitations ont partout été entreprises avec plus ou moins de succès.

La contrée consiste principalement en un schiste qui est traversé par des veines de quartz d'une épaisseur variable. Les bords de la rivière sont rarement escarpés, en sorte qu'on y peut établir beaucoup d'exploitations sèches (*dry diggings*). L'or obtenu sur la rivière même est généralement en poudre; l'or en grains a été trouvé dans différentes localités, mais il est surtout abondant dans les affluents et dans les ravins qui débouchent dans la rivière. Il y a des pépites qui pèsent jusqu'à 3,20 kilogrammes.

L'or se rencontre en quantité égale dans le lit du *Turon* et sur ses bords. Il est concentré suivant des espèces de veines qu'on exploite même à l'aide de galeries qui rayonnent autour des puits. La plus grande profondeur à laquelle il soit nécessaire de creuser ces puits pour atteindre l'or est ordinairement de 1^m,20 à 4^m, mais dans les exploitations sèches la profondeur des puits varie de 12^m à 15^m. La présence presque continuelle de l'eau rend fréquemment les exploitations impossibles; toutefois, à la fin du mois de décembre dernier, l'eau du *Turon* s'est retirée et les mineurs, qui attendaient avec impatience ce moment, ont pu entreprendre des exploitations très-avantageuses; on cite en effet quelques mineurs qui dans un seul jour ont obtenu de 0^k,300 à 0^k,650 et même jusqu'à 1^k,20 d'or (1).

On avait cru d'abord que les exploitations sèches étaient épuisées, mais, récemment, on en a découvert de très-riches qui sont situées à une portée de pistolet de Sofala.

Beaucoup des cours d'eau tributaires du *Turon*, tels que le Big, l'Oakey, le petit Oakey sont également très-riches en or.

Le long de la route de Bathurst, à Wyagden Hill, à moitié chemin entre cette ville et le *Turon*, on a entrepris récemment sur une grande échelle des exploitations qui paraissent devoir être avantageuses.

A un certain moment, la population des mineurs du *Turon* était au moins de 10,000 âmes; mais actuellement, pour le *Turon* et pour ses affluents, elle n'excède pas 1,200.

Le bénéfice de chaque mineur peut varier de 15 fr. à 75 et 100 fr. par jour.

(1) *The Times*, March 16, 1853.

Braidwood.

Les exploitations de *Braidwood* sont également très-remarquables. Elles se trouvent environ à 20 kilomètres de la ville de *Braidwood*, à l'est de la chaîne de montagnes. Elles sont à peu près circonscrites aux cours d'eau du Major et de Bell qui arrosent la contrée au-dessus de la vallée d'Araluen. Ces cours d'eau se jettent dans la rivière Moruya qui se jette elle-même dans la mer, sur la côte Est, entre les baies Bateman et Twofold. On a commencé des exploitations dans la vallée d'Araluen, mais jusqu'à présent elle n'ont donné aucun résultat avantageux. Au contraire, les exploitations commencées aux cours d'eau du Major et de Bell ont donné de très-bons résultats, bien que l'eau vienne de temps en temps interrompre les travaux. Ce district aurifère n'est pas aussi montagneux que celui des bords du Turon et, d'après son caractère général, il paraît probable qu'on pourrait y étendre beaucoup les exploitations sèches.

Le schiste et le quartz sont abondants dans le voisinage, mais le sol est formé par du granite et l'or a été trouvé principalement dans du granite décomposé. A Mangarlow, à 30 ou 40 kilomètres du Major, on a rencontré quelques pépites pesant 250 à 310 grammes. Dans toutes les exploitations de *Braidwood* l'or est généralement très-pur. Dans des exploitations sèches, qui ont été ouvertes dernièrement près du Major, on a obtenu jusqu'à 120 et 160 grammes d'or par jour : il est probable qu'un district aurifère très-riche se trouve dans les environs.

La prospérité des exploitations de *Braidwood* a été retardée par les pluies qui sont tombées pendant plusieurs mois et qui ont fait désertier la population; cette population, qui s'est élevée dans certains moments à 2,000 âmes au Major, à Bell et à Araluen, ne dépasse pas maintenant 700 âmes.

Le bénéfice que fait chaque mineur, dans sa journée, est à peu près le même qu'au Turon; on cite en outre des exemples de bénéfices très-considérables.

Meroo.

Les exploitations du *Meroo* sont à peu près à 55 kilomètres au nord du Turon. Le *Meroo* est une rivière dans laquelle le gisement de l'or présente à peu près les mêmes caractères généraux qu'au Turon; des dépôts d'or considérables ont été trouvés sur ses rives et dans ses barrages.

C'est à la jonction du *Meroo* et de la Mériminda qu'un naturel, au service de M. W. Kerr, a trouvé la plus grande pépité d'or connue jusqu'à présent. Cette énorme pépité pesait 48 kilo-

grammes : elle était encore entourée par une gangue de quartz qui était extrêmement caverneux et qui était lui-même très-riche, car on a retiré 27^k d'or d'un seul morceau de ce quartz. Le filon de quartz aurifère duquel cette pépité provenait se voyait en place sur les bords du torrent, environ à une centaine de mètres de l'endroit où elle avait été trouvée (1).

Les exploitations entreprises sur le *Meroo* s'étendent sur plusieurs kilomètres. Quelques parties de cette rivière ont une richesse en or remarquable, mais cette richesse est petite comparativement à celle de son affluent, la Louise, sur les rives de laquelle on a trouvé une quantité d'or tout à fait extraordinaire. La contrée dans laquelle coule la Louise est généralement plate et les pentes de ses rives sont douces. M. Green, dans un rapport sur les districts de l'ouest, a estimé que, près de Campbell, 40,000 à 50,000 mineurs pourraient établir avec avantage des exploitations sèches sur une étendue de plusieurs kilomètres; or, si on considère que cette étendue comprend les riches exploitations de Long Creek, de Dirt Hols, de Tambaroura, cette opinion ne paraîtra certainement pas exagérée.

On rencontre fréquemment sur les bords de la Louise de beaux échantillons qui montrent encore l'or dans sa gangue. Tout l'or s'y trouve en gros grains et souvent en pépites; c'est, en effet, à la Louise qu'on a trouvé la pépité de Brennan, qui pesait 12 kilogrammes, ainsi qu'une autre pépité qui pesait 4^k,87.

Des pluies considérables sont venues interrompre les exploitations qui s'étendent depuis le *Meroo* jusqu'au Turon et chasser les mineurs; c'est ce qui a eu lieu par exemple à Long Creek, à Devil Hole, à Pyramul Creek, à Nuggetty Gully, à Married Man's Creek, à Dirt Holes, etc. Cependant l'or est abondant dans toutes ces localités, et quand la saison est favorable, un mineur laborieux et intelligent peut être certain de gagner 25 fr. par jour.

Le nombre de mineurs qui sont établis sur le *Meroo*, sur la Louise et dans les autres localités qui viennent d'être mentionnées est environ de 1,500.

Entre le Turon et le Pyramul, et parallèles à tous les deux, coule le *Tambaroura* qui se jette lui-même dans la Macquarie, à quelques kilomètres au-dessous de la jonction de cette rivière avec le Turon. Le district aurifère de *Tambaroura* a pris

Tambaroura.

(1) Butler Earp, *The gold colonies of Australia*, p. 133.

récemment une grande importance par sa richesse et par son étendue, et il est probable qu'il la conservera. Les exploitations ont surtout été entreprises dans la plaine, et quand le temps est favorable, le bénéfice de l'or est très-considérable; pour certains mineurs, il s'est élevé de 60 à 380 grammes. L'or est en grains et il se rencontre à différentes profondeurs au-dessous du sol.

A Golden Gully et à Bald Hill, les exploitations sont très-avantageuses, et, selon toute probabilité elles sont entourées par une région aurifère très-riche; cependant elles sont fréquemment interrompues par les pluies qui convertissent la plaine en un marais, tandis que pendant la saison sèche, elles ne peuvent être continuées à cause du manque d'eau.

Le nombre des mineurs à *Tambaroura* et dans les environs est à peu près de 1,000.

Hanging-Rock.

Le *Hanging-Rock* qui est situé sur la rivière Peel, dans la Nouvelle-Angleterre peut encore être rangé au nombre des districts aurifères dont la richesse a été bien constatée: on y a découvert en effet des exploitations sèches qui promettent d'être extrêmement riches. Le Oakenville, l'Hurdle et l'Oakey qui se jettent dans le Peel, contiennent aussi de riches dépôts aurifères, et il y en a également dans une grande partie de la contrée environnante. Toutefois l'or roulé ne forme dans ce district que des dépôts accidentels et peu étendus, tandis qu'au contraire les filons de quartz aurifère sont riches et très-abondants: d'après M. Clarke des compagnies pourraient tenter avec avantage une exploitation directe de ces filons. Les gites aurifères de ce district se prolongent d'ailleurs vers le nord-ouest.

Les mineurs de *Hanging-Rock* sont à peu près au nombre de 200, et ils réussissent parfaitement bien: ils ont obtenu jusqu'à 620 grammes d'or par jour.

Abercrombie.

A l'*Abercrombie*, l'or a été trouvé en quantité considérable, non pas seulement dans la rivière même, au Sounding Rock ou aux exploitations Tarshish, mais encore dans ses affluents, comme le Tuena, le Mulgunia, le Copperhannia et le Mountain Run. La contrée présente, sous le rapport du gisement de l'or, les mêmes caractères que le Turon: cependant les bords de l'*Abercrombie* sont plus abruptes, et les coudes qui sont riches en dépôts d'or y sont plus rares qu'au Turon. L'*Abercrombie* se trouve au midi de Bathurst et il forme la partie supérieure de la rivière Lachlan. Des exploitations sèches abondent sur plu-

sieurs de ses affluents et spécialement sur le Tuena, où de grands bénéfices ont été réalisés.

Ce district aurifère peut être considéré comme inexploré. Le nombre des mineurs qui y travaillent ne dépasse pas 200.

Il y a également des exploitations d'or sur la rivière *Campbell* au nord de l'*Abercrombie*, et notamment au lieu dit Havilah; il y a en outre sur le Gilmandyke et sur le Davis, qui sont ses affluents. La découverte de l'or à Havilah suivit presque immédiatement sa découverte au Turon, en sorte que les mineurs ne tardèrent pas à se rendre dans le district aurifère de *Campbell*. Sur le Gilmandyke et sur le Davis, on a trouvé de l'or en grains et les gites aurifères paraissent être très-riches.

Il y a environ 100 mineurs dans ce district et ils réalisent de beaux bénéfices.

Il y a à peu près le même nombre de mineurs qui travaillent aux exploitations du *Winburdale*; ce cours d'eau coule dans une plaine à quelques milles au nord de Bathurst et il se jette dans la Macquarie un peu au-dessus de sa jonction avec le Turon. Le *Winburdale*, le Turon, le Summerhill, le Tambaroura, le Pyramul, etc., qui se jettent dans la Macquarie, sont donc des rivières qui roulent toutes de l'or.

Un district aurifère étendu a été découvert dans les montagnes *Billabong*, qui se trouvent à peu près à deux cents kilomètres à l'ouest de Bathurst, entre les eaux du Lachlan et entre celles du Bogan. Les roches qui constituent ces montagnes sont le schiste et le quartz.

Parmi les exploitations entreprises depuis quelques mois, celles de *Bingara* donnent de belles espérances; elles sont situées sur le Courangoura, qui se réunit au Gwydir à soixante-dix milles au nord-ouest de Tamworth; elles se trouvent à peu près à quatre cents kilomètres au nord-ouest de Maitland. Les mineurs qui ont découvert ce gisement ont réalisé des bénéfices extraordinaires en peu de temps. L'or s'y trouve en telle abondance de tous les côtés qu'il semble inépuisable; il est ordinairement en pépites et en grains qui sont très-peu roulés; certaines pépites pesaient un demi-kilogramme. Les succès des premiers mineurs en ont attiré d'autres, et, en ce moment, il y a environ 300 mineurs. Leurs exploitations sont ouvertes dans la plaine et l'on craint que la quantité d'eau nécessaire au lavage ne soit pas suffisante, lors même que la saison ne serait pas très-sèche. Les roches les plus habituelles dans les districts

Campbell.

Winburdale.

Montagnes
Billabong.

Bingara.

aurifères de l'Australie, c'est-à-dire le schiste et le quartz, sont abondantes, et une grande partie de la contrée présente le même aspect que le district dans lequel sont établies les exploitations de Courangoura. Dans plusieurs endroits, entre Hanging-Rock et *Bingara*, on a trouvé l'or à la surface du sol.

On recevait au mois de septembre dernier une quantité d'or considérable du district aurifère de *Bingara*; mais, depuis, les mineurs ont en partie abandonné ce district ainsi que celui du Hanging-Rock, et ils se sont établis sur la rivière Rocky, sur laquelle on a découvert des gîtes nouveaux à plusieurs kilomètres d'Armidaale.

Montagnes
Neigeuses.

Dans les *Montagnes Neigeuses* du sud, dans lesquelles plusieurs des grands cours d'eau de la colonie, tels que Murrumbidgee, le Murray et le Snowy, prennent leur source, les recherches de M. Clarke ont amené la découverte d'un district aurifère étendu et celle de plusieurs localités qui promettent d'être très-productives; toutefois la rigueur de la saison dans ces régions montagneuses ne permet l'exploitation de l'or que pendant quelques mois de l'année.

Province Vic-
toria.

— Les districts aurifères que je viens de décrire sont ceux qui se trouvent dans la Nouvelle-Galles du Sud dont Sydney est le chef-lieu. Bien que ces districts soient très-riches, ils le sont cependant moins que ceux de la province Victoria dont l'exploitation a pris un très-grand développement dans ces derniers temps. Les principaux districts aurifères de cette province sont ceux du *Mont Alexandre*, de *Ballarat*, de l'*Ovens* et de *Bendigo*. Les trois premiers de ces districts sont extrêmement riches, mais celui du *Mont Alexandre* est le plus riche et le plus régulier. Dans le district de *Ballarat*, l'or paraît réparti d'une manière plus inégale qu'au *Mont Alexandre*; le travail du mineur y est aussi plus pénible; dans certains cas, son bénéfice est d'ailleurs plus considérable. Dans le district de la rivière *Ovens*, le travail est également pénible à cause de l'abondance de l'eau.

Mont Alexandre.
Ballarat.
Ovens.
Bendigo.

On n'a pas encore de renseignements précis et officiels sur le gisement et sur l'exploitation de l'or dans la province Victoria, bien qu'elle produise en ce moment une très-grande quantité d'or.

Nombre des
mineurs.

— Au mois de septembre dernier, le nombre des mineurs qui, dans la Nouvelle-Galles du Sud, exploitaient l'or dans les différents districts aurifères que je viens de décrire, était à peu

près de 6,000 : il y avait d'ailleurs environ 2,000 mineurs répartis sur des cours d'eau peu importants, tels que le Jew, la Crudine, etc., ainsi que dans différentes localités peu explorées ou même inconnues; en sorte qu'on pouvait porter au moins à 8,000 le nombre des mineurs qui se trouvaient alors dans la Nouvelle-Galles du Sud. Quelque temps auparavant ce nombre avait été beaucoup plus considérable, mais il avait rapidement diminué par suite de la découverte des districts aurifères si riches de la province Victoria dans laquelle la plus grande partie des mineurs s'était immédiatement transportée. Vers la fin de décembre, on estimait que le nombre total des mineurs, dans la province Victoria seulement, était à peu près de 100,000. Tout porte à croire d'ailleurs que ce nombre s'augmentera encore beaucoup, car on a évalué à 200,000 le nombre des mineurs qui pourraient être occupés par l'exploitation de l'or dans la Nouvelle-Galles du Sud et on doit admettre un nombre au moins égal pour la province Victoria.

— Le procédé d'exploitation des mineurs de l'Australie a jusqu'à présent été d'une extrême simplicité; MM. H. Landrin, Martial Chevalier, de Chabillant ont récemment donné de ce procédé des descriptions auxquelles je crois devoir renvoyer nos lecteurs (1) : il est d'ailleurs identique au procédé pratiqué par les mineurs de la Californie.

Procédé
d'exploitation.

L'équipage d'un mineur de l'Australie consiste le plus souvent en un pic, une pelle et une caisse de lavage américaine ayant la forme d'un berceau (*cradle*); quelques mineurs y ajoutent un levier et une pompe. Dans les districts aurifères si extraordinairement riches de la province Victoria, des milliers de mineurs qui font cependant des bénéfices considérables ne se sont jamais servis de la caisse de lavage; mais, au Turon, l'inégale répartition de la poudre d'or dans les alluvions de la rivière, sa finesse et son association avec des minéraux très-denses, demandent tout le soin et toute l'habileté possibles dans le lavage.

L'or s'extrait tantôt à l'état d'or natif et pur, tantôt à l'état d'amalgame; dans ce dernier cas, on traite par le mercure le sable aurifère enrichi par des lavages préparatoires.

(1) H. Landrin. *De l'or*, p. 125, 152 à 159. — Martial Chevalier. *Revue des Deux-Mondes*, 1^{er} sept. 1852. — *Exploitation de l'or en Californie*, p. 1005. — *La Patrie* du 11 et du 14 avril 1853.

Il s'est formé récemment des compagnies anglaises qui se proposent d'exploiter l'or sur une grande échelle, en se servant de machines perfectionnées pour le broyage, pour le lavage et pour l'amalgamation; parmi ces compagnies, il y en a déjà plusieurs qui ont commencé des travaux d'exploitation notamment sur le Turon.

Émigration.

— Le grand développement qu'a pris subitement l'exploitation de l'or dans l'Australie devait nécessairement y attirer les émigrants de tous les pays; en effet, dans les quatre derniers mois de 1852, la seule ville de Melbourne, chef-lieu de la province Victoria, a reçu 54,000 émigrants, ce qui donne une moyenne de plus de 13,000 émigrants par mois (1): M. Ch. Lavallée estime même que le nombre des émigrants s'élève dès à présent à 20,000 par mois (2). Comme un grand nombre de mineurs abandonnent déjà la Californie pour l'Australie et comme l'existence de ces nouvelles mines d'or est encore peu connue, surtout en France, il est très-probable, que pendant quelque temps encore, le nombre des émigrants tendra plutôt à s'accroître qu'à diminuer: pour compléter les renseignements qui précèdent, il est donc nécessaire de faire connaître les prix des principaux aliments ainsi que les prix alloués à certaines catégories d'ouvriers.

Ces prix sont donnés par les tableaux suivants:

1^o Prix du kilogramme des principaux aliments.

	fr. c.	fr. c.		fr. c.	fr. c.
Pain.....	0	89	Mouton.....	0	38 à 0 51
Biscuit.....	0	89 à 1 15	Sucre.....		à 1 53
Bœuf.....	0	21 à 0 26	Thé.....		à 0 51

2^o Prix de la journée de différents ouvriers.

	fr. c.	fr. c.		fr. c.	fr. c.
Journaliers et manœuvres.....	6	25 à 7 50	Carrossiers.....	11	25 à 15
Charpentiers et menuisiers.....	10	à 11 25	Fondeurs pour cuivre.....	11	25 à 15
Maçons et tailleurs de pierres.....	10	à 10 63	Tailleurs pour vêtements.....	6	25 à 12 50
Maître ouvrier pour les constructions.....	13	13 à 18 75	Polisseurs français.....	10	63
Fondeurs pour fer.....	11	88 à 12 50	Bouchers.....	10	à 13 13
Maréchaux.....	10	à 12 50	Boulangers.....	11	25 à 15 63
			Compositeurs d'imprimerie.....		15
			Horlogers.....		13 13 à 25

(1) La Patrie du 8 avril 1853. — The Times, 16 mars 1853.
 (2) Ch. Lavallée. Revue des Deux-Mondes, 1^{er} octobre 1852, p. 124.

Les prix donnés par ces tableaux sont tous relatifs à la ville de Sydney; ils ont été extraits du *Sydney Morning Herald*, publié le 18 septembre 1852, et on trouvera des détails très-étendus sur ce sujet dans les journaux australiens, ainsi que dans les journaux anglais.

Les prix de la journée pour les différents ouvriers ont été recueillis par la compagnie des paquebots à vapeur de l'Australie qui les fait transmettre régulièrement en Angleterre.

Je ferai d'ailleurs observer que les prix des aliments sont beaucoup moins élevés à Sydney que dans les localités dans lesquelles se trouvent les mines, où ils sont extrêmement variables, et où ils sont même plus que doubles des prix précédents; en effet, le kilogramme de pain se vend aux mines jusqu'à 2',50.

En outre, le prix du pain, qui est déjà élevé, tend plutôt à augmenter qu'à diminuer, car la plus grande partie des colons de l'Australie a complètement abandonné l'agriculture pour l'exploitation de l'or.

— Le prix d'achat du kilogramme d'or est assez variable et notablement inférieur à sa valeur réelle. Au 20 novembre dernier, par exemple, l'or du Hanging-Rock s'achetait à 2,682 fr. le kilogramme; l'or du Meroo, du Tambaroura, de Braidwood à 2,742 fr.; l'or du mont Alexandre à 2,883 fr.

Prix d'achat de l'or.

Le prix d'achat de l'or du mont Alexandre est le plus élevé, ce qui tient à ce que cet or est très-riche. Généralement l'or de la province Victoria est plus riche et à un prix plus élevé que l'or de la Nouvelle-Galles.

D'après la composition chimique de l'or du Summerhill (p. 187) et d'après la valeur d'or et d'argent qu'il contient, un kilogramme de cet or représenterait une valeur de 3,160 fr. Mais à cause des impuretés mélangées, à cause des frais de fabrication, de transport et de change, les marchands achètent l'or à un prix qui est bien inférieur à sa valeur réelle et qui quelquefois même n'est que les 0,80 de cette valeur. Comme les frais de fabrication de la monnaie d'or sont seulement de 6 fr. par kilogramme, il en résulte que le marchand d'or fait un bénéfice énorme sur le mineur.

Il est très-difficile d'évaluer d'une manière précise quelle est jusqu'à présent la quantité d'or qui a été extraite d'Australie.

D'après les premières nouvelles relatives à l'exploitation, M. Léon Faucher avait estimé la production annuelle de l'or

Production.

à 160,000,000 fr. et M. Michel Chevalier à 200,000,000 fr. (1); mais toutes les nouvelles arrivées dans ces derniers temps apprennent qu'en 1852 la production a dépassé de beaucoup ces chiffres qui, il y a quelques mois à peine, paraissaient très-élevés. En effet, d'après des renseignements que je dois à sir Roderick Murchison qui, sur ma demande, a bien voulu les recueillir au Ministère des colonies et à la Banque d'Angleterre, pendant l'année 1852 l'Angleterre a reçu d'Australie environ 325,000,000 de francs en or : sur cette somme 160,000,000 fr. ont été importés en lingots par la Banque d'Angleterre qui a exporté en échange de l'or monnayé pour une valeur au moins égale (2). D'un autre côté, on peut estimer à peu près à 75,000,000 fr., l'or qui a été expédié à une destination autre que celle de l'Angleterre. Par conséquent la production totale de l'Australie pour l'année 1852 seulement est environ de 400,000,000 fr.

D'après des estimations qui ont été faites par d'autres économistes, en tenant compte de la quantité d'or restant entre les mains des mineurs, cette production serait même beaucoup plus considérable.

On peut remarquer d'ailleurs que la production de l'année 1852 ne diffère pas beaucoup de la production totale qui est connue par des relevés officiels depuis l'origine de l'exploitation. En effet, au 30 décembre 1852, le poids d'or déclaré qui avait été exploité dans la province Victoria et exporté de Melbourne ou bien d'Adélaïde, valait 338,192,575 fr. De même, au 4 décembre 1852, le poids d'or déclaré qui, en partie seulement, avait été exploité dans la Nouvelle-Galles et exporté de Sydney, valait 76,003,125 fr. Par conséquent depuis l'origine de l'exploitation jusque vers la fin de l'année 1852, la production totale connue par des relevés officiels était de 414,195,700 fr. (3); la production réelle est toutefois bien supérieure à ce nombre qui ne donne qu'un *minimum*, car il y

(1) Léon Faucher. *De la production et de la démonétisation de l'or* (Revue des Deux-Mondes, 15 août 1852, p. 746). — Michel Chevalier. *Articles Monnaie et Métaux précieux* du *Dictionnaire d'économie politique*.

(2) D'après sir R. Murchison une seule usine de Londres, celle de M. Brown, a raffiné en 1852 de l'or qui provenait en grande partie d'Australie et qui représentait une valeur de 300,000,000 fr.

(3) Dans cette évaluation on a admis que l'once d'or natif valait seulement 70 schellings ou 2,822 fr. le kilogramme : on sait que le kilogramme d'or pur vaut 3,444 fr. et le kilogramme d'or monnayé 3,200.

à beaucoup d'or non déclaré qui est transporté par des particuliers, indépendamment de l'or qui reste entre les mains des mineurs.

Dans les derniers mois de 1852, le rapport entre les quantités d'or exportées de Melbourne, d'Adélaïde et de Sydney est resté à peu près ce qu'il était depuis l'origine de l'exploitation; en effet, la moyenne de l'or exporté de Melbourne et d'Adélaïde, pendant les quatre derniers mois de l'année 1852, est de 29,151,238 fr.; tandis que la moyenne de l'or exporté de Sydney, pendant les mois de septembre et d'octobre, est de 6,198,413 fr. L'exportation de Melbourne et d'Adélaïde est donc à peu près quintuple de celle de Sydney.

On estime généralement que la production de chaque mineur est seulement de 30 grammes d'or par semaine.

— Bien que l'Australie n'ait encore été explorée que d'une manière très-incomplète, il est établi par ce qui précède qu'on y a constaté l'existence de l'or sur une étendue très-considérable.

Grande étendue
de la
région aurifère.

En effet, si l'on jette les yeux sur la carte de la région aurifère, on voit que l'or a été trouvé partout sur plus de 9 degrés de latitude qui sont compris entre Bingara au nord et entre les montagnes du cap Otway au sud dans la province de Victoria, c'est-à-dire entre le 30° et entre le 39° parallèle. M. Roderick Mitchell a même constaté que vers le nord, il y a de l'or jusqu'au mont Abondance, à Fitz Roy Downs : par conséquent il est possible que l'or existe sur plus de 12 degrés de latitude.

D'un autre côté, l'or a été reconnu à l'est jusqu'à Hanging Rock, c'est-à-dire un peu au delà du 150° degré de longitude; il a été observé à l'ouest, au mont Cole et au mont William, dans la province Victoria; en outre, les nouvelles les plus récentes indiquent qu'on continue à le rencontrer à mesure qu'on s'avance vers l'ouest de la province Victoria et on l'a même trouvé au delà de cette province; en effet, l'or est actuellement exploité vers l'ouest jusqu'à Echunga, qui est situé près du 139° degré de longitude, à 40 kilomètres d'Adélaïde: par conséquent, il est possible que l'or existe sur plus de 11 degrés de longitude.

Les recherches faites jusqu'à présent, par les géologues et par les mineurs anglais, démontrent donc d'une manière incontestable qu'il existe en Australie des gîtes aurifères qui couvrent une énorme étendue de ce pays,

M. Clarke regarde de plus comme très-probable qu'il existe de l'or sur la terre de Van Diemen (Tasmanie), qui par sa position et par sa structure, de même que par sa constitution géologique forme le prolongement de l'Australie (1).

Enfin il existe aussi de l'or dans la Nouvelle-Zélande, où des gîtes aurifères viennent d'être signalés, notamment à Wellington et dans le golfe Houraki qui se trouve à peu près à 60 kilomètres d'Auckland (2).

La découverte de gîtes aurifères si riches, si nombreux et si étendus est un événement extrêmement heureux pour l'Angleterre et surtout pour ses colonies de l'Australie; cet événement exercera certainement une grande influence sur l'avenir de l'Australie dans laquelle il fixera en peu d'années une population nombreuse qui ne tardera pas à développer toutes les ressources de cette vaste contrée si bien dotée par la nature.

On peut même ajouter que cet événement exercera de l'influence sur le monde entier; il importe en effet d'observer que les gîtes aurifères de l'Australie appartiennent à une nation qui ne connaît pas de rivale dans l'art des mines, qu'ils sont exploitables non-seulement lorsque l'or est à l'état roulé, mais même lorsqu'il est dans sa gangue; que par leur richesse, leur multiplicité et leur étendue, aussi bien que par les ressources actuelles de l'industrie, ces gîtes peuvent être considérés comme inépuisables: par conséquent, la production annuelle de l'or, déjà accrue de 300 millions par la Californie, doit nécessairement s'accroître d'une manière tout à fait extraordinaire par l'Australie, qui devient dès à présent un centre nouveau d'exploitation d'une importance égale et même supérieure à la Californie.

Cet accroissement anormal et désormais régulier dans la production de l'or, réclame impérieusement toute l'attention des économistes, et, comme l'a fait remarquer M. Michel Chevalier, il amènera nécessairement, dans un avenir peu éloigné, une dépréciation notable dans la valeur de l'or.

(1) Clarke, *Quart. Journ. of Geol. Soc.*, t. VIII, p. 133.

(2) Clarke, *The Australian gold Digger*, nov. 1852, p. 72.

VOYAGE EN HONGRIE

EXÉCUTÉ EN 1851,

Par MM. RIVOT et DUCHANOY, ingénieurs des mines

(Suite.)

CHAPITRE SECOND

Méthode du district de Nagybánya



Les minerais d'argent, d'or et de plomb du district de Nagybánya sont traités dans plusieurs usines, dont la direction générale est à Nagybánya.

Les deux plus importantes sont celles de Fernesy et de Kapnik: viennent ensuite les usines de Laposbánya, Borsabánya, Olahlaposbánya et Strimbuli. Les mattes cuivreuses, dernier produit du traitement métallurgique, sont toutes envoyées à l'usine de Felsöbánya, et là traitées spécialement pour cuivre.

Nagybánya possède un hôtel des monnaies, mais on n'y frappe plus que des pièces de cuivre, et tout l'argent aurifère, obtenu dans les usines du district, est envoyé à la monnaie de Vienne.

Nous considérerons spécialement les deux usines de Fernesy et de Kapnik qui suivent la même méthode, bien que les minerais traités soient un peu différents; ceux de Nagybánya sont plus aurifères et moins riches en argent que ceux de Kapnik; dans cette dernière localité la blende est plus abondante. Les minerais de plomb, employés comme moyen d'extraction des métaux précieux, proviennent presque exclusivement des mines de Felsöbánya.

Nous n'avons pu nous procurer aucun renseignement

Exposé
de la méthode.

certain sur la méthode suivie aux époques reculées, auxquelles remontent les travaux anciens, gigantesques, qu'on a déblayés depuis près d'un siècle, à la Königsgrube de Nagybánya, à la Grossgrube de Felsöbánya et dans les mines de Kapnik.

Après la reprise des travaux on a essayé successivement différentes méthodes employées dans les autres districts de mines de l'empire autrichien, pour le traitement des minerais plombeux, aurifères et argentifères.

Nous citerons spécialement, mais sans les décrire :

1° La méthode ordinaire d'enrichissement (*Allgemeine anreicherarbeit*).

2° La méthode de double enrichissement, introduite par M. Gerstorf.

3° L'ancienne méthode de Schemnitz, décrite par M. Gruner dans les *Annales des Mines* (3^e série, T. IX).

Ces méthodes ont donné des résultats défavorables sous le double point de vue de la consommation de combustible et de la perte énorme en or et en argent.

En prenant pour point de départ les quantités de métaux indiquées par les essais de réception des minerais, la perte ne s'élevait pas à moins de :

15 p. 100 pour l'argent ;

25 à 40 p. 100 pour l'or ;

60 p. 100 pour le plomb.

Il est permis d'admettre, en raison des procédés d'essai, que la perte réelle était encore bien supérieure.

La méthode actuelle a été proposée en 1823, et définitivement adoptée en 1826 à la suite d'expériences, qui ont démontré sa supériorité. Elle a sur les autres méthodes les avantages de consommer moins de combustible, de perdre une moins forte proportion des

métaux, et de concentrer la majeure partie du cuivre dans une matte finale, qui est assez pauvre en or et en argent, pour qu'on puisse la traiter spécialement pour cuivre.

Les minerais sont séparés en deux catégories ; la première comprend les minerais riches en argent et en or ; dans la seconde sont rangés les minerais pauvres : ces derniers peuvent être considérés comme spécialement aurifères, parce qu'en général le rapport de l'or à l'argent est d'autant plus élevé que les minerais sont plus pauvres. Le traitement séparé des minerais riches et pauvres est assez important à cause de la notable proportion d'or contenu. Les scories données par les minerais riches en or ont toujours une teneur assez élevée pour qu'on puisse les traiter avec avantage, tandis que les scories de la fonte des minerais pauvres doivent être jetées. La tendance très-marquée de l'or à passer dans les scories empêche d'employer dans les lits de fusion des premières fontes une proportion plus ou moins grande des scories des opérations ultérieures. Les scories pauvres sont jetées ; les scories riches sont traitées dans une opération spéciale.

La méthode se compose de trois séries d'opérations, qui toutes ont le même but et s'appliquent :

1° Aux minerais pauvres en argent et en or ;

2° Aux minerais riches ;

3° Aux mattes cuivreuses argentifères.

Chaque série d'opérations comprend deux fontes successives, dans chacune desquelles on cherche à réunir dans du plomb d'œuvre la plus grande partie de l'argent et de l'or contenus dans les lits de fusion, en concentrant le reste de ces métaux et le cuivre dans une matte. Le plomb est mis en œuvre de deux manières suivant la richesse des matières traitées.

1° On peut employer l'action du plomb pauvre, ajouté dans le creuset par l'œil du fourneau, sur la matte produite par une fonte de concentration. Le plomb se substitue à l'argent et à l'or de la matte, en se combinant lui-même avec le soufre cédé par les métaux. Ce mode d'action du plomb est analogue aux précipitations par voie humide des métaux les uns par les autres : elle est assez rapide, mais cependant moins énergique que celle dont nous allons parler : les principaux avantages sont de ne faire passer dans la matte que peu de plomb, et de ne perdre qu'une faible proportion de ce métal ; aussi est-elle spécialement applicable aux minerais et aux mattes pauvres, pour lesquels on cherche à diminuer autant que possible les frais de traitement ;

2° On peut faire agir le plomb dans le fourneau lui-même, à l'état naissant, en passant dans le lit de fusion une proportion convenable de matières plumbeuses oxydées. Pour ce mode d'action on peut réunir dans le plomb d'œuvre une proportion d'or et d'argent bien plus forte que celle obtenue par le premier procédé ; mais on perd beaucoup de plomb. Il résulte de là qu'on ne peut l'employer que pour les minerais et mattes riches en métaux précieux, dont la valeur, obtenue en une seule opération, compense la perte en plomb.

Nous devons signaler un autre inconvénient de ce mode d'action, c'est celui de faire passer dans la matte une très-forte proportion de plomb.

Or le but de la méthode du traitement métallurgique est d'obtenir la séparation, par des fontes successives, de l'or et de l'argent combinés avec du plomb métallique, et la concentration du cuivre dans une matte qui puisse être traitée seulement pour cuivre.

Cette matte doit être pauvre en plomb. Par conséquent l'action des matières plumbeuses oxydées, passées dans les lits de fusion, ne peut être employée que dans les opérations donnant des mattes qui doivent encore être soumises à une désargentification.

3° Dans le cas de mattes intermédiaires, les deux modes d'action peuvent être employés ensemble, c'est-à-dire qu'on peut passer dans le lit de fusion une faible proportion de matières plumbeuses oxydées, pour produire une certaine quantité de plomb d'œuvre, et une matte riche, sur laquelle on fait encore agir le plomb pauvre, ajouté par l'œil dans le creuset du fourneau. Par ce moyen mixte, on réunit une désargentification énergique avec une faible perte en plomb et la production d'une matte ne contenant pas une trop forte proportion de ce métal.

Les trois séries d'opérations se succèdent dans l'ordre suivant :

PREMIÈRE SÉRIE. *Traitement des minerais pauvres.*

Les minerais pauvres sont d'abord soumis à une fonte de concentration, à la suite de laquelle on fait agir le plomb métallique sur la matte produite, dans le creuset même du fourneau. L'ensemble de ces deux opérations est nommée *Armverbleiung* (1). Le lit de fusion comprend des minerais, associés entre eux de manière à exiger le moins de fondant possible, et des matières plumbeuses oxydées pauvres, en proportion tellement faible qu'elles ne peuvent donner lieu à la

Fonte
des
minerais pauvres
(*Armverbleiung*)

(1) Ce mot est intraduisible en français ; il indique à la fois la nature pauvre des minerais et le moyen de désargentification employé, l'action du plomb. On ne rend qu'imparfaitement le sens de ce mot en désignant l'opération sous le nom de fonte des minerais pauvres.

formation de plomb métallique. On a soin de n'employer des scories qu'en proportion très-limitée, et seulement celle qui est nécessaire pour produire et maintenir le nez des tuyères. Avec des minerais aurifères les scories retiennent toujours une proportion sensible de l'or, et il est nécessaire de réduire autant que possible la quantité de scories produites.

L'opération donne trois produits :

Du plomb d'œuvre, bon à coupeller ;

Une matte ordinairement plus riche que les minerais traités, et contenant une certaine proportion de plomb ;

Des scories pauvres, qui sont jetées ;

La matte donnée par la première opération n'est pas constante dans sa richesse ; les minerais provenant en grande partie des vieux travaux repris dans les mines, sont de composition très-variable ; aussi obtient-on pour une même richesse des minerais, tantôt plus tantôt moins de matte, et sa teneur en or et en argent varie nécessairement en raison inverse de la proportion dans laquelle elle est produite. De là résulte ce fait, qui au premier abord paraît très-singulier, que la matte n'est pas toujours traitée de la même manière ; elle est d'abord essayée et soumise ensuite au mode de traitement qui convient le mieux à sa nature et à sa richesse.

Nous allons énumérer les différents cas qui se sont présentés jusqu'à présent.

Premier cas. — La matte produite est assez riche en or et en argent pour être assimilée aux minerais riches ; elle est alors grillée en tas, à deux feux, et passée dans la première fonte des minerais riches, nommée la *Reichverbleiung* ; ce cas se présente spécialement quand la matte est produite en faible proportion.

Deuxième cas. — La matte est au contraire obtenue en trop forte proportion, sa teneur en or et en argent la rapproche des minerais pauvres, elle est alors traitée avec ces minerais, c'est-à-dire passée comme minerai pauvre dans la *Armverbleiung*.

Troisième cas. — La matte s'éloigne également, par sa teneur en métaux précieux, des minerais riches et des minerais pauvres ; elle doit être soumise à une fonte spéciale après grillage en tas et à deux feux. La fonte est conduite, soit comme la première opération, c'est-à-dire comme fonte de concentration suivie de l'action du plomb pauvre dans le creuset ; soit comme la fonte des minerais riches, avec addition de matières plombeuses oxydées dans le lit de fusion. Le mode d'action du plomb dépend de la richesse de la matte. L'opération constitue le véritable traitement spécial de la première matte, elle est désignée sous le nom de *Armverbleiung lech Schmelzen*, fonte de la matte provenant du traitement des minerais pauvres. Elle donne, comme la première, trois produits :

Du plomb d'œuvre, bon à coupeller ;

Une matte déjà riche en cuivre et qui passe au traitement des mattes cuivreuses (*Kupfer anflösung*),

Des scories, qui ordinairement peuvent être jetées ;

Dans cette fonte, on peut passer une certaine proportion de scories aurifères, parce que la matte est toujours bien plus pauvre en or que les minerais traités, et que l'opération tient lieu, pour une partie des scories, d'une fonte spéciale.

Quatrième cas. — Exceptionnellement la matte produite est riche en cuivre ; elle doit être assimilée aux mattes cuivreuses, et passée avec elles dans l'opération désignée sous le nom de *Kupfer anflösung*.

Traitement
de la
matte provenant
de la fonte
des
minerais pauvres
(*Armverbleiung*
lech schmelzen).

Minerais riches
(*Reich-
verbleiung*).

SECONDE SÉRIE. — *Traitement des minerais riches.*

Les minerais riches en or et en argent sont fondus, après grillage au four à réverbère, avec addition de minerais de plomb, également grillés, et des matières plombeuses oxydées provenant de la coupellation. L'opération nommée la *Reichverbleiung* donne trois produits :

Du plomb d'œuvre, bon à coupeller, tenant la majeure partie de l'argent et de l'or du lit de fusion :

Une matte, ordinairement plus pauvre que les minerais fondus, et tenant une assez forte proportion de plomb ;

Des scories, souvent assez riches pour être traitées spécialement pour or.

La proportion et la richesse de la matte produite ne sont pas constantes : la nature et le mode de grillage des minerais influent beaucoup sur elle. La matte doit être essayée et traitée suivant sa teneur en or, en argent et en cuivre. Elle est grillée à deux ou trois feux et passée, soit dans la fonte des minerais riches, soit dans la fonte des mattes cuivreuses ; soit plus ordinairement dans une fonte spéciale, qui porte le nom de *Reichverbleiung lech schmelzen*, fonte de la matte provenant du traitement des minerais riches.

Cette fonte est faite, comme celle des minerais pauvres, avec action du plomb pauvre dans le creuset, ou comme la fonte des minerais riches, avec addition de matières plombeuses oxydées dans le lit de fusion.

Elle donne encore trois produits ;

Du plomb d'œuvre bon à coupeller ;

Une matte tenant une proportion sensible de cuivre, et qui passe au traitement des mattes cuivreuses ;

Des scories, ordinairement pauvres, et qui ne sont mises de côté que dans le cas où leur teneur en or permet de les soumettre à une fonte spéciale.

TROISIÈME SÉRIE. — *Traitement des mattes cuivreuses.*

Mattes
cuivreuses
(*Kupfer-
anflösung*).

Les deux séries d'opérations qui précèdent donnent des mattes encore assez riches en or et en argent, et qui tiennent une notable proportion de cuivre. On les passe à deux fontes successives, qui sont en même temps des fontes de concentration pour le cuivre et des fontes de désargentification.

La première est nommée *Kupfer anflösung*, mot qu'on peut traduire par *fonte spéciale de concentration du cuivre*.

Cette fonte est faite comme celle des minerais riches, c'est-à-dire que les mattes cuivreuses sont fondues après grillage, associées à des matières plombeuses oxydées, employées en très-forte proportion.

Elle donne comme produits :

Du plomb d'œuvre assez riche pour passer à la coupelle ;

Une matte riche en cuivre, pauvre en argent ;

Des scories plus ou moins pauvres ;

La matte est grillée à deux ou trois feux, fondue de nouveau, et produit une nouvelle matte, sur laquelle on fait agir une très-forte proportion de plomb pauvre.

On obtient :

Du plomb un peu enrichi, mais qui n'est pas encore assez riche pour être coupellé ;

Une matte cuivreuse, contenant très-peu d'argent ;

Des scories pauvres ;

La matte est ordinairement pauvre en plomb et en argent, très-riche en cuivre : on ne peut la traiter avantageusement que pour en extraire ce dernier métal,

en négligeant l'argent. Elle est envoyée à l'usine de Felsobánya.

Dans les opérations successives l'or passe dans le plomb métallique en proportion bien plus grande que l'argent, aussi dans ces deux opérations du traitement des mattes cuivreuses, on n'a guère à considérer que la séparation de l'argent.

Comme complément du traitement, on fond à part les scories riches en or, provenant du traitement des minerais riches. Elles sont fondues avec addition de pyrites pauvres, préalablement grillées en tas. On obtient comme produits :

Une petite quantité de plomb d'œuvre, provenant du plomb des scories ;

Une matte, généralement assez pauvre, et qui est passée dans celle des opérations qui convient le mieux à sa richesse et à sa nature ;

Des scories pauvres, qui sont définitivement jetées ;

Les différents plombs d'œuvre sont coupellés séparément.

Les litharges produites, sont les unes recueillies, les autres réduites immédiatement à leur sortie du four, dans un petit fourneau à parois en fonte, disposé devant la voie des litharges.

Résumé. La méthode de Nagybánya peut être résumée en quelques lignes ;

On traite séparément, mais en suivant les mêmes principes ;

1° Les minerais riches en or et argent, pauvres en cuivre ;

2° Les minerais pauvres ;

3° Les mattes riches en cuivre, contenant de l'or et de l'argent.

Le traitement consiste essentiellement en fontes suc-

cessives, en nombre aussi restreint que possible ; dans chacune on cherche à obtenir :

La majeure partie de l'or et de l'argent combinés avec du plomb ; le reste des métaux précieux et le cuivre, dans une matte.

Le plomb servant à réunir l'argent et l'or est ajouté :

1° Dans le lit de fusion à l'état de minerais de plomb grillé ou des matières plumbeuses oxydées, dans le cas de minerais ou de mattes riches en or et en argent, ou encore dans le cas de mattes riches en cuivre, desquelles il importe de séparer en une opération presque tout l'or et l'argent.

2° Dans le creuset à l'état de plomb pauvre, quand on traite des minerais ou des mattes pauvres.

Les opérations doivent conduire : à des mattes riches en cuivre, assez pauvres en argent et en or, pour qu'on puisse ne chercher à retirer que le cuivre ; et à du plomb d'œuvre bon à coupeller.

Les scories provenant des minerais pauvres sont jetées ; celles des minerais riches en or doivent être soumises à un traitement spécial.

Nous allons maintenant exposer avec détails les différentes opérations de ce traitement, dans les usines de Fernesy et de Kapnik.

Nous ne suivrons pas exactement l'ordre dans lequel se succèdent les fontes et les grillages, nous commencerons par la division adoptée pour les minerais ; nous exposerons ensemble les diverses opérations de grillage, pour les minerais et pour les mattes, dans des fours à réverbère et en grands tas. Nous prendrons ensuite les fontes successives, la coupellation ; nous terminerons chaque opération par l'exposé des résultats obtenus pendant l'année 1847.

Fonte des scories
(*Schlacken
schmelzen*).

Coupellation
(*Treiben*).

Les minerais admis par les usines se rapportent à trois classes bien différentes ;

Minerais d'argent et d'or, pyriteux et non pyriteux ;
Minerais de plomb ;

Pyrites de fer, servant à produire les quantités de mattes convenables dans plusieurs fontes ;

On établit des sous-divisions pour les richesses différentes en argent et en or, et pour la nature des minerais ;

On distingue :

1° Minerais et schlichs pyriteux spécialement aurifères ; ces minerais contiennent toujours une certaine quantité d'argent ; ils sont considérés comme pauvres en or, quand l'argent aurifère, donné par les essais, rend moins de 20 dénär d'or par marc ; soit 78^s,12 d'or par kilogramme d'argent aurifère ; ils sont réputés minerais et schlichs riches, quand ils donnent à l'essai de l'argent aurifère, tenant plus de 20 dénär d'or par marc, soit plus de 78^s,12 d'or par kilogramme :

2° Minerais spécialement argentifères, qui tirent leur plus grande valeur de l'argent contenu ; on les divise en trois qualités ;

A, Minerais tenant moins de 4 loths d'argent aurifère, par centner, soit 125 grammes par 100 kilogrammes, tenant en or, les uns moins, les autres plus de 8 dénär d'or par marc d'argent, soit 51^s,25 par kilo.

B, Minerais rendant à l'essai, de 4 à 12 loths par centner, soit de 125 à 375 grammes d'argent par 100 kilogrammes.

C, Minerais rendant plus de 12 loths par centner, soit plus de 375 grammes par 100 kilogrammes.

Pour ces deux qualités on ne tient pas compte de l'or, parce qu'il se trouve rarement en proportion notable dans les minerais aussi riches en argent.

3° Schlichs provenant de la préparation mécanique des minerais spécialement argentifères : ceux qui sont pauvres en argent, c'est-à-dire contiennent au plus 3 loths par centner, 93^s,75 par 100 kilogrammes, sont assez ordinairement aurifères, on sépare ceux qui rendent à l'essai de l'argent aurifère tenant plus de 18 dénär d'or par marc, 70^s,31 par kilogramme, de ceux qui rendent une proportion d'or moins grande.

Les schlichs riches en argent tiennent de 3 à 10 loths par centner, soit 93^s,75 à 312^s,50 par 100 kilogram. Ils ne sont pas notablement aurifères.

4° Schlamn-schlichs, ou schlichs provenant du lavage des schlamms fins. Ils ne renferment pas ordinairement plus de 3 à 4 loths d'argent aurifère par centner, 93^s,75 à 125 grammes aux 100 kilogrammes, et 10 dénär d'or par marc d'argent, 39^s,06 d'or par kilogramme,

5° Minerais et schlichs argentifères et cuivreux, de deux qualités :

a, tenant moins de 4 lots d'argent par centner } 125 gr. aux 100 kil.
b, — plus de 4 — — — — —

Ils ne sont pas aurifères.

6° Minerais et schlichs plombeux, provenant principalement des mines et des ateliers de Felsöbánya, plus ou moins riches en argent aurifère.

7° Matières plombeuses oxydées, provenant de la coupellation et des bureaux d'essai (*Probiergaden*), de Nagybánya et de Kapnik ; on les divise en trois qualités d'après leur richesse en argent aurifère :

a, matières tenant de 0 à 4 loths d'argent par centner, 0 à 125 gr. aux 100 kil.
b, — 4 à 8 loths — 125 à 250 gr. —
c, — 8 à 12 loths — 250 à 395 gr. —

Ces matières sont en général trop peu aurifères pour

qu'on tienne compte de la proportion de l'or contenu dans l'argent.

8° Pyrites de fer, ne contenant pas une proportion notable d'argent.

Nature
des gangues.

Les gangues les plus ordinaires des minerais sont ; le quartz, la baryte sulfatée, le calcaire, une roche feldspathique analogue au grüstein dans lequel les filons sont encaissés, et plus rarement du gypse, de la blende, du manganèse carbonaté ou oxydé (1). Les matières plombées contiennent des matières terreuses, argileuses et calcaires.

Il n'est pas toujours possible d'associer les minerais dans des proportions telles, que les gangues puissent former des scories suffisamment fusibles entre elles et avec l'oxyde de fer des pyrites grillées. Souvent il est nécessaire d'ajouter comme fondant du calcaire ou du quartz, matières fournies en abondance par les terrains trachytiques, auxquels des couches calcaires sont subordonnées, et par la préparation mécanique des minerais.

Matières
premières autres
que les minerais.

Dans plusieurs des fontes on emploie, comme agent d'appauvrissement des mattes, des grenailles de fonte et de la ferraille, quand on peut s'en procurer à des prix modérés; cette matière coûte 7^f,80 à 11^f,15 les 100 kilogrammes.

La marne et le calcaire pour la coupellation reviennent à 0^f,417 les 100 kilogrammes.

Charbon.

Le charbon de bois, provenant des forêts impériales de Fernesy, coûte de 1^f,86 à 2^f,51 seulement le mètre cube, pesant 180 à 190 kilogrammes. Le bois pour grillage et pour les fours, en bûches d'environ 2 mètres

(1) Le manganèse carbonaté se trouve principalement dans certains filons de Kapnik; il est très-rare à Nagybánya.

de longueur, vaut 1^f,41 le mètre cube; le bois en bûches de 3' de long, vaut 1^f,50 le klafter, cubant seulement 108 pieds cubes, soit 1^f,347 le mètre cube. A l'usine de Kapnik les prix des combustibles sont un peu plus élevés parce que les transports sont plus onéreux. Le charbon de bois coûte au moins 2^f,60 le mètre cube, et le bois, de 1^f,50 à 1^f,60 le mètre cube.

Nous avons à considérer deux modes de grillage : l'un, dans les fours à réverbère, l'autre, en tas à l'air libre ou sous un hangar.

Grillages.

Le premier s'applique aux minerais et schlichs plombés; aux minerais pyriteux aurifères contenant une proportion de soufre trop forte pour qu'on puisse les passer directement dans la fonte riche.

Le second est en usage pour les mattes, pour les minerais pyriteux pauvres et pour les pyrites de fer, ne contenant pas d'or en proportion notable, et qui sont employées dans la fonte des scories.

Les minerais de plomb sont grillés en gros sables : les pyrites aurifères sont pulvérisées et réduites en sable fin; les schlichs sont simplement desséchés avant d'être soumis au grillage.

Grillage
au réverbère.

Le four à réverbère employé pour les grillages est à une sole et muni de deux portes de travail; l'une à l'extrémité opposée au foyer, l'autre placée tout auprès du pont. Une grande chambre, au-dessus du four, sert à recueillir une partie des poussières entraînées par les flammes.

Les dimensions principales du four à réverbère sont les suivantes :

	mèt.
Longueur de la sole.	4,110
Largeur.	2,220
Hauteur de la voûte au-dessus de la sole. . .	0,650
Hauteur du pont au-dessus de la sole. . .	0,170

Hauteur du passage des flammes.	0,490
Largeur de la chauffe.	2,220
Longueur de la chauffe.	0,630

Ouverture par laquelle les gaz et les fumées entrent dans la chambre de condensation :

Largeur.	0 ^m ,950
Longueur.	0 ^m ,630

La chambre de condensation a les mêmes dimensions que le four de grillage; la cheminée a 0^m,65 de côté et 8 mètres de hauteur.

Le four est muni de deux portes : l'une à l'extrémité opposée à la chauffe, l'autre latérale auprès du pont. Elles ont 0^m,65 de largeur sur 0^m,50 de hauteur.

Le four est construit en grüstein porphyre et en briques.

La sole est en argile réfractaire très-fortement damée. Elle présente une surface plane, presque horizontale, inclinée de 1 degré seulement vers le pont.

Comme combustible, on emploie le bois fendu.

Le travail exige deux hommes, payés au poste de douze heures, le grilleur 0^f,875, l'aide 0^f,75. Il faut, en outre, un manoeuvre pour apporter les matières, mais il sert pour les deux postes, de jour et de nuit, en sorte que la main-d'œuvre d'un four de grillage et pour un poste coûte 2^f,025, soit 4^f,05 par vingt-quatre heures.

Tous les minerais sont grillés de la même manière; on a soin seulement de séparer les minerais plombeux des pyrites, et pour chacune de ces deux classes, les minerais riches des minerais pauvres.

La charge, de 4 centner = 224 kilogrammes, est introduite par la porte du fond, étalée à l'extrémité du four et avancée progressivement d'abord vers le milieu, et enfin près du pont. Elle reste trois heures dans chaque

point, soit neuf heures dans le four, qui renferme à la fois trois charges.

La température atteint le rouge presque vif auprès du pont, mais ne s'élève pas au rouge sombre à l'extrémité. Le minerai est ainsi soumis à une chaleur de plus en plus forte; il peut se griller à une température convenablement modérée, et enfin, quand l'oxydation est arrivée au point nécessaire, les matières sont agglomérées auprès du pont (1).

Le travail est assez pénible, et les deux ouvriers ont toujours le ringard en main. Ils doivent constamment retourner et brasser sur la sole, par la porte du fond, pour renouveler les surfaces et accélérer l'oxydation par la porte latérale, pour faciliter l'agglomération et retirer les masses à demi fondues. Il faut environ trois heures pour agglomérer et retirer la charge amenée près du pont; dès qu'elle est enlevée par la porte latérale, on avance les deux autres vers le pont et au milieu du four, et on introduit une nouvelle charge. On peut passer dans vingt-quatre heures huit charges, soit 1.792 kilogrammes.

Les minerais de plomb perdent en poids de 18 à 20 p. 100, et on admet que la perte réelle en plomb n'est pas moindre que 12 p. 100. Pour les pyrites, on n'a pas cherché à évaluer la diminution de poids, et on admet que la perte en métaux précieux, or et argent, est nulle, mais sans que des expériences suivies aient été faites dans le but de constater ce fait. La chambre de condensation ne recueille qu'une quantité insignifiante de fumée.

(1) Il est nécessaire d'agglomérer après oxydation, afin que, dans la fonte dans des fourneaux assez élevés, le vent n'entraîne pas une trop forte proportion de poussière.

Consommations. On emploie pour chauffer le four du bois fendu et en bûches de 5 pieds de long ; on brûle 4 klafter de 108 pieds cubes, soit 15^m,612 par 100 centner de minerai = 56 quint. métr. — pour une journée, 4^m,356.

Quand on grille des minerais très-pyriteux, la chaleur produite par la combustion du soufre est très-grande, et permet de consommer moins de bois.

Les frais principaux pour un four de grillage et pour vingt-quatre heures sont, d'après ce qui précède :

Main-d'œuvre : 2 journées de grilleur.	}	4',05
— 2 aides.		
— 1 rouleur.		
Bois 4 ^m ,356 à 1',35		5',88
Il faut ajouter à ces nombres, pour réparations, au moins		1',35
Total des frais.		11',28

On peut griller 1.792 kilogrammes de minerai, ce qui donne pour les frais principaux de grillage au réverbère et par 1.000 kilog. de minerai, — 6',294 ; soit en nombre rond 6',50.

Grillage en tas. *Grillage en tas sous un hangar.* — Les mattes produites pour les différentes fontes doivent être grillées plus ou moins complètement avant d'être passées dans une fonte nouvelle. Le grillage ne peut être fait qu'en grands tas et sous un hangar ; à l'air libre, l'oxydation n'aurait aucune régularité, on ne serait jamais certain d'atteindre le résultat désiré : dans un réverbère, la dépense serait trop forte.

Le grillage des mattes est une opération assez délicate, de laquelle dépend le succès de la fonte suivante, et qui cependant doit être faite dans des conditions très-économiques.

Le degré d'avancement du grillage d'une matte donnée doit dépendre de sa richesse ; il doit être moindre

pour les mattes cuivreuses que pour celles pauvres en cuivre, et le directeur de l'usine doit pouvoir l'apprécier avec assez d'approximation pour composer d'avance le lit de fusion, dans lequel la matte grillée est passée, de manière à retirer une nouvelle matte, de proportion et de composition convenables.

Il est impossible de recourir aux essais ou aux analyses pour apprécier le degré d'oxydation et de sulfuration ; on ne peut atteindre un bon résultat qu'en disposant les grillages de manière à ce que la constance dans le mode d'opération soit un garant presque certain du degré d'oxydation obtenu. On y est arrivé en soumettant les mattes à des grillages ou feux successifs, en composant chaque fois le tas avec une proportion de combustible déterminée, et en opérant sur les mattes cassées au marteau en morceaux de grosseur assez constante.

Par cette manière d'opérer, on sait à peu près d'avance, par suite d'une longue expérience, le nombre de feux auxquels une matte doit être soumise pour donner le résultat convenable ; les ouvriers n'ont qu'à construire les tas, les mettre en feu toujours de la même manière, et le résultat n'est plus dépendant que des circonstances atmosphériques qui retardent ou accélèrent la combustion.

On cherche bien à diminuer cette influence en disposant les tas sous un hangar ; mais les gaz dégagés dans les grillages ne permettent pas de fermer les ouvertures des murs ; il faut ménager à ces gaz des issues faciles, par lesquelles s'introduisent les vents plus ou moins violents, qui troublent la régularité des opérations. Aussi les calculs du métallurgiste sont quelquefois déjoués, et il obtient dans les fontes des proportions trop fortes ou trop faibles de matte ; mais en général le grillage

en tas sous des hangars conduit à des résultats satisfaisants.

On a essayé le grillage en cases, c'est-à-dire entre trois murs et toujours sous un hangar, mais l'expérience a prononcé en faveur de l'antique procédé du grillage en tas, dégagés sur leurs quatre faces.

Dans le district de Nagybánya, on compose les tas de grillage de deux couches de combustible et de matte, cassée en morceaux de la grosseur du poing : les dimensions en longueur et largeur dépendent de la quantité à griller : ordinairement on grille à la fois 200 centner de matte, soit 1.120 q. m.

Disposition.

Sur le sol bien battu, on dispose deux rangées parallèles de bûches, laissant entre elles assez d'intervalles pour que l'air puisse pénétrer avec facilité dans toute la masse du tas, et une certaine quantité de charbon, destiné à rendre l'allumage plus rapide. Au-dessus on place la matte, sur une hauteur d'environ 0^m,79, en ayant soin de mettre les plus gros morceaux près du combustible et les plus petits fragments à la partie supérieure. Le tas n'a pas de couverture : il a la forme d'une pyramide tronquée, dont la base rectangulaire a pour largeur la longueur des bûches, et une longueur variable avec la quantité de matte.

La mise en feu est faite pour les quatre côtés à la fois, et en moins de deux jours tout le bois est brûlé; la combustion du soufre et l'oxydation se continuent ensuite avec lenteur. Il faut ordinairement quinze jours pour les terminer.

Suivant les circonstances atmosphériques, la durée du grillage est plus longue ou plus courte : les limites extrêmes sont huit jours et trois semaines.

Quand la combustion est achevée et le tas refroidi, on le défait pour le refaire à côté, de la même manière,

et sans séparer les fragments qui ont l'apparence d'être bien grillés. Pour le second feu on procède de même, mais en employant une plus forte proportion de bois et de charbon ; il en est de même pour les feux suivants.

On consomme, pour le premier feu et par 112 q. m. de matte, 5^{me},106 de bois et 0^{me},393 de charbon.

Frais de grillage.

Pour chacun des feux suivants on augmente un peu la proportion du bois. Ainsi pour deux feux et toujours pour 112 q. m. de matte, on peut admettre une consommation de : bois, 10^{me},40 ; charbon de bois, 0^{me},79.

La main-d'œuvre entre pour peu de chose dans les frais de grillage : on paye à l'entreprise 0^f,0251 par quintal métrique et pour chaque feu, 0^f,037 pour le transport au hangar, et autant pour le transport des mattes grillées aux fourneaux.

Soit pour deux feux et pour le tas de 112 q. m. 15^f,525.

La valeur du combustible est :

Bois,	10 ^{me} ,40 à 1 ^f ,11.	14 ^f ,66	} 16 ^f ,24
Charbon,	0 ^{me} ,79 à 2 ^f ,00.	1 ^f ,58	

Les frais de grillage de 112 q. m. de matte, à deux feux, s'élèvent donc à 29^f,765, soit pour 1.000 k. à 2^f,656.

Le grillage au four à réverbère, même en ne tenant pas compte de la pulvérisation, coûterait au moins trois fois autant.

On a besoin de griller partiellement, avant de les fondre, une certaine quantité de minerais pyriteux pauvres en argent, et surtout les pyrites de fer, employées pour produire les mattes, soit dans le traitement des minerais pauvres, soit dans la fonte des scories riches en or. Les grillages ne peuvent être faits

Grillage en tas des minerais pauvres en argent et des pyrites.

qu'en grands tas, et par conséquent à l'air libre et à un seul feu.

La quantité de minerais grillés en un tas est aussi forte que possible; elle varie de 1.000 à 7.000 centner, 560 à 3.920 quint. métr.

Les tas sont composés de couches alternantes de bois de charbon et de minerais: ils ont la forme de pyramides à base rectangulaire allongée, tronquées au sommet.

Sur le sol bien tassé on étend d'abord une mince couche de fumées, retirées des chambres de condensation, destinées à être agglomérées par la demi-fusion des minerais, produite par le grillage. Par-dessus on dispose deux rangées parallèles de bûches, puis une couche de minerais; deux nouvelles rangées, parallèles aux premières, de bois et de charbon; enfin le reste des minerais et des schlichs.

Pour un tas de 2.000 centner = 1.120 q. m. la hauteur est d'environ 1^m,580, et la base a 5^m,79 sur 11^m,06.

On a soin de ménager dans toute la hauteur deux cheminées, au tiers de la longueur, et de placer le charbon à côté d'elles afin de faciliter l'allumage.

Pour des quantités plus grandes de minerais et schlichs, on compose les tas de huit couches alternantes au lieu de quatre. Ces grands tas sont principalement en usage pour les pyrites: on ne place pas de fumées sur le sol.

L'allumage est fait par les cheminées, et la combustion doit commencer activement: le bois est brûlé en moins de trois jours; il faut ensuite de cinq à sept semaines pour que le feu soit terminé.

Dans ces grillages la combustion du bois et du soufre développe assez de chaleur pour fondre, ou au moins

pour agglomérer en partie les minerais; il en résulte un grand avantage pour les fontes; on a moins de matières pulvérulentes à passer dans les fourneaux, et l'agglomération empêche l'oxydation d'être complète; les minerais grillés peuvent encore donner une forte proportion de matte. Les circonstances atmosphériques ont du reste une influence trop grande sur le grillage pour qu'on puisse assigner d'avance, avec exactitude, la proportion de matte à laquelle donnera lieu une certaine quantité de minerais grillés.

Le grillage en grands tas revient à très-bon compte. Pour la construction des tas, pour la conduite du feu, on paye 0',057 par quintal métrique. Nous n'avons pas à considérer ici le transport aux fourneaux, parce que ces transports sont à la charge des opérations dans lesquelles sont fondues les minerais grillés.

La quantité de bois et charbon employés dans le grillage, dépend des dimensions du tas et de la nature des minerais grillés.

Prenons pour exemple un tas de 2.000 centner = 1.120 q. m., et des minerais assez pyriteux, il faudra de 50^{mc},627 à 54^{mc},036 de bois et 2^{mc},358 de charbon de bois.

Les frais sont, d'après ces nombres:

Pour 2.000 centner ou 1.120 q.m. de minerais et schlichs,	
main-d'œuvre à l'entreprise.	41',70
Bois, 50 ^{mc} ,351 à 1',41.	45',59
Charbon, 2 ^{mc} ,358 à 2',00.	4',716
Total des frais.	92',006

Soit par 1.000 kil. 0',821

Il est assez intéressant de rapprocher les frais de grillage, dans les trois circonstances différentes que nous venons d'examiner.

Le grillage de 1.000 k. de mattes, minerais et schlichs, coûte :

- 1° Au réverbère. 6^f,50
- 2° En tas de 200 centner sous un hangar. 2^f,656
- 3° En grand tas, à l'air libre. 0^f,821

Ces nombres posés, il est facile de se rendre compte des matières qu'il conviendra de griller par l'un ou par l'autre de ces trois procédés. Il faudrait encore une autre donnée pour éclairer complètement la question, ce serait la perte réelle en métaux précieux que les grillages font éprouver. Ainsi que nous l'avons dit précédemment, cette perte n'a pas été déterminée, et il paraît même fort difficile de l'évaluer avec une approximation convenable.

Fonte
des minerais
pauvres.

Fonte des minerais pauvres (Armverbleiung). — Cette fonte est une opération complexe; on doit concentrer d'abord dans une matre tous les métaux utiles contenus dans le lit de fusion; la matre est ensuite soumise, dans le creuset du fourneau, à l'action du plomb métallique pauvre.

Elle donne trois produits :

- 1° Du plomb bon à coupeller, contenant de $\frac{1}{3}$ à $\frac{1}{2}$ de l'argent, et de $\frac{1}{2}$ à $\frac{2}{3}$ de l'or des minerais fondus;
- 2° Une matre renfermant le reste des métaux utiles;
- 3° Des scories pauvres.

Les minerais passés dans cette fonte ont des gangues difficilement fusibles; pour obtenir des scories bien fluides, il faut produire une température très-élevée; aussi emploie-t-on les demi-hauts-fourneaux ou même les hauts-fourneaux, suivant qu'on doit fondre une

proportion plus ou moins forte de pyrites grillées (1).

Les dimensions principales des fourneaux en usage dans le district de Nagybánya sont les suivantes :

Fourneaux.

	Hauts- fourneaux.	Demi-hauts- fourneaux.
Hauteur de la pierre de fond au gueulard.	5,572 à 6,952	3,792
Largeur à la face de vent.	1,367	1,105
Largeur à la poitrine.	0,894	0,789
Profondeur du fourneau.	0,947	0,894

Les hauts-fourneaux ont deux tuyères, qui sont placées à des hauteurs différentes :

Hauteur de la tuyère supérieure.	0 ^m ,684
Inclinaison.	1°
Hauteur de la tuyère inférieure.	0 ^m ,578
Inclinaison.	2°

Les tuyères avancent de 0^m,13 dans les fourneaux.

Distance horizontale des tuyères : 0^m,316.

Dans les demi-hauts-fourneaux, la tuyère est placée à la hauteur de 0^m,526; elle est inclinée de 2°, et avance encore de 0^m,13 dans l'intérieur.

La sole en brasque des fourneaux prend naissance à quelques pouces en dessous des tuyères, et présente une surface inclinée vers le bassin ou creuset, profond de 0^m,473.

Le creuset communique par un canal inférieur, fermé pendant la fonte par un tampon d'argile, avec un bassin de coulée, également en brasque, dans le sol de l'usine.

Les chemises des fourneaux sont en briques réfractaires, et le massif extérieur en porphyre (*grünstein*). — Les armatures, assez légères, sont en fer forgé.

(1) Les pyrites apportent dans le lit de fusion l'oxyde de fer qui facilite la fusion des gangues siliceuses, et en même temps le soufre nécessaire à la formation de la matre. Quand les minerais contiennent une forte proportion d'oxyde de fer, la fonte doit être faite au demi-haut-fourneau.

Le vent est lancé par des soufflets pyramidaux en bois, mis en mouvement par des roues hydrauliques : on n'a pas cherché à évaluer la pression ni la quantité de vent lancée par minute. Enfin pour le chargement, on dispose les lits de fusion sur un plancher au niveau des gueulards, et on monte les matières sur des plans inclinés et à la brouette.

Le haut-fourneau de 6^m,952 est employé seulement à Kapnik ; à Fernesy on préfère les demi-hauts-fourneaux, parce qu'on peut passer une proportion bien plus forte de pyrites aurifères ; les scories, plus riches en oxyde de fer, sont bien plus fusibles. On admet que la perte en argent et en or est plus grande dans les hauts-fourneaux.

Personnel.

Les ouvriers sont distribués par poste de douze heures.

Un haut-fourneau exige par poste :

Un fondeur, payé 1^f,126 ;

Trois aides, payés 0^f,667 et 0^f,834.

Il faut en outre, pour enlever et apporter les matières, minerais, mattes, charbon, scories, huit hommes à 0^f,71.

La réparation des outils occupe un forgeron.

Il ne faut donc pas moins de dix-sept hommes pour le service d'un haut-fourneau, et la somme de leurs salaires, pour une journée de vingt-quatre heures, s'élève à 13^f,552.

Pour un demi-haut-fourneau, chaque poste se compose de :

Un fondeur, payé 1^f,126 ;

Deux aides, payés 0^f,667 et 0^f,834.

Il faut encore huit hommes pour le service des transports ; un forgeron peut suffire pour deux fourneaux.

Pour une journée de vingt-quatre heures, un demi-

haut-fourneau emploie donc quatorze hommes et demi, dont les salaires s'élèvent à la somme de 11^f,484.

On passe dans la fonte pauvre les minerais qui sont pauvres en or et en argent, c'est-à-dire ceux qui contiennent moins de 125 grammes d'argent aurifère aux 100 kilogrammes, et moins de 78^s,12 d'or par kilogrammes d'argent aurifère.

On associe aux minerais des matières plombeuses, et on choisit les plus pauvres de celles que produisent les cupellations.

Dans le but de rendre les opérations régulières, on prépare une avance de minerais assez considérable, pour que la composition des lits de fusion reste constante le plus longtemps possible. Les conditions qui doivent être satisfaites sont assez nombreuses, et rendues encore plus difficiles à remplir, parce que les usines reçoivent des minerais de provenances très-diverses, et qui diffèrent entre eux par leur nature et par leurs gangues.

Il faut composer les lits de manière à ce que tous les minerais reçus soient fondus, en produisant des scories fusibles, convenablement siliceuses, et une quantité de matte proportionnée à la richesse des minerais.

Il faut en outre faire une séparation entre les minerais très-pauvres en or et ceux qui renferment une proportion notable de ce métal, afin de les passer dans des campagnes différentes. A l'usine de Fernesy, on adopte comme point de séparation la richesse de 10 denär d'or par marc d'argent aurifère (59^s,06 d'or par kil. d'argent). Il en résulte pour les minerais qui doivent être fondus dans les *armverbleiung* deux classes, qu'on pourrait distinguer par les noms de minerais riches, minerais pauvres en or ; les premiers donnant de l'argent aurifère tenant de 10 à 20 denär

Composition
des lits de fusion
(Beschickung).

d'or par marc, 39^s,06 à 78^s,12 par kilo, les seconds de 0 à 10 denär (1).

L'association des minerais grillés avec les minerais non grillés en proportions convenables, exige en même temps une longue expérience et de grands approvisionnements.

A l'usine de Fernesy, que nous allons considérer la première, le lit de fusion se compose en général de :

Minerais et schlichs d'argent.	16 à 20	} 100
Minerais et schlichs pyriteux grillés. .	84 à 80	

Sous le titre de minerais et schlichs d'argent se trouve comprise une certaine quantité de produits plombeux et argentifères pauvres, provenant soit du bureau d'essai, coupelles, etc., soit de la coupellation, débris de soles et de fourneaux. Ils apportent dans le lit de fusion 1 à 2 pour 100 de plomb.

On doit en outre ajouter comme fondant une proportion variable de calcaire, environ 10 à 12 pour 100.

Plus rarement les minerais sont calcaires, et le quartz est nécessaire en faible proportion.

On n'ajoute des scories que la proportion nécessaire pour former et entretenir les nez des tuyères : on emploie toujours celles de la *Reichverbleiung*, qui sont un peu riches en or.

Il faut bien remarquer cette absence des scories, qui contraste avec leur emploi constant dans les traitements métallurgiques ordinaires. Pour les minerais aurifères il importe de diminuer autant que possible la proportion

(1) La raison de cette séparation est celle que nous avons indiquée précédemment ; les minerais contenant plus de 10 denär d'or par marc d'argent aurifère donnent des scories assez riches en or pour qu'il y ait quelquefois avantage à les traiter, en les mêlant avec les scories riches de la *Reichverbleiung*, dans la fonte des scories.

des scories produites, parce qu'elles retiennent toujours une quantité notable de l'or. Nous verrons plus loin que dans le district de Schemnitz, où l'or est en proportion plus faible, les scories entrent dans tous les lits de fusion et souvent en grande quantité.

Le plomb pauvre est ajouté dans le creuset, dans la proportion de 5 à 6 p. 100 de minerais, au moins de 200 pour 1 d'argent aurifère.

On peut fondre dans un haut-fourneau et dans une semaine environ 336 q. m. de minerais, tandis que dans un demi-haut-fourneau on ne peut guère passer plus de 196 q. m. Quant aux résultats obtenus dans les deux appareils, nous citerons les deux fontes faites en 1847 à l'usine de Fernesy.

PREMIER EXEMPLE. *Armverbleiung*, dans un haut-fourneau, on a fondu en 128^l,80 :

	q. m.	Argent aurifère. k.	Or. k.
Minerais grillés.	5.115,78	116,2175	10,01
Minerais non grillés. . .	1.097,75	68,705	0,357
Somme.	6.213,53	184,9225	10,367
Soit pour 1.000 kil.		0,2975	0,01665

On a employé pour la désargentation, plomb pauvre ajouté dans le creuset par l'œil du fourneau, dans la proportion de 191 de plomb pour 1 d'argent aurifère : 362^l,88 tenant 5^k,294 d'argent aurifère et 0^k,217 d'or.

On a employé comme fondant 15 p. 100 de calcaire.

Les produits obtenus ont été :

	q. m.	Argent aurifère. k.	Or. k.
Plomb d'œuvre.	318,08	67,095	5,50
Matte.	991,20	89,076	} 5,517
Crasses.	221,20	5,35	
Somme de métaux précieux obtenus.		161,521	11,017
Métaux précieux contenus dans les minerais et dans le plomb pauvre..		190,2165	10,584

Ces nombres conduiraient à une perte considérable sur l'argent, un peu plus de 15 p. 100 de l'argent contenu dans le lit de fusion, et au contraire à une augmentation pour l'or.

Nous ferons observer ici, une fois pour toutes, qu'il est impossible de prendre les échantillons des minerais et des produits avec assez de soins pour qu'ils représentent exactement les richesses, et de plus que les procédés d'essai pour argent et pour or n'ont pas une grande exactitude. Aussi ne faut-il pas prendre à la lettre les nombres inscrits sur les registres des usines, comme représentant les pertes en métaux dans les opérations métallurgiques, mais bien seulement les richesses approximatives des différents produits, et comme donnant, par suite, des indications utiles sur la répartition des métaux précieux dans le plomb métallique et dans les mattes. Ainsi, par exemple, les seules indications utiles qui nous paraissent ressortir des nombres précédemment cités sont :

1° La proportion de plomb métallique perdu ou passé dans la matte est d'environ 12 p. 100 du plomb employé.

2° Dans le plomb d'œuvre on obtient 35 p. 100 de l'argent et 50 p. 100 de l'or contenus dans le lit de fusion.

Le plomb d'œuvre est assez riche pour mériter la coupellation, et renferme par 1.000 kil. argent 2^k,110, or 0^k,979.

3° La matte est obtenue dans la proportion de 16 p. 100 des minerais fondus : sa richesse est de 0^k,910 d'argent et 0^k,055 d'or pour 1.000 kil.

La matte et les crasses renferment environ 0,60 de l'argent et 0,50 de l'or du lit de fusion.

Les scories ont été considérées comme pauvres et jetées.

La consommation de charbon de bois est d'environ 0^m,551 par quintal métrique, soit 649 kil. de charbon pour 1.000 kil. de minerais.

Les frais principaux de l'opération sont les suivants.

Pour 1.000 kil. de minerais fondus :

Charbon.	649 kil. à 1 ^f ,20 les 100 kil.	7 ^f ,788
Calcaire.	150 kil. à 0 ^f ,417 —	0 ^f ,625
Main-d'œuvre.	3 ^f ,541.	2 ^f ,820
Total des frais.		11 ^f ,235

DEUXIÈME EXEMPLE. *Armverbleining*, dans un demi-haut-fourneau, on a fondu en 156 jours :

	q. m.	Argent aurifère. k.	Or. k.
Minerais grillés. . .	5.682,10	57,356	5,85
Minerais d'argent. .	841,74	51,975	0,28
	4.523,84	109,331	6,110
Soit pour 1.000 kil.		0,2416	0,0135

Les minerais étaient par conséquent plus pauvres que ceux traités au haut-fourneau. On a mis dans le creuset pour désargentifier la matte : plomb pauvre 265^m,44 tenant argent aurifère 1^k,873, ou 0^k,070.

Le plomb a été employé par conséquent dans la proportion de 258 pour 1 d'argent aurifère, plus grande que dans le cas précédemment considéré. Il est du reste de règle de mettre dans le creuset une proportion de plomb d'autant plus grande que les minerais sont plus pauvres.

Comme fondant on a mis 16 p. 100 de calcaire.

Produits obtenus :	q. m.	Argent aurifère. k.	Or. k.
Plomb d'œuvre. . . .	240,24	45,045	3,432
Mattes.	666,40	46,655	2,645
Crasses.	168,00	2,625	
Produits obtenus.	1.074,64	94,325	6,077
Métaux contenus dans le lit de fusion.		111,204	6,180

Charbon.

Frais.

Dans ce cas encore la perte en argent a été très-forte, supérieure à 15 p. 100 de l'argent contenu, et bien qu'on ne puisse pas admettre ce chiffre comme certain, on doit le considérer comme une évaluation approchée de la perte, qui est à peu près la même dans les deux exemples cités.

Nous ferons comme précédemment quelques remarques sur les résultats obtenus.

1° La proportion du plomb métallique perdu ou passé dans la matte est de 9,50 p. 100.

2° Le plomb d'œuvre obtenu contient pour 1.000 kil. argent aurifère 1^k,875, ou 0^k,1428. Il renferme 0,405 de l'argent et 0,565 de l'or contenus dans le lit de fusion.

Ces proportions sont notablement plus fortes que celles obtenues dans l'exemple précédent, et sont en rapport avec la plus grande proportion de plomb employée,

3° La matte est produite dans le rapport de 14,73 p. 100 des minerais fondus : elle retient environ 0,50 de l'argent et 0,44 de l'or du lit de fusion : sa richesse est de 0^k,700 d'argent et 0^k,039 d'or pour 1.000 kilogrammes.

Les scories ont été assez pauvres pour être jetées.

Charbon. On a brûlé pour 1.000 kil. de minerais 4^{m^c},740 kil. de charbon de bois.

Frais. Les frais principaux de la fonte au demi-haut-fourneau ont été pour 1.000 kilogrammes de minerais fondus :

Charbon,	740 kil. à 1 ^{fr.} ,20 . . .	8,880
Calcaires,	160 kil. à 0,419 . . .	0,667
Main-d'œuvre,	4 ^{fr.} ,85	3,828
Somme des frais.	13,375

Ainsi les frais de fonte sont plus élevés quand on em-

ploie les demi-hauts-fourneaux ; la différence est de 2^{fr.},142 pour 1.000 kilogrammes de minerais, c'est-à-dire plus de 18 p. 100.

Nous avons encore une observation à présenter sur la richesse en plomb et en cuivre des mattes obtenues dans le traitement au haut-fourneau, le matte obtenue contenait, pour 100 :

Plomb	2,71
Cuivre	0,68

et dans la fonte au demi-haut-fourneau :

Plomb	2,02
Cuivre	0,241

En général la matte contient 2 à 3 p. 100 de plomb et de 1/4 à 3/4 p. 100 de cuivre.

La fonte des minerais pauvres donne, outre les produits que nous venons de considérer, une certaine quantité de fumées, recueillies dans les chambres : elles sont très-pauvres en argent et en or : on doit les considérer, non pas comme des fumées, mais bien plutôt comme des matières fines, entraînées par le vent, et plus ou moins altérées par le gaz, avec lesquels elles sont en contact à une température élevée.

Nous n'insisterons pas sur la mise en feu, le mode de chargement et de coulée, etc., opérations toutes bien connues des métallurgistes.

La durée des campagnes est ordinairement assez longue, trois semaines au demi-haut-fourneau, et six semaines au haut-fourneau.

Fonte des minerais riches (Reichverbleiung). — Le but de cette fonte est encore de réunir dans du plomb métallique la plus forte proportion possible des métaux précieux, et de concentrer le reste dans une faible quantité de matte. Comme on opère sur des minerais

Durée
des campagnes.

plus riches, on doit produire le plomb dans le fourneau lui-même, et non plus seulement introduire ce métal par l'œil pour le mettre en contact avec la matte déjà produite : c'est-à-dire qu'on passe dans le lit de fusion une proportion assez grande de matières plumbeuses oxydées. La perte en plomb est considérable, mais elle est plus que compensée, quand on opère sur des minerais assez riches, par la diminution de la perte en métaux précieux dont la majeure partie est obtenue, dès la première fonte, en combinaison avec le plomb métallique.

Pour diminuer, autant que possible, la perte en plomb, on fond dans des demi-hauts-fourneaux avec une faible pression de vent : on recueille les fumées dans des grandes chambres de condensation. Les dimensions principales des fourneaux sont celles que nous avons données précédemment en parlant de la fonte des minerais pauvres.

La limite de richesse des minerais, à laquelle ce mode de traitement devient avantageux, est 125 gr. d'argent aurifère par 100 kilogrammes. Parmi les minerais plus riches, on fait avec grand soin la distinction de ceux qui sont très-aurifères et de ceux qui sont pauvres en or. On fond ensemble les minerais riches en or, et ensemble ceux qui sont pauvres, quelle que soit leur teneur en argent. Nous avons déjà donné précédemment la raison de cette séparation ; avec les minerais riches en or, les scories sont presque toujours assez riches pour être traitées de nouveau avec avantage. La limite est fixée à 10 denär d'or par marc d'argent aurifère, 39^s,06 par kilogramme.

On a toujours à l'usine de grands approvisionnements de minerais, ce qui permet d'obtenir la régularité désirable dans la fonte. On ne passe dans le lit de

fusion que la quantité de scories nécessaire pour former et entretenir le nez.

La quantité de minerais de plomb et de matières plumbeuses oxydées dans le lit de fusion dépend : de la quantité de ces minerais et matières qu'on peut se procurer, et surtout de la richesse en argent et en or des minerais traités. On emploie une proportion de matières plumbeuses d'autant plus grande que les minerais d'argent sont plus riches. Les proportions suivantes sont le plus ordinairement adoptées :

Minerais et schlichs riches en argent	55 à 60
Matte riche de la fonte pauvre, grillée	15 à 30
Minerais de plomb grillés et matières plumbeuses oxydées	40 à 80

On ajoute comme fondant, une quantité de calcaire variable avec la nature plus ou moins quartzeuse des gangues ; et comme réductif, une certaine proportion de fonte en grenailles ; elle augmente le rendement en plomb et même la proportion d'argent et d'or qui passent dans le plomb métallique.

Les minerais de plomb, ainsi que la plus grande partie des pyrites, doivent être grillés, afin que la proportion de matte obtenue ne soit pas trop grande, dans le but d'agglomérer une grande partie des matières, et de ne pas avoir tout un lit de fusion pulvéru-lent. Les grillages sont faits au four à réverbère, en recueillant les fumées et les matières fines entraînées dans des chambres de condensation.

Les produits principaux de la fonte sont :

1° Du plomb d'œuvre, assez riche pour être coupellé, dans la proportion de 75 à 80 p. 100 du plomb contenu dans le lit de fusion, tenant de 70 à 75 p. 100 de l'argent et 95 à 98 p. 100 de l'or des minerais et matières fondues.

Lit de fusion.

Produits.

2° Une matte, obtenue dans la proportion de 10 à 12 p. 100, assez pauvre en argent et surtout en or, et plus ou moins riche en cuivre; elle tient ordinairement :

Plomb.	10 à 20 p. 100
Cuivre.	1 à 3
Argent aurifère. . .	62 ^s ,50 à 125 gr. aux 100 kil.

3° Des scories pauvres en plomb et en argent plus ou moins aurifères.

4° Des crasses, débris divers et fumées qui sont traitées dans les opérations auxquelles leur richesse les rend plus convenables.

Dans une semaine, on peut fondre de 196 à 224 q. m. de minerais et schlichs en brûlant 1^{me},754 à 2^{me},105 de charbon pour 1.000 kilogrammes.

La durée des campagnes varie de quinze jours à trois semaines.

Personnel.

Le nombre des ouvriers est le même que pour la fonte des minerais pauvres au demi-haut-fourneau. En vingt-quatre heures, on emploie 14 1/2 journées d'ouvriers, dont le prix s'élève à 11^l,484.

Exemple de la fonte des minerais riches à l'usine de Fernesy, en 1847. — En 187 jours, on a fondu :

	Plomb.	Cuivre.	Arg. aurif.	Or.
	q. m.	q. m.	q. m.	k
Minerais de plomb grillés.	2.951,99	876,830	» 191,074	6,352
Minerais d'argent.	958,129	»	» 319,515	0,753
Matte de la fonte pauvre grillée.	1.059,92	27,384	2,178	75,461
Produits plombeux oxydés.	451,76	240,464	»	11,985
	5.561,799	1.144,678	2,178	598,055
Soit pour 1.00 kil.	213 ^k ,47	0 ^k ,40	1 ^k ,114	0 ^k ,0225

Rapport du plomb à l'argent aurifère : 191 : 1.

La proportion du plomb est donc, à peu près, la même que dans les exemples précédemment considérés de fontes des minerais pauvres; le mode d'emploi du plomb est seul différent.

On a dû ajouter comme fondant 12 p. 100 de calcaire, et comme agent de réduction 4 p. 100 de grenailles de fonte.

Produits obtenus :

	Plomb.	Cuivre.	Argent aurif.	Or.
	q. m.	q. m.	k.	k.
Plomb d'œuvre.	815,56	»	76,288	13,580
Matte.	490,56	98,72	5,208	88,20
Crasses.	301,28	51,88	»	14,89
Métaux contenus dans les produits.	965,96	5,208	579,378	13,7637
Mét. contenus dans le lit.	1.144,678	2,178	598,055	11,960

D'où résultent : perte sur le plomb, 178^{qm},718; sur l'argent, 18^k,657, et une augmentation considérable sur le cuivre et sur l'or. Ces deux augmentations ne doivent pas surprendre, en raison de l'imperfection des essais, laquelle ne permet pas de doser, avec un peu d'approximation, ces deux métaux, qui existent, en quantités très-faibles, dans les minerais et matières.

Les conséquences à tirer des nombres précédents sont :

1° La perte en plomb est considérable; elle dépasse 15 p. 100 de la quantité indiquée par les essais.

Le plomb d'œuvre, obtenu dans la proportion de 71 p. 100 du plomb contenu dans les matières fondues tient 0.78 de l'argent et la presque totalité de l'or.

Sa richesse, par 1.000 kilogrammes, est de :

Argent.	5 ^k .844
Or.	0 ^k ,1665

2° La matte est produite dans la proportion de 0,0915

des matières fondues; elle contient, pour 1.000 kilogrammes :

Plomb.	201 ^k ,00
Cuivre.	10 ^k ,58
Argent.	1 ^k ,79

Elle est très-pauvre en or, et prend 0,086 du plomb et 0,147 de l'argent du lit de fusion.

3° Une certaine quantité de plomb et d'argent se trouve dans les crasses, débris de fourneaux, fumées, etc., qui rentrent dans les différentes opérations du traitement. On n'a pas indiqué dans les registres la richesse en métaux des scories; elles ne contiennent certainement pas moins de 3 p. 100 de plomb.

Frais pour 1.000 k.
de minerais
et matières
plombeuses.

Les nombres qui précèdent permettent de calculer les principaux frais de cette fonte.

On a fondu par semaine 208 q. m. de minerais et de matières plombeuses. La fonte de 1.000 kilogrammes a exigé :

	fr.
Charbon.	388 ^k ,50 à 1 ^k ,20. 4,656
Calcaire.	120,00 à 0,417. 0,500
Grenaille de fonte.	40,00 à 11,150. 4,460
Main-d'œuvre.	4,879. 3,864

Total des frais principaux. 13,480

Si l'on évitait l'emploi des grenailles de fonte, on pourrait diminuer notablement ces frais; mais l'expérience a démontré que cette économie serait mauvaise, que la proportion de plomb, d'argent et d'or, passant dans la matre, serait plus grande, et par suite, la perte en métaux plus forte.

Nous avons rapporté les frais à 1.000 kilogrammes de matières fondues; il est bon de mettre en évidence les frais pour 1.000 kilogrammes de minerais et matre seulement: ils s'élèvent dans ce cas à 12^f,293.

Traitement des mattes produites dans les deux fontes des minerais. — Nous avons indiqué précédemment que le traitement des mattes dépend de leur richesse, laquelle est variable avec la proportion dans laquelle elles sont obtenues.

Les mattes produites par les deux premières fontes sont en partie passées, après grillage, dans l'une ou dans l'autre de ces fontes. Cela se fait toutes les fois que, par leur richesse en or et en argent, les mattes se rapprochent, soit des minerais pauvres, soit des minerais riches.

Dans le cas des mattes très-pauvres, produites dans la fonte pauvre, on répète sur elles la première opération. Enfin, dans le cas exceptionnel où les premières mattes sont très-riches en cuivre, on les garde pour l'opération en fonte spéciale des mattes cuivreuses aurifères et argentifères nommée la *kupfer auflösung*.

Assez ordinairement, les mattes doivent être traitées dans une fonte spéciale analogue à la fonte des minerais pauvres ou à la fonte des minerais riches, suivant la nature des mattes. Les mattes sont grillées en tas et à deux feux et fondues ensuite, soit avec un mélange de matières plombeuses oxydées, soit sans addition de ces matières, mais avec action ultérieure du plomb pauvre dans le creuset sur la matre concentrée produite. Dans le cas où les mattes ont une richesse moyenne, on fait agir le plomb de deux manières; c'est-à-dire, on ajoute au lit de fusion une certaine quantité de matières plombeuses oxydées, et on met du plomb pauvre dans le creuset par l'œil de la poitrine.

Nous allons considérer d'abord les deux opérations qui constituent le traitement spécial des mattes, fonte après grillage, dans un demi-haut-fourneau.

Fonte de la matte des minerais pauvres. Armverbleiung-lech schmelzen. — Les mattes sont grillées en tas sous un hangar, et à deux ou trois feux, suivant qu'elles sont plus ou moins riches en cuivre.

Nous rappellerons ici que les frais de grillage s'élèvent à 2^f,656 pour 1.000 kilogrammes et pour 2 feux.

Ils seraient de 4^f,122 pour 1.000 kilogrammes et pour 3 feux.

On ne tient pas compte de la perte de poids au grillage.

La fonte des mattes grillées est faite dans un demi-haut-fourneau, dont les dimensions et la disposition sont à peu près celles des fourneaux qui servent à la fonte riche. La principale différence est dans la position et dans l'inclinaison de la tuyère; elle est placée à la hauteur de 0^m,421 seulement et inclinée de 3 degrés.

La fonte est conduite, comme toutes les précédentes, à gueulard, tuyère et œil obscurs.

La composition du lit de fusion est très-variable avec la richesse des mattes en argent et en cuivre. Dans le cas de mattes riches en argent, on les mélange avec

15 à 20 p. 100 de litharges riches,

40 à 50 p. 100 de scories riches, provenant de la fonte riche des minerais.

Il faut remarquer cette addition de scories; on les passe en aussi forte proportion que possible, et on choisit celles qui sont les plus riches en or. Non-seulement on peut les ajouter sans inconvénient, mais on y trouve un avantage. Comme les mattes sont toujours plus pauvres en or que les minerais eux-mêmes, parce que, dans la première fonte, le plomb sépare la plus grande partie de l'or, la fusion des scories riches avec les mattes tient lieu d'un traitement spécial des scories.

On peut fondre en même temps que les mattes une

Lit de fusion
Beschickung).

certaine proportion de minerais d'argent, mais à la condition qu'ils ne soient pas aurifères; cette addition a l'avantage d'introduire dans le lit de fusion les matières quartzeuses nécessaires à la scorification de l'oxyde de fer. L'introduction de minerais aurifères aurait l'inconvénient de donner des scories encore riches en or, et que par suite, il faudrait encore traiter.

On peut fondre dans une semaine 190^m,40 à 196 q. m. de minerais d'argent et mattes grillées en consommant 2^{mc},10 = 388^k,50 de charbon par 1.000 kilogrammes de mattes et minerais.

Le personnel est le même que pour la fonte des minerais riches, et payé par poste. Pour une journée de vingt-quatre heures, il faut 14 1/2 postes d'ouvriers, 11^f,484.

La fonte des mattes donne les produits suivants :

1° Plomb d'œuvre, assez riche pour être coupellé; il tient ordinairement de 312^s,50 à 531^s,25 d'argent aurifère par 100 kilogrammes. On l'obtient dans la proportion de 85 à 90 p. 100 en plomb contenu dans les litharges.

2° Matte pauvre en argent, nommée *armverbleiung-repetitions lech*, dans la proportion de 18 à 20 p. 100 des mattes fondues : sa richesse varie entre les limites suivantes :

	gr.	gr.	
Argent très-peu aurifère.	93,75	à	187,50 p. 1000 kil.
Plomb.	10,00	à	15,00 —
Cuivre.	8,00	à	20,00 —

3° Des crasses et résidus divers du traitement, toujours un peu plus pauvres que les mattes elles-mêmes.

4° Des scories très-pauvres en argent et en or, et rendant à l'essai :

1/2 à 2 1/2 p. 100 en plomb ;

1/4 à 1/2 p. 100 de cuivre.

Personnel.

Produits.

Elles seraient d'un traitement difficile et sont jetées. Le traitement ultérieur des mattes dépend beaucoup de leur richesse en cuivre. Quand elles sont pauvres en cuivre et encore assez riches en argent, elles doivent être grillées et fondues une seconde fois avec des scories et du plomb pauvre ajouté dans le creuset; cette opération a pour but et pour résultat de concentrer le cuivre et d'enlever les métaux précieux; en les faisant passer dans du plomb d'œuvre, et de rendre la matte propre à la *kupfer auflösung*, traitement des mattes cuivreuses; mais il est rarement nécessaire de faire cette seconde fonte de mattes.

Les mattes données par la fonte des minerais pauvres sont quelquefois obtenues en proportion plus forte que d'ordinaire (1), et sont trop pauvres pour qu'on ait avantage à les traiter après grillage par addition de matières plumbeuses oxydées. On les traite dans ce cas comme les minerais pauvres, en les fondant avec des minerais d'argent et une proportion plus ou moins grande de scories, puis faisant agir du plomb pauvre sur la matte produite.

Quand on a fondu des minerais riches en cuivre, ou que, par suite d'un trop complet grillage, la première matte n'a été produite qu'en très-faible proportion, cette matte est assez riche en cuivre, en argent, et même quelquefois en or. Elle est alors mise de côté pour la fonte spéciale dite *kupfer auflösung*, ou même quelquefois pour la fonte de la matte provenant de la *kupfer auflösung*.

En résumé, une partie des mattes de la fonte des minerais pauvres est passée dans les fontes des minerais

(1) Quand le grillage des mattes a été trop rapide, elles contiennent après les deux feux ordinaires une trop forte proportion de soufre; la fonte donne alors beaucoup de mattes.

ou dans celles des mattes cuivreuses; une partie seulement exige un traitement spécial, lequel, comme pour les minerais, se compose d'une fonte de concentration avec addition de matières plumbeuses, quand la matte est riche, avec action de plomb métallique dans le cas contraire.

Nous donnerons, comme exemple de la fonte des mattes, les résultats obtenus à l'usine de Fernesy en 1847 pour des mattes pauvres en cuivre, assez pauvres en argent, riches en or.

Exemple
de la
fonte des mattes.

On a fondu, au demi-haut fourneau, en 20 jours :

	q. m.	q. m.	Argent. k.	Or. k.
Crasses et mattes grillées à 2 feux.	352,64	0,97	18,629	0,889
Minerais d'argent..	74,48	»	16,590	0,058
	407,12	0,97	35,219	0,927
Soit pour 1,000 kil.	2 ^k ,58	0 ^k ,865	0 ^k ,0227	

Ce mélange de minerais et de mattes grillées est notablement plus riche que le mélange des minerais pauvres, passés dans la *armverbleiung*, et plus riche en cuivre que les minerais passés dans la *reichverbleiung*. En raison de la richesse en or, on n'a pu passer qu'une très-faible proportion de scories de la *reichverbleiung*.

Pour désargentifier la matte produite, on l'a mise en contact dans le creuset avec du plomb pauvre.

Plomb, 67^{gm},20 tenant argent, 2^k,10.

Le rapport du plomb employé à l'argent aurifère contenu est donc 180 de plomb pour 1 d'argent aurifère, proportion un peu moindre que celle employée dans la fonte des minerais pauvres :

	q. m.	Plomb. q. m.	Cuivre. q. m.	Arg. aurif. k.	Or. k.	Produits.
Plomb.	63,84	»	»	28,95	0,7875	
Matte et crasses. . .	67,20	1,544	1,544	8,40	0,295	
Somme des produits.	131,04	65,184	1,544	36,35	1,0825	
Métaux contenus dans les matières traitées.			0,97	37,319	0,927	

On a employé 67^m,20 de plomb, on a retiré 65^m,184; la perte a été de 2^m,016, soit seulement 3 p. 100 pour l'argent; la perte s'est élevée à 0^k,989, soit 2.65 p. 100.

Remarques.

1° Le plomb d'œuvre est obtenu dans la proportion de 95 p. 100 du plomb ajouté; mais nous ferons observer qu'on n'a pas tenu compte du plomb contenu dans les mattes; les mattes nouvelles produites dans le fourneau n'ont pas, comme dans la fonte de minerais, à se saturer de plomb. Le plomb d'œuvre prend les 0,75 de l'argent et 0,80 de l'or contenus dans les matières traitées; sa richesse est de 4^k,575 d'argent et 0^k,123 d'or par 1.000 kilogrammes.

2° On n'a pas séparé dans les registres les mattes des crasses, leur somme produite dans la proportion de 16.53 p. 100 des mattes et minerais fondus. Elles tiennent les 0,224 de l'argent et 0,515 de l'or des matières fondues; leur richesse est de 1^k,25 d'argent et 0^k,044 d'or par 1.000 kilogrammes. Elles sont par conséquent plus riches que la moyenne des mattes et minerais traités, et aussi que les mattes seules.

Fonte des mattes provenant de la fonte des minerais riches (Reichverbleiung lech schmelzen). — Nous nous bornerons, pour ce traitement, à citer un exemple tiré des registres de l'usine de Fernesy pour l'année 1847, et qui se rapporte à des mattes assez riches.

On a fondu au demi-fourneau en 51 jours :

	Plomb.	Cuivre.	Arg. aurif.	Or.
	q. m.	q. m.	q. m.	k.
Crasses et mattes grillées.	1.086,40	196,87	7,98	140,675
Minerais d'argent.	134,96	»	»	6,195
Crasses et ressuage.	81,76	49,59	14,01	7,052
Litharges.	27,908	245,43	»	4,920
	1.582,20	489,89	21,99	158,832
Soit pour 1.000 kil.	310 ^k ,00	15 ^k ,90	1 ^k ,005	0,0581

Rapport du plomb à l'argent aurifère, 308 à 1. Rapport bien plus grand que celui employé dans l'exemple précédent du traitement de mattes pauvres par imbibition. Les mattes et crasses avaient été grillées à trois feux; leur richesse était assez grande; elles contenaient pour 1.000 kilogrammes: plomb 18^k,14, cuivre 7^k,35, argent 1^k,30, or 0^k,00526.

Comme le lit de fusion était très-pauvre en or, on a pu ajouter une certaine proportion de scories riches provenant de la *reichverbleiung*, 586 q. m. dont on n'a pas déterminé la richesse.

On a pu passer dans une semaine 300 q. m. du lit de fusion, soit seulement 181 q. m. de mattes, crasses et minerais. On a brûlé 368^k,50 de charbon pour 1.000 kilogrammes de minerais d'argent, mattes et crasses.

On a produit :

	Plomb.	Cuivre.	Arg. aurif.	Or.
	q. m.	q. m.	k.	k.
Plomb.	465,92	»	129,64	1,2857
Matte.	467,24	51,13	22,076	39,85
Métaux obtenus.	51,13	22,086	169,47	1,3567

Tandis que les métaux contenus dans les matières fondues pesaient. 489,89 21,99 158,852 0,6040

Ces nombres accusent une augmentation notable pour le plomb, le cuivre, l'argent et l'or, ce qui indique que les essais ont été faits avec assez peu d'exactitude: aussi pouvons-nous tirer de ces nombres les seules conséquences :

1° On a obtenu à l'état métallique 95 p. 100 du plomb contenu dans les matières fondues: le plomb d'œuvre a pris les 0,81 de l'argent et presque tout l'or. La richesse du plomb d'œuvre a été de 2^k,785 d'argent et 0^k,0275 d'or pour 1.000 kilogrammes;

2° La matte et les crasses (les registres ne tiennent compte que de la somme de deux produits) ont

été produites dans la proportion de 29 p. 100; elles ont concentré plus de 10 p. 100 du plomb, la totalité du cuivre, et 25 p. 100 de l'argent : leur richesse pour 1,000 kilogrammes est :

Plomb.	109 ^k ,00
Cuivre.	4 ^k ,75
Argent.	0 ^k ,856

La quantité d'or qu'elles renferment n'est plus appréciable.

Frais.

Nous allons indiquer maintenant les frais principaux du traitement des mattes, dans les deux exemples cités :

1° *Traitement des mattes provenant de la Armverbleiung.* — On a fondu en vingt jours 407^m,12 de mattes et minerais, soit par vingt-quatre heures 22 quintaux métriques. Pour fondre 1,000 kilogrammes, il a fallu 0^j,454.

Les frais principaux ont été :

Main-d'œuvre, 61,583. . . .	5 ^k ,234
Charbon, 388 ^k ,50 à 1 ^k ,20. . .	4 ^k ,662
Total.	9 ^k ,896

Il faudrait ajouter à ce nombre la valeur du plomb perdu par suite de l'opération. Nous ne pouvons pas en tenir compte, parce que les nombres inscrits sur les registres ne nous ont pas paru présenter le degré d'exactitude convenable.

2° *Traitement des mattes provenant de la Reichverbleiung.* — On a fondu en cinquante et un jours 1582^m,20 de mattes, crasses, minerais et litharges, soit par vingt-quatre heures 38^m,20 ou 26^m146, en considérant seulement les mattes et les minerais. Pour fondre 1,000 kilogrammes de mattes et minerais, il a fallu 0^j,377.

Les frais pour la fonte de 1,000 kilogrammes ont été :

Main-d'œuvre, 51,466. . . .	4 ^k ,329
Charbon, 368 ^k ,50 à 1 ^k ,20. . .	4 ^k ,662
Total.	8 ^k ,991

Les frais, ainsi mis en évidence, sont un peu moindres que dans le premier exemple; mais la perte en plomb a été certainement plus forte, parce que les matières plombeuses ont été introduites dans le lit de fusion, et cette perte devrait figurer dans des calculs comparatifs.

Traitement des mattes argentifères riches en cuivre (Kupfer auflösung). — Cette opération s'applique aux mattes et en général à tous les produits contenant une forte proportion de cuivre, de 8 à 20 p. 100, et riches en argent et même en or. Elle ne diffère des fontes précédemment considérées que par la quantité de matte qu'on cherche à obtenir. On fond les mattes cuivreuses, grillées à deux ou trois feux, avec une proportion de matières plombeuses oxydées d'autant plus forte que les mattes sont plus riches en cuivre et en argent, afin de retirer de cette fonte le plus possible de métaux précieux en combinaison avec le plomb.

On dispose ordinairement le lit de fusion de manière à ce qu'il contienne :

Pour 1 d'argent 450 à 500 de plomb.

On ajoute toujours une certaine proportion de grailles de fonte et des scories riches en cuivre; on choisit de préférence celles qui proviennent du traitement des mattes de la *Kupfer auflösung*.

La fonte est faite dans un demi-haut-fourneau; il est analogue à ceux qui servent aux fontes précédentes : la tuyère est peu élevée, seulement de 0^m,316. Le nombre des ouvriers est encore le même, c'est-à-dire

Traitement
des
mattes cuivreuses
(Kupfer-
auflösung).

que pour une journée entière il faut quatorze demi-postes d'ouvriers, payés ensemble 11^t,484. On peut passer dans une semaine de 196 quintaux métriques à 224 quintaux métriques de mattes et cuivre noir (matières cuivreuses), en consommant en charbon de 1^{mc},758 à 2^{mc},105, soit de 325^k,23 à 389^k,43 par 100 kilogrammes de matières cuivreuses.

Les produits de la fonte sont :

1° Du plomb plus ou moins pauvre en argent : il est obtenu dans la proportion de 80 à 90 p. 100 du plomb ajouté au lit de fusion, sa richesse en argent ne dépasse pas ordinairement 350 grammes pour 100 kil.

2° Une matte nommée *Kupfer auflösung lech*, dans la proportion de 40 à 50 p. 100 ; elle tient ordinairement :

Plomb	10 à 15 p. 100.
Cuivre	30 à 40 p. 100.
Argent	62 ^g ,50 à 78 ^g ,125 aux kil.

Elle est trop riche en argent pour être envoyée à Felsőbánya : elle passe encore à une désargentification,

3° Des crasses diverses, on les passe toutes dans la fonte elle-même.

4° Des scories qui rendent à l'essai plus de 1/2 p. 100 de cuivre ; elles sont utilisées dans la fonte des mattes riches en cuivre, et plus rarement dans la fonte elle-même.

Exemple de la Kupfer auflösung à l'usine de Fernesy en 1847. — On a fondu au demi-haut-fourneau en vingt-trois jours :

	q.m.	Plomb.	Cuivre.	Arg. aurif.	Or.
	q.m.	q.m.	q.m.	k.	k.
Mattes et crasses . .	481,60	65,57	34,98	58,597	0,0575
Cuivre noir	65,52	»	55,454	26,595	1,0395
	547,12	65,57	90,414	85,192	1,0970
Soit par 100 kil.	118,00	165,00	1,557	0,02	

On a passé comme matières plumbeuses oxydées :

Litharges	394 ^{gm} ,24	tenant plomb . . .	336 ^{gm} ,48
Argent aurifère . .	7 ^k ,427	— or	0 ^k ,179

Puis comme fondant et comme réductif :

Scories cuivreuses	170 q. m.
Grenailles de fonte	22

En négligeant les métaux contenus dans les scories, le lit de fusion contenait :

Plomb	401 ^{gm} ,65
Cuivre	90 ^{gm} ,414
Argent aurifère	92 ^k ,619
Or	1 ^k ,276

Rapport du plomb à l'argent aurifère : 435 : 1.

Les produits principaux ont été :

	Plomb.	Cuivre.	Arg. aurif.	Or.	Produits.
	q.m.	q.m.	q.m.	k.	k.
Plomb	508,00	308,00	»	75,00	1,2425
Matte	201,60	20,16	76,61	11,025	0,0350
Crasses	70,56	42,56	11,995	5,775	0,0180
Somme des métaux . .	570,72	88,605	91,800	1,2955	

D'après ces nombres, il y a eu perte notable sur le plomb, le cuivre et l'argent :

Sur le plomb 31^{gm},15, soit 7,74 p. 100 ;

Sur le cuivre 1^{gm},805, soit 2, p. 100 ;

Sur l'argent 0^{gm},819, soit 0,884 p. 100.

Le plomb est obtenu dans la proportion de 76,60 p. 100 du plomb contenu dans les matières fondues, et plus de 90 p. 100 de plomb ajouté dans les litharges. Il tient la presque totalité de l'or et 0,80 de l'argent contenus dans le lit de fusion.

La richesse du plomb par 1.000 kilogrammes est : argent 2^k,43 ; or 0^k,0405.

La matte séparée des crasses est obtenue dans la proportion de 36,80 p. 100 des mattes et cuivres noirs traités :

Richesse de la matte :

Plomb.	10 p. 100.
Cuivre.	38
Argent.	54 ^s ,70 aux 100 kil.

Les crasses paraissent avoir retenu une proportion assez forte de grenailles de plomb, auxquelles elles ont dû leur richesse en argent.

Frais. Frais principaux de la fonte des matières cuivreuses rapportés à 1,000 kilogrammes de ces matières.

On a fondu dans une semaine 167 quintaux métriques de mattes et cuivre noir, soit par vingt-quatre heures 25^m,85. Pour fondre 1.000 kilogrammes, il a fallu 0^d,41 :

	fr.
Main-d'œuvre. . . 61,081.	4,815
Charbon. 384 ^k à 1 ^l ,20 . . .	4,460
Ferrailles. . . . 40 ^s ,60 à 11 ^l ,15 . . .	4,530
Total.	15,805

Traitement des mattes de l'opération précédente.

Fonte
des mattes
de la Kupfer
auflösung.

— L'opération est nommée *Kupfer auflösung lech schmelzen*.

Les mattes obtenues dans la Kupfer auflösung sont très-riches en cuivre, puisqu'elles rendent ordinairement à l'essai plus de 50 p. 100 de ce métal; mais elles contiennent encore trop d'argent pour qu'on puisse les envoyer à l'usine de Felsöbanya; elles renferment en outre une quantité assez notable de plomb, qui serait nuisible, dans le traitement spécial pour cuivre. Il est donc important de faire subir à ces mattes une nouvelle fonte, dans laquelle on cherche à ramener à l'état métallique une certaine quantité de plomb par l'addition de grenailles de fonte, et en même temps à séparer une partie de l'argent, en mettant la nouvelle matte en contact, dans le creuset du fourneau, avec du plomb

métallique pauvre. On passe dans le lit de fusion des scories cuivreuses.

Le lit de fusion se compose ordinairement de :

- 100 parties mattes (non grillées, si elles sont très-riches en cuivre) ;
- 50 parties scories cuivreuses ;
- 5 parties grenailles de fonte.

On met dans le creuset et par l'œil, de 620 à 660 parties de plomb pauvre pour chaque partie d'argent.

La fonte est faite dans un demi-haut-fourneau, analogue à ceux qui servent pour toutes les fontes; la tuyère est élevée seulement de 0^m,287, et inclinée à 4°. On a soin de maintenir la tuyère et le gueulard parfaitement obscurs, et d'opérer la fusion à basse température, avec une faible pression de vent.

On peut passer par semaine au plus 196 q. m. de matte, en brûlant 589 kilogrammes de charbon pour 1.000 kilogrammes.

La fonte donne les produits suivants :

Produits.

1° Plomb impur et pauvre en argent, dans la proportion de 90 p. 100 du plomb ajouté. Il est employé pour la désargentification des mattes, mais après avoir été soumis à une liquation (*Saigern*) qui le débarrasse d'une partie du cuivre, de l'arsenic et de l'antimoine.

2° Matte cuivreuse, destinée à l'usine de Felsöbanya : elle est désignée sous le nom de *Entsilberung Kupferteck*, elle est produite dans la proportion de 80 p. 100 de la matte fondue, et contient :

Plomb.	3 à 4 p. 100.
Cuivre.	55 à 40
Argent.	15 ^s ,625 à 25 ^s ,457 aux 100 kil.

On ne considère pas comme possible d'enlever économiquement à cette matte une plus grande quantité

d'argent. Il en résulte une dernière cause de perte, qui s'ajoute à celles déjà très nombreuses des grillages et des fontes successives.

3° Crasses plus ou moins riches, qui sont toutes repassées dans l'opération.

4° Scories assez riches en cuivre, mais assez pauvres en plomb et surtout en argent; elles sont fondues dans les *Kupfer auflösung*.

Exemple de cette fonte à l'usine de Fernesy. — On a fondu en 9 jours :

	Plomb.	Cuivre.	Argent.	Or.
	q. m.	q. m.	h.	h.
Mattes grillées.	201,60	20,10	76,61	11,025
Soit pour 1.000 kil.	100 kil.	366 kil.	0,543	

On a employé comme fondant et comme réductif :

100 q. m. scories cuivreuses.

10 q. m. grenailles de fonte.

On a mis dans le creuset, pour désargentifier la matte :

Plomb pauvre. 179^{gm},65 tenant arg^t. 1^k,40 or. . . 0^k,0875

Les matières employées contiennent donc, en négligeant les métaux contenus dans les scories :

Plomb.	109 ^{gm} ,75
Cuivre.	76 ^{gm} ,61
Argent.	12 ^k ,425
Or.	0 ^k ,1225

Rapport du plomb à l'argent. 885 : 1.

Produits.

La fonte a donné les résultats suivants :

	Plomb.	Cuivre.	Argent.	Or.
	q. m.	q. m.	k.	k.
Crasses de liquation. . .	34,72	21,53	4,86	1,085
Plomb.	163,52	»	»	5,11
Matte.	165,20	»	70,207	6,80

On a donc obtenu, en métaux utilisables :

Plomb. . .	185,05	soit	92,5 p. 100	du plomb total.
Cuivre. . .	75,077	soit	97,9 p. 100	du cuivre.
Argent. . .	6,195	soit	50 p. 100	de l'argent.

La perte notable est donc sur l'argent; cela provient de ce que nous n'avons pas compté comme métal utilisable l'argent contenu dans le cuivre noir.

Le plomb obtenu est soumis à la liquation, ce qui donne du plomb pur, employé pour les différentes désargentifications, et des crasses (*Saiger Krätze*), qui sont repassées dans les fontes cuivreuses.

La matte destinée à l'usine de Felsöbanya tient en cuivre 42 p. 100 et 92 p. 100 du cuivre des mattes fondues.

Frais principaux de cette fonte rapportés à 1.000 kil. :

Main-d'œuvre. . .	6 ^l ,496	fr.	5,145
Charbon.	389 ^k ,00 à 1 ^f ,20		4,668
Grenailles de fonte	50 ^k ,00 à 11 ^f ,15		5,575
Total.			15,388

D'après les exemples cités jusqu'ici, on voit qu'il faut employer une proportion de plomb d'autant plus grande que les mattes renferment plus de cuivre et moins d'argent; et aussi la différence entre les deux modes d'emploi du plomb métallique ou des matières plumbeuses, n'est pas seulement déterminée par la pauvreté ou la richesse des mattes en argent et en or, mais encore, dans la dernière fonte, par exemple, par la nécessité d'obtenir du plomb peu cuivreux et des mattes peu plumbeuses.

Fonte des scories riches (*Schlacken Schmelzen*). — Les scories provenant des fontes des minerais et des mattes riches en or contiennent toujours une proportion assez notable de ce métal; il est facile d'en retirer la plus grande partie en fondant les scories avec une proportion convenable de pyrites de fer grillées; mais les frais sont assez élevés, et par conséquent l'opération ne peut être faite que sur des scories un peu riches, et dans le cas

où on peut se procurer le charbon et les pyrites à des prix modérés.

Avec les prix indiqués précédemment pour le charbon et pour la main-d'œuvre, les frais de traitement montent à 2^f,290 pour 1.000 kilogrammes; on trouve avantage à traiter les scories qui rendent à l'essai, 2^{gr},93 d'argent aurifère par 100 kilogrammes.

La fonte des scories est faite dans le haut-fourneau (ou dans les demi-hauts-fourneaux, à l'usine de Fernesy), qui sert pour la fonte des minerais pauvres.

Les scories sont mélangées avec 8 à 10 p. 100 de pyrite de fer, grillées en grands tas à l'air libre, et la fonte est poussée très-rapidement. On passe dans une semaine 896 à 1.120 q. m. de scories en consommant 130 à 155 kilogrammes de charbon par 1.000 kilogrammes de scories.

La conduite du fourneau demande un peu moins de personnel que pour la fonte des minerais pauvres, c'est-à-dire pour une journée de 24 heures 15 postes, payées 11^f,552 soit pour 1.000 kilogrammes de scories fondues :

		fr.
Main-d'œuvre, environ	11,05 . .	0,807
Charbon	135 kil. à 11 ^f ,10 . .	1,485
Total		2,292

Quand les scories sont fusibles et qu'on peut atteindre 1.120 q. m. fondus dans une semaine, les frais ne dépassent pas 2^f,235.

Les produits de la fonte des scories sont très-variables; avec la proportion et surtout avec le degré d'avancement du grillage des pyrites de fer employées, on devrait obtenir :

Du plomb d'œuvre,
Une matte,
Des scories.

Mais souvent le grillage des pyrites n'est pas assez

complet; la proportion de matte est plus forte et l'opération ne donne pas de plomb métallique. Dans l'opération théorique : le plomb est obtenu dans la proportion de 2 à 5 p. 100 des scories, ce qui prouve bien qu'en général les scories produites dans le traitement sont fort riches en plomb. Il est ordinairement bon à coupeller, et rend à l'essai 375 grammes à 750 grammes aux 100 kilogrammes.

La matte est produite dans la proportion de 2 1/2 à 3 p. 100. Sa richesse ordinaire est la suivante :

Plomb	8 à 10 p. 100.
Cuivre.	8 p. 100.
Argent aurifère	46 ^{gr} ,875 à 125 gr. aux 100 kil.

Elle est ordinairement grillée à deux feux, en tas sous un hangar, et passée dans la *Kupfer auflösung*.

Les scories sont toujours jetées.

La fonte produit en outre une petite quantité de crasses diverses, qui sont passées dans les opérations qui conviennent le mieux à leur richesse en cuivre ou en argent.

Exemple d'une opération de la fonte des scories à Fernesy en 1847. — On a traité 3.304 q. m. de scories riches avec 546^{gr},19 de pyrite de fer grillée, contenant :

Argent aurifère.	5 ^{gr} ,85
Or.	0 ^{gr} ,28

On obtient seulement une matte assez riche : matte 236^{gr},52, soit 7 1/2 p. 100 des scories fondues et contenant :

Cuivre.	0 ^{gr} ,762
Argent aurifère.	15 ^{gr} ,985
Or.	0 ^{gr} ,667

Si on fait l'abstraction de l'inexactitude des essais des pyrites de fer employées, on déduit de ces nombres que la fonte a retiré des scories :

Cuivre.	0 ^m ,762
Argent aurifère.	10 ^k ,155
Or.	0 ^k ,387

Soit de 1.000 kil. de scories :

Argent aurifère.	0 ^k ,0507
Or.	0 ^k ,00117

c'est-à-dire pour une valeur de 10^f,30, en évaluant l'argent à 2^f,10 et l'or à 33 fr.

Dans l'exemple que nous venons de citer on a conduit l'opération assez lentement; on n'a pas passé plus de 560 q. m. de scories par semaine : aussi les frais ont-ils dépassé 4 fr. par 1.000 kilogrammes de scories. D'après la valeur produite, il restait encore plus de 6 fr. pour couvrir les frais d'achat et grillage des pyrites et du traitement ultérieur des mattes.

Coupellation (Treiben). La coupellation est faite dans des fours analogues, pour leur disposition générale et pour leurs dimensions principales, à ceux employés au Hartz. Ils ont 9' = 3^m,844 de diamètre, et reçoivent le vent par deux tuyères. A cela, du reste, se borne l'analogie. Nous devons signaler de suite la différence capitale entre les deux procédés de coupellation. Au Hartz on cherche à produire des litharges marchandes, très-pauvres en argent, et par conséquent tenant le moins possible de grenailles de plomb : l'opération doit être conduite avec grand soin et avec une certaine lenteur, et surtout de manière à faire sortir les litharges seules. Au contraire, en Hongrie, et notamment à Nagybanya, le plomb et les litharges sont considérés comme un moyen d'extraction de l'argent aurifère; la plus grande partie des litharges est réduite immédiatement au sortir du four de coupellation, et le reste est employé dans les fontes des minerais ou des mattes; on n'a donc pas le même inté-

rêt à produire des litharges exemptes de grenailles : l'opération est poussée plus rapidement, et le vent n'est pas lancé à la surface du bain avec la même régularité.

La réduction des litharges est faite dans un petit fourneau à manche, à parois en fonte, accolé contre le four de coupellation, au-dessous de la voie des litharges; ses dimensions principales sont :

Hauteur.	0 ^m ,79
Largeur.	0 ^m ,420
Profondeur.	0 ^m ,474

Il est formé par trois plaques de fonte et par la paroi du four de coupellation; la poitrine est percée de trous circulaires, et descend à 0^m,0523 environ d'un canal incliné qui conduit le plomb dans un bassin de réception, en brasque, ménagé dans le sol de l'atelier.

On entretient le fourneau constamment plein de charbon de bois, sur lequel on fait couler les litharges sortant du four de coupellation. L'air nécessaire à la combustion s'introduit par le bas et par les trous de la poitrine.

On couple ensemble les plombs d'œuvre semblables, c'est-à-dire ceux pour lesquels la richesse de l'argent en or est à peu près la même; on a soin de séparer ceux qui offrent des différences notables pour la teneur de l'argent en or et pour le cuivre contenu. On distingue trois principales catégories de plomb d'œuvre.

- 1° Celui qui provient de la fonte de minerais pauvres;
- 2° Celui qui provient de la fonte des minerais riches;
- 3° Celui qui provient de la fonte de la *Kupfer auflösung*;

Ou autrement dit : les plombs pauvres en or, les plombs riches en or et les plombs cuivreux.

Les plombs d'œuvre provenant des fontes des

Réduction
des litharges.

Coupellation.

mattes sont réunies à celles de ces trois classes, à laquelle ils se rapportent d'après leur richesse en or.

Il est possible de coupeller immédiatement les plombs d'œuvre provenant des fontes des minerais et même des premières mattes; mais ceux produits par la *Kupfer auflösung*, et dans les fontes des mattes riches en cuivre, doivent être soumis à une opération préalable, nommée *saigern*.

Cette opération consiste en une fusion du plomb d'œuvre à basse température et à l'air: elle donne du plomb assez pur et des crasses, dans lesquelles restent la presque totalité du cuivre, une partie de l'arsenic et de l'antimoine combinés avec l'oxygène, et de l'oxyde de plomb. Elles retiennent en outre un peu d'argent; nous avons vu précédemment que ces crasses sont passées dans la dernière fonte des mattes cuivreuses.

Nous n'insisterons pas sur la préparation du four de coupellation. Quand la sole a été battue, on charge 44^s,80 de plomb; quand ils sont fondus, et quand les abstrichs produits ont été enlevés, on ajoute successivement du plomb d'œuvre jusqu'à ce qu'on ait fait fondre 112 q. m. On cesse alors le filage et on achève l'opération aussi rapidement que possible. La coupellation entière est terminée en 50 heures.

Personnel. Pour une coupellation on compte 29 postes d'ouvriers payés 38^f570.

On estime de plus à 12^f,25 les frais de forgerons, en sorte que la main-d'œuvre réelle monte à 60^f,95 par coupellation, soit pour 1.000 kilogrammes à 5^f,44.

Combustible. Le four est chauffé avec du bois fendu, en bûches de 3' de longueur. Les fagots ne sont employés nulle part en Hongrie. On brûle pour une opération 54^m,45 qui coûtent 1^f,347 le mètre, soit ensemble 73^f,344, soit pour 1.000 kilogrammes de plomb d'œuvre 6^f,547.

Pour une sole on a besoin de 11^m,20 de marne coûtant 0^f,417 le quintal, soit pour une sole 4^f,970, soit pour 1.000 kilogrammes de plomb d'œuvre 0^f,416.

En résumé, les frais principaux de la coupellation sont, pour 1.000 kilogrammes de plomb d'œuvre :

Main-d'œuvre.	5,44
Combustible.	8,547
Marne.	0,216
	<hr/>
	12,403

La coupellation donne les produits suivants :

1^o De l'argent, *Blicksilber*, plus ou moins aurifère, et toujours à un titre assez élevé, parce qu'on laisse le gâteau fondu sur la sole, exposé à l'action du vent, un certain temps après l'éclair: ou en d'autres termes parce qu'on lui fait subir une espèce de raffinage, après le terme ordinaire de la coupellation. Le titre est souvent supérieur à 0.985.

L'argent aurifère est envoyé à Vienne, depuis que la fabrication des pièces d'argent a été enlevée à la monnaie de Nagybanya.

2^o Des litharges plus ou moins pures et riches en argent et or.

Elles sont toutes employées dans les fontes des minerais et des mattes.

3^o Des litharges marchandes, rendant à l'essai de 3^s,906 à 7^s,8125 par 100 kilogrammes. On ne peut en obtenir qu'une très-faible proportion, pour plusieurs motifs: d'abord on a besoin, dans le traitement pour argent, de la presque totalité du plomb et des matières plumbeuses: ensuite les litharges contiennent toujours un peu d'oxyde de cuivre qui leur enlève pour la vente une partie de leur valeur; enfin ce produit ne trouverait un débit notable qu'à Pesth ou même à Vienne, et le transport coûterait fort cher.

4° Du plomb pauvre, provenant de la réduction immédiate des litharges : sa proportion dépend des besoins du traitement.

5° Des abstrichs, abzugs, crasses diverses provenant de la purification du plomb ou de la réduction des litharges. Tous ces produits trouvent leur emploi dans les différentes fontes pour matte.

6° Des débris de sole; on les divise en deux classes, sole riche, sole pauvre. La première comprend les parties supérieures, entièrement imprégnées d'oxyde de plomb, et contenant de 35 à 40 pour 100 de plomb : elles sont passées dans la fonte des minerais riches. La seconde comprend les fragments partiellement imprégnés d'oxyde de plomb, et que la présence de ce métal empêche d'être employés pour la confection d'une nouvelle sole (1). Ils sont utilisés comme fondants dans la fonte des minerais pauvres.

Réduction
des litharges.

La réduction des litharges dans le petit fourneau à manche se fait avec grande facilité, et donne à l'état métallique environ 70 p. 100 du plomb coupellé (quand on réduit toutes les litharges). On obtient en même temps une proportion variable de crasses assez riches.

Elle n'exige aucune main-d'œuvre spéciale; les ouvriers chargés de la coupellation doivent aussi faire la réduction.

La consommation de charbon est de 7^m,572, pour la réduction des litharges d'une coupellation entière, soit pour 1.000 kil. de plomb coupellé 0^m,676 ou 125 kil.

Il est assez difficile d'évaluer la perte en plomb dans la coupellation, à cause du grand nombre de produits, dans lesquels le plomb contenu est indiqué par les essais

(1) Les soles sont faites avec un mélange, à peu près en parties égales, de marne neuve et des fragments de vieille sole, bien exempts de plomb et pulvérisés.

avec peu d'approximation. Les ingénieurs autrichiens comptent sur une perte de 12 p. 0/0 du plomb, 1 p. 0/0 de l'argent et de l'or.

Nous manquons de renseignements nécessaires pour discuter ces nombres. Il serait peut-être possible de diminuer la perte en condensant les fumées très-abondantes; on ne pense pas, à Fernesy, que ces fumées soient argentifères.

EXEMPLES DE COUPELLATION A L'USINE DE FERNESY EN 1847.

Exemples.

Coupellation du plomb d'œuvre de la Armverbleiung.

— On a coupellé 622 q. m. tenant :

Argent aurifère.	140 ^k ,070
Or.	9,725

On a obtenu les produits suivants :

	q. m.	Plomb. q. m.	Argent aurif. k.	Or. k.
Argent aurifère.	»	»	129,465	8,6510
Plomb pauvre.	»	488,520	3,815	0,2355
Litharges.	77,28	61,824	1,810	0,0955
Abstrichs.	17,92	10,952	0,560	0,0085
Sole.	44,80	22,400	2,450	0,0525
Somme.		583,396	138,100	9,0430
Pertes.		38,604	1,970	0,682

Ce qui donne sur les métaux contenus dans le plomb d'œuvre les pertes proportionnelles suivantes :

Plomb 6,20 p. 100, argent 1,407 p. 100, or 7 p. 100.

Coupellation du plomb d'œuvre de la Reichverbleiung.

— On a coupellé 1.281^m,28 de plomb d'œuvre tenant :

Argent aurifère 607^k,325, or 14^k,3237.

On a passé dans le cours de la coupellation :

Minerais d'argent riches 1^m,66 tenant 4^k,900.

D'où métaux mis en opération :

Plomb 1.281^m,28, argent aurifère 612^k,225, or 14^k,3237.

Le plomb d'œuvre était par conséquent bien plus

riche en argent, mais en même temps plus pauvre en or que celui qui provenait des fontes des minerais pauvres.

On a obtenu :

	g. m.	Plomb. q. m.	Argent aurif. k.	Or. k.
Argent aurifère.	»	»	589,8657	12,6700
Litharges marchandes.	555,56	848,40	14,9012	0,2276
Litharges pauvres.	55,50	49,21	1,1850	0,0035
Litharges riches.	174,16	159,55	4,0862	0,0700
Abstrichs.	55,28	21,17	1,1025	0,0015
Soles.	144,48	72,24	7,5862	0,055
Total.		1.150,55	614,5248	14,0076

La perte en plomb indiquée par ces chiffres est de 150^m,95, soit 11,78 p. 100 du plomb coupellé. Il y a eu augmentation sur l'argent et perte faible sur l'or, 2,21 p. 100.

L'argent aurifère, donné par l'opération, a contenu : 96 p. 100 de l'argent et 88,45 p. 100 de l'or du plomb d'œuvre. Le reste de ces métaux a passé dans les produits.

Production.

L'usine de Farnesy occupe une centaine d'ouvriers, et traite annuellement de 50 à 60,000 quintaux métriques de minerais ; elle produit de 5,780 à 5,800 kilogrammes d'argent aurifère, tenant de 80 à 90 kilogrammes d'or fin.

Les mines des particuliers, aux environs de Nagy-banya, livrent en outre une certaine quantité d'or plus ou moins argentifère, retirée des minerais, soit par simple préparation mécanique, soit par amalgamation. On peut évaluer la quantité à :

Argent.	500 à 400 kil.
Or.	110 à 115

Ainsi, en 1847, la production totale en or et argent des mines situées dans le voisinage immédiat de Nagy-banya et de l'usine de Farnesy a été :

Argent.	4.150 kil.
Or.	194

dont la valeur est estimée à 1.511.700 fr.

L'usine de Kapnik, située à plus de trente kilomètres de Nagybanya, traite des minerais notablement plus argentifères, moins pyriteux et plus blendeux que ceux livrés à Farnesy.

Elle suit à peu près le même mode de traitement ; aussi nous bornerons-nous à exposer les différences et à citer les exemples numériques des différentes opérations.

La proportion des minerais pyriteux étant moins forte, on a définitivement adopté le haut fourneau pour la fonte pauvre.

Le combustible étant un peu plus cher, on s'efforce de l'économiser en employant les flammes perdues des demi-hauts-fourneaux pour chauffer les fours de grillage. Les expériences suivies depuis plusieurs années ont parfaitement réussi, et bientôt les quatre demi-hauts-fourneaux de l'usine serviront à chauffer par leurs flammes perdues les quatre fours à reverbère nécessaires pour le grillage des minerais riches et des minerais de plomb.

Les mêmes essais ont été tentés à Farnesy, mais ne paraissent pas avoir donné de bons résultats ; nous ignorons pour quelle raison.

Nous n'avons pas besoin de représenter par un dessin la disposition très-simple des fours à reverbère, chauffés avec les flammes perdues.

La prise de gaz est faite à 1 mètre environ en contre-bas du gueulard. Les gaz se rendent, par neuf conduits inclinés, dans un canal horizontal qui les amène directement dans le four à reverbère. Un foyer auxiliaire est construit pour les cas de dérangements au demi-haut-

Différences.

fourneau. On ne change rien à l'allure ordinaire des fontes ; le gueulard n'est pas fermé ; les fours à réverbère sont disposés comme ceux de Farnesy ; le mode de travail, les charges, etc., sont tout à fait pareils à ceux des réverbères chauffés par un foyer spécial.

Nous n'avons pas à répéter la série des opérations du traitement métallurgique ; nous allons seulement citer des exemples numériques tirés des registres officiels.

Première
opération.

Armverbleiung, dans un haut fourneau de 22' = 6^m,952.

On a fondu en quatre-vingt-douze postes de douze heures ou en quarante-six jours :

	Cuivre. q. m.	Argent aurif. k.	Or. k.
Schlich pyriteux grillé. . .	1.688,40	78,525	1,785
Minerais d'argent.	282,24	17,64	»
Crasses pauvres.	104,16	4,8825	0,170
	<u>2,074,80</u>	<u>101,0475</u>	<u>1,855</u>
Soit pour 1.000 kil.		0,486	0,009

On a donc fondu par jour 45^m,10.

On a employé comme fondant 18 p. 100 de calcaire et pour enlever l'argent à la matte produite, plomb pauvre 129^m,91 tenant 1^k,1025. En tenant compte de 12^m,32 de plomb contenus dans les crasses, on voit que les matières employées contenaient :

Plomb 142^m,24, argent aurifère 102^k,1500, soit 139 de plomb pour 1 d'argent aurifère ; rapport notablement moindre que celui adopté à Farnesy, pour des minerais, il est vrai, un peu différents, moins riches en argent, mais plus aurifères :

Produits.	Cuivre. q. m.	Arg. aurif. k.	Or. k.
Plomb d'œuvre.	101,36	57,73	1,5475
Matte.	505,21	4,48	45,05
Crasses.	69,44	1,12	6,98
	<u>131,60</u>	<u>4,48</u>	<u>89,74</u>
			1,8725

D'après ces nombres, la perte a été :

Sur le plomb 10^m,64, soit 7,45 p. 100 ;

Sur l'argent 12^k, 41, soit 12,15 p. 100.

Le plomb d'œuvre a été produit dans le rapport de 77 p. 100 du plomb pauvre ajouté ; il a pris 38 p. 100 de l'argent et 66 p. 100 de l'or contenu dans les minerais et crasses. La richesse de ce plomb d'œuvre est pour 1,000 kilogrammes argent aurifère 3^k,770.

La matte a retenu 45 p. 100 de l'argent et 20 p. 100 de l'or ; elle a été produite dans la proportion de 24,35 p. 100 des minerais et crasses. Elle tient, pour 1,000 kilogrammes :

	kil.
Plomb.	57,50
Cuivre.	8,80
Argent aurifère. . .	0,890
Or.	0,0054

Elle est plus riche en argent et moins riche en or que les minerais.

Les frais principaux rapportés à 1,000 kilogrammes de minerais ont été :

	fr.
Main-d'œuvre, 3 ^k ,77.	3,00
Charbon. . . . 655 kil. à 1 ^k ,41. . .	9,235
Calcaire. . . . 180 kil. à 0 ^k ,40. . .	0,720
Total.	12,955

Ces frais sont un peu plus élevés qu'à l'usine de Farnesy, en raison du plus haut prix du charbon.

Exemple de la même fonte au demi-haut-fourneau.

En une campagne de dix jours et demi, on a fondu :

	Plomb. q. m.	Argent aurif. k.	Or. k.
Schlichs pyriteux. . .	258,19	17,01	0,0875
Minerais d'argent. . .	51,52	3,0625	»
Crasses grillées. . . .	19,60	0,8575	0,0175
	<u>329,28</u>	<u>1,764</u>	<u>0,1050</u>
Soit pour 1.000 kil.		0,636	0,0031

On a donc traité des matières plus riches en argent et bien plus pauvres en or que celles passées dans le haut-fourneau.

On a fondu par vingt-quatre heures 31^m,43.

On a dû ajouter comme fondant 12 p. 100 de calcaire et employer pour désargentifier la matte :

Plomb pauvre 25^m,52, tenant 0^k,2625 d'argent aurifère.

D'après cela, on a mis en présence :

Plomb 25^m,284, argent aurifère 21^k,1925, soit 119 de plomb pour 1 d'argent aurifère. Rapport encore moins fort que dans l'exemple précédent.

Produits.

On a obtenu :

	q. m.	q. m.	Cuivre. q. m.	Argent aurif. k.	Or. k.
Plomb d'œuvre.	»	25,97	»	9,625	0,0875
Matte.	54,88	3,85	0,614	7,597	0,0262
Crasses.	25,76	0,26	0,614	0,1925	»
		28,88	1,228	17,4125	0,1157

D'après ces nombres, la perte a été :

Sur l'argent 5^k,78, soit 17 p. 100.

Le plomb d'œuvre obtenu dans la proportion de 97 p. 100 du plomb contenu dans les matières mises en traitement ; il a pris 45 p. 100 de l'argent et 83 p. 100 de l'or. Sa richesse est : argent aurifère 4 kilogrammes pour 1,000 kilogrammes.

La matte, produite dans la proportion de 16 p. 100 des minerais et crasses, a retenu 35,80 de l'argent et plus de 20 p. 100 de l'or. Elle contient, pour 1,000 kil.

	kil.
Plomb.	79,00
Cuivre.	11,16
Argent.	1,582
Or.	0,0047

Elle est donc bien plus riche en argent et en or que les minerais fondus.

Frais principaux pour 1.000 kil. de minerais et crasses :

	fr.
Main-d'œuvre, 41,60.	3,64
Charbon. . . . 740 kil. à 1 ^r ,41. . .	10,434
Calcaire. . . . 120 kil. à 0,40. . .	0,480
Total.	14,554

Les exemples qui précèdent se rapportent à l'année 1844. Depuis longtemps on a supprimé les demi-hauts-fourneaux pour la fonte des minerais pauvres, et on emploie exclusivement le haut-fourneau. Nous avons cité des exemples de traitement dans les deux appareils, afin de faire ressortir l'avantage économique du haut-fourneau.

Fonte des minerais riches (Reichverbleiung) au demi-haut-fourneau. — On a fondu, en quatre-vingt-trois journées de vingt-quatre heures :

	Plomb. q. m.	Cuivre. q. m.	Argent aurif. k.	Or. k.
Schlich plumbeux grillé.	750,40	239,68	26,1450	2,275
Minerais de plomb grillé.	292,88	148,96	17,1675	0,3675
Schlich pyriteux grillé.	81,76	»	4,7775	0,4025
Minerais d'argent.	455,68	»	117,5650	»
Matte grillée à 3 feux.	381,92	19,04	1,68	50,6450
Crasses grillées.	1.620,08	5,60	»	5,8100
— de ressuage.	109,76	31,92	24,36	10,3600
Sole.	314,16	151,20	»	4,7600
	5.986,64	596,40	26,04	257,2400
Soit pour 1.000 kil.	174 ^k ,60	6 ^k ,52	0,594	0,0076

Mais pour avoir une évaluation exacte de la richesse des minerais et matières, il faut les grouper de la manière suivante :

	Plomb. q. m.	Cuivre. q. m.	Arg. aurif. k.
Minerais et matières plumbeuses.	1.557,44	539,84	48,0725
Par 1.000 kil.	397 ^k ,00	0 ^k ,555	0,020
— d'argent et pyrites.	516,44	»	122,5425
Pour 1.000 kil.	»	2 ^k ,371	0,0078
Mattes.	2.111,96	56,56	26,04
Pour 1.000 kil.	26 ^k ,70	12 ^k ,55	0,516

En groupant ainsi les matières du lit de fusion riche, on voit que 1° l'or se trouve principalement dans les minerais de plomb; 2° que les pyrites riches en or sont en bien moins forte proportion qu'à l'usine de Fernesy, et que la fonte riche s'applique spécialement aux minerais riches en argent; 3° que les mattes données par la fonte pauvre peuvent être toutes passées dans la fonte riche, et c'est ce qui est fait généralement à l'usine de Kapnik; on n'a que bien rarement occasion de traiter spécialement ces mattes.

On a passé par jour (24 heures) 48^m,04 de lit de fusion.

On n'a pas eu besoin d'ajouter le fondant calcaire; mais pour faciliter la séparation du plomb métallique et mieux appauvrir les mattes, on a mis dans le lit de fusion, grenailles de fonte et ferrailles, 160 q. m.

Rapport du plomb à l'argent aurifère: 212,80 de plomb pour 1 d'argent et d'or.

Produits.

On a obtenu :

	q. m.	Plomb. q. m.	Cuivre. q. m.	Argent aurif. k.	Or. k.
Plomb d'œuvre.	505,00	505,00	»	196,8925	3,0625
Matte.	402,08	51,80	32,166	52,36	0,0350
Crassés.	120,96	19,04	0,907	7,5425	0,0175
	1.028,04	575,84	33,073	256,7950	3,1150

Le plomb d'œuvre contient: 84,70 p. 100 de plomb, 76,60 p. 100 de l'argent, et 98,45 p. 100 de l'or.

Il tient pour 1.000 kilogrammes: argent, 3^k,901; — or, 0^k,0606.

La matte a réuni: 8,70 p. 100 de plomb, et 20,40 p. 100 de l'argent.

Elle tient, pour 1.000 kilogrammes:

	kil.
Plomb.	129,30
Cuivre.	80,00
Argent.	1,302
Or.	0,0008

Elle a été produite dans la proportion de 13,26 p. 100 des minerais et matières fondus.

Les scories sont très-pauvres en or; elles sont au contraire assez riches en plomb: leur teneur n'était pas indiquée sur les registres.

La fonte de 1.000 k. de minerais, mattes, crasses, etc., a exigé les frais principaux suivants :

Frais.

	kil.	fr.
Charbon.	380,00 à	1,41
Fonte et ferraille. . . .	40,20 à	11,20
Main-d'œuvre.	31,02	2,39
Total.		12,250

Traitement des mattes. — A Kapnik, les mattes de la fonte pauvre sont ordinairement assez riches en argent et en or pour passer dans la fonte riche, après grillage à deux ou trois feux; au contraire, celles de la fonte riche sont riches en argent, mais à peine aurifères; en outre elles sont déjà d'une teneur en cuivre assez élevée: aussi convient-il de la soumettre à une fonte spéciale, fonte de concentration, après grillage, et avec addition de plomb pauvre dans le creuset du demi-haut fourneau.

On a fondu, après grillage à trois feux, campagne de dix-sept jours et demi :

Exemple.

	q. m.	Plomb. q. m.	Cuivre. q. m.	Arg. aurif. k.	Or. k.
Mattes.	377,44	60,48	28,56	59,08	0,0350
Minerais d'argent. . . .	105,28	»	»	13,16	»
Schlich pyriteux grillé.	51,52	»	»	4,76	»
	534,24	60,48	28,56	77,00	0,0350
Soit pour 1.000 kil. . .	113 ^k ,30	53 ^k ,48	1,442	traces.	

On a dû ajouter, pour la désargentification de la matte produite :

	arg. aurif.	or.
Plomb pauvre.	122 ^m ,08	8 ^k ,2425
		0 ^k ,0175

On a pu fondre en vingt-quatre heures: 30^m,55.

Produits.

On a obtenu :

	q. m.	Plomb. q. m.	Cuivre. q. m.	Arg. aurif. k.	Or. k.
Plomb d'œuvre.	154,29	»	»	50,5925	0,0350
Matte.	261,52	26,152	30,44	30,7125	»
Crasses.	71,68	5,107	»	2,9050	»
	487,49	185,549	30,44	84,2109	0,0350

Ces nombres indiquent encore une augmentation sur le plomb, phénomène général sur les registres de l'usine de Kapnik, et qui prouve avec combien d'inexactitude les essais sont faits : il en résulte malheureusement qu'on ne peut rien tirer des registres pour l'évaluation approchée des pertes en métaux dans les opérations différentes du traitement métallurgique. On peut en tirer tout au plus les proportions de plomb d'œuvre et de matte, et les richesses approximatives de ces produits.

On a obtenu, dans le plomb d'œuvre : 83 p. 100 de plomb et 60 p. 100 de l'argent ; et dans la matte : 14 p. 100 de plomb et 36 p. 100 de l'argent.

La matte a été produite dans le rapport de 48 p. 100 des mattes et minerais mis en opération. Cette forte proportion de matte obtenue était rendue nécessaire par la richesse en cuivre du lit de fusion.

Richesse du plomb d'œuvre et de la matte pour 1.000 kil. :

	Plomb d'œuvre. k.	Matte. k.
Plomb.	»	100,00
Cuivre.	»	116,60
Argent.	3,279	1,177

Le résultat de cette fonte, dans laquelle on a employé 214 de plomb pour 1 d'argent, a été de donner un plomb d'œuvre riche en argent et une matte, riche en même temps en argent et en cuivre, bonne par conséquent à passer au traitement des mattes cuivreuses argentifères, à la *Kupfer auflösung*.

Les frais principaux de la fonte de 1.000 k. de mattes et minerais ont été :

	fr.
Main-d'œuvre, 41,75.	3,765
Charbon, 585 kil. à 1,41.	5,428
Total.	9,193

Traitement des mattes cuivreuses argentifères. — Les mattes sont grillées à deux feux, mélangées avec les litharges provenant de la coupellation des plombs cuivreux, et fondues au demi-haut-fourneau ; on fait agir en outre du plomb pauvre, ajouté par l'œil dans le creuset.

On a fondu, en une campagne de douze jours :

	q. m.	Plomb. q. m.	Cuivre. q. m.	Argent. k.
Mattes grillées.	341,04	47,17	49,48	45,3823
Cuivre noir.	6,025	»	5,503	0,9115
Litharges.	40,32	28,00	0,410	0,3212
	387,385	75,17	55,193	44,6152

On a fait agir dans le creuset :

Plomb pauvre.	90,72	»	»	8,0790
-----------------------	-------	---	---	--------

Les mattes soumises à l'opération contenaient, pour 1.000 k. :

	kil.
Plomb.	136,00
Cuivre.	145,00
Argent.	1,272

Rapport du plomb à l'argent ; dans le lit de fusion : plomb, 168 ; argent, 1.

En tenant compte des métaux contenus dans le plomb pauvre :

Plomb, 314, pour 1 d'argent.

On a pu fondre en vingt-quatre heures 32^m,30 du lit de fusion (1). Le plomb d'œuvre produit par la fonte

(1) On a facilité la fusion en ajoutant 62 q. m. de scories cuivreuses, et la réduction du plomb et de l'argent par l'addition de 2^m,25 de ferraille,

Frais.

*Kupfer-
auflösung.*

contenait du cuivre, en proportion assez notable. On a soumis ce plomb à la liquation (*Saigern*), qui donne du plomb assez pur pour être coupellé et des crasses cuivreuses, nommée *Saiger krätze*.

Produits.

On a obtenu de la fonte précédemment indiquée :

	q. m.	Plomb. q. m.	Cuivre. q. m.	Argent. k.
Plomb d'œuvre.	146,72	»	»	22,3125
Matte.	179,20	28,56	55,84	16,070
Crasses.	12,88	0,2576	»	0,4025
Saigerkrätze.	67,20	0,336	0,202	12,60
	<u>350,00</u>	<u>175,8747</u>	<u>56,042</u>	<u>51,3850</u>

Les seules considérations importantes à déduire de ces nombres, sont les richesses du plomb et de la matte.

Le plomb tient, pour 1.000 k. : argent, 1^k,515, et la matte :

	kil.
Plomb.	160,00
Cuivre.	312,00
Argent.	0,893

Cette matte a été traitée par la fonte dite *Kupfer auflösung lech schmelzen*.

Frais.

Les frais ont été, pour 1.000 k. :

	fr.
Main-d'œuvre, 4 ^h ,53.	3,588
Charbon, 540 kil. à 1 ^{fr} ,41.	4,794
Ferraille, 58 kil. à 11,20.	6,496
Total.	<u>14,878</u>

Nous ne citons pas d'exemple du traitement des mattes de la *Kupfer auflösung*, parce que les résultats sont tout à fait les mêmes à Kapnik qu'à Farnesy.

Schlachen
schmelzen.

Fonte des scories. — Les scories riches en plomb et en argent sont fondues avec addition de pyrites de fer, grillées en tas, et dans un haut-fourneau.

On a fondu, dans une campagne de huit jours :

Scories riches : 560 q. m. Richesse non indiquée :

pyrites grillées, 67^m,20, tenant argent : 1^k,96 et trace d'or.

On a passé en vingt-quatre heures, 78^m,40 du lit de fusion. On a obtenu :

	q. m.	Plomb. q. m.	Argent. k.
Plomb d'œuvre.	2,016	»	0,49
Matte.	48,16	4,816	5,36

On a donc retiré des scories :

Produits.

Plomb. 6^m,832, soit 1.220 kil. p. 100 de scories.
Argent. 3^k,85 — 0^k,07

Le plomb d'œuvre tient, pour 1.000 k., 2^k,425 d'argent.

Les frais principaux de la fonte des scories ont été, pour 1.000 k. :

Frais.

Main-d'œuvre, 2 ^h ,50.	1,92
Charbon, 150 kil. à 1 ^{fr} ,41.	2,115
Total.	<u>4,035</u>

tandis que la valeur des métaux retirés des scories a été de 15^{fr},90.

La coupellation du plomb d'œuvre se fait dans les mêmes conditions qu'à l'usine de Farnesy : dans une opération, on passe de 123 à 124 q. m. de plomb d'œuvre. Nous citerons un seul exemple.

Coupellation.

On a coupellé :

	q. m.	Argent aurif. k.	Or. k.
Plomb d'œuvre.	725,72	228,413	4,970
Soit pour 1.000 kil.		3,344	0,0675

On a obtenu :

	q. m.	Plomb. q. m.	Argent aurif. k.	Or. k.
Plomb d'œuvre.	394,90	»	9,2950	0,1575
Abstrichs.	224,00	119,84	4,3750	1,4520
Sole.	182,00	80,038	1,4175	»
Litharge.	135,16	90,45	1.0500	»
Argent en gâteaux.	»	»	222,2850	4,6375
Métaux obtenus.		<u>685,228</u>	<u>238,4225</u>	<u>6,2470</u>

Si ces nombres sont exacts, ils indiquent une augmentation notable pour l'argent et surtout pour l'or. La perte en plomb est de 40^{mm},492, soit 5,65 p. 100.

On a obtenu en gâteaux 92,50 p. 100 de l'argent contenu dans le plomb d'œuvre : les litharges ont été fort riches ; elles tenaient 8 grammes aux 100 k.

Frais. Les frais de coupellation s'élèvent à 13^f,25 par 1.000 k.; le détail est à peu près le même que pour l'usine de Fernesy (1).

L'usine de Kapnik occupe cinquante ouvriers et produit :

Argent.	1.450 à 1.500 kil.
Or.	32 à 34

soit une valeur de 425.000 fr. à 440.000 fr.

Quant au plomb, il est presque complètement employé dans le traitement métallurgique, et la valeur de ce métal contenu dans les minerais entrés à l'usine doit être portée en augmentation des frais.

Considérations
générales.

Nous allons maintenant exposer les consommations et dépenses faites à l'usine de Fernesy, pendant le quatrième trimestre de 1847 ; nous en déduirons les frais de traitement de 1.000 k. de minerais d'or et d'argent, par la méthode de Nagybanya ; nous reviendrons plus loin sur ces nombres, pour faire la comparaison de cette méthode avec celle adoptée maintenant dans la basse Hongrie.

(1) Nous devons ajouter que les ouvriers spéciaux sont payés d'après la quantité de plomb, abstrichs et litharges retirés à la coupellation. Ils reçoivent par 1.000 kil. de :

	fr.
Plomb pauvre.	4,470
Abstrichs.	3,723
Litharges.	3,723

Ce mode de paiement ne paraît pas avoir pour but d'exciter les ouvriers à coupeller avec soin.

On a traité 37.187^{mm},36 de minerais, matte, etc., divisés ainsi qu'il suit :

1° Minerais d'argent et d'or, 11.884^{mm},94, contenant :

	kil.		kil.
Argent.	636,5535, soit pour 1.000 kil.	—	0,536
Or.	17,3890	—	0,015

2° Minerais de plomb, 2.951^{mm},99, contenant :

	q. m.		k.
Plomb.	876,85, soit pour 1.000 kil.	—	297,00
Argent.	191,974	—	0,647
Or.	6,352	—	0,025 (1).

Soit, pour la somme des minerais traités, 14.836^{mm},93, contenant :

	q. m.		k.
Plomb.	876,85		»
Argent.	827,6275, soit pour 1.000 kil.	—	0,558
Or.	23,741	—	0,0162

3° Produits des opérations précédentes, 22.350^{mm},43, contenant une certaine quantité de plomb, cuivre, argent et or.

Comme les produits laissés pour 1848 ont été presque équivalents, en quantité et en richesse, à ceux provenant du précédent trimestre, les frais et consommations du trimestre considéré peuvent être pris approximativement comme se rapportant au traitement complet de 14.836^{mm},93 de minerais.

On a consommé et dépensé :

	m. c.	fr.	fr.
Charbon de bois. 5.446,59 à 2,00 le m. c.			10.893,18
Bois. 2.648,15 à 1,41 le m. c.			3.733,89
			<hr/>
A reporter.			14.627,07

(1) Il résulte de ces nombres qu'on ne peut pas considérer les minerais de plomb comme servant seulement à l'extraction de l'or et de l'argent ; ils sont eux-mêmes des minerais plus riches que la moyenne des minerais non plombeux.

<i>Report.</i>	14.627,07
Marne, calcaire et matériaux.	4.677,92
Main-d'œuvre.	7.652,83
Transports divers.	1.054,42
Direction, surveillance, frais généraux et divers. . .	8.804,42
Total.	36.316,66

A ces nombres il faut ajouter la valeur du plomb contenu dans les minerais et perdu : en comptant le plomb à 37^f,50 le quintal métrique, cette valeur est 32.850 fr., ce qui porte la dépense totale à 68.866^f,66, soit par tonne métrique de minerais 46^f,692, tandis que la valeur des métaux précieux contenus est de 175^f,45.

Le détail des frais de traitement, rapportés à 1.000 k. de minerais, déduit des nombres qui précèdent, est le suivant :

	m. c.	fr.
Charbon de bois.	3,67	7,341
Bois.	1,783	2,273
Matériaux divers.		3,152
Main-d'œuvre,	6,648	5,157
Direction, surveillance, divers.		6,644
		24,567
Valeur de 59 kil. de plomb.		22,125
Total.		46,692

A l'usine de Kápnik les minerais sont un peu moins riches, plus difficiles à fondre, le combustible est plus cher, et par suite les frais de traitement sont un peu plus élevés.

Ils s'élèvent à 48^f,37 pour 1.000 k. de minerais, en tenant compte de la valeur du plomb perdu. Nous ne pensons pas devoir donner pour cette usine le détail des frais de traitement.

Autres usines.

Les autres usines du district de Nagybánya, Labosbánya, Olahlaposbánya, Strumbuli, suivent à peu près la même méthode : on n'a pas besoin de faire l'opération

dite *Reichverbleiung*, parce que les minerais sont moins riches en métaux précieux, et contiennent une plus forte proportion de cuivre. La description du procédé ainsi modifié allongerait inutilement notre Mémoire. Nous nous bornerons à donner la production annuelle totale de ces usines.

Elles ont produit, dans l'année 1847 :

Argent.	1.067 ^k ,92
Tenant or fin.	57,96

La production totale du district a été, dans la même année, de :

Argent.	6.765 ^k ,36
Or.	284,48

dont la valeur est de 2.394.975 francs.

Traitement des mattes cuivreuses.

Toutes les usines du district de Nagybánya qui traitent des minerais argentifères et aurifères obtiennent, comme dernier produit, des mattes riches en cuivre. La proportion d'argent qu'elles tiennent encore est trop faible pour qu'on puisse retirer avantageusement ce métal ; il ne reste plus qu'à en extraire le cuivre.

Les mattes cuivreuses sont envoyées à l'usine de Felsöbánya, située entre Nagybánya et Kápnik.

Usine
de Felsöbánya.

L'usine comprend :

- Des aires et un hangar de grillage,
- Un fourneau à manche (*krümföfen*),
- Un four d'affinage (*spleissofen*),
- Un petit foyer pour rosettes (*gaarheerd*),
- Un martinet à cuivre (*kupfer hammer*).

Les mines du district ne produisent pas de minerais de cuivre non argentifères, aussi ne traite-t-on à Felsöbánya que des mattes désargentifiées ; elles tiennent de

Matières
premières.

35 à 40 p. 100, rarement jusqu'à 55 p. 100 de cuivre, et une petite quantité d'argent de 25 à 30 grammes aux 100 kilogrammes.

Elles renferment, en outre, en proportion variable, du plomb, du fer, du soufre, de l'arsenic et de l'antimoine.

Le mode de traitement pour cuivre est très-simple.

Méthode
de traitement.

Les mattes sont d'abord grillées en grands tas à dix feux; elles sont ensuite fondues au fourneau à manche: la fonte donne du cuivre noir et une nouvelle matte, qui est grillée et fondue ensuite avec les premières. Le cuivre noir est affiné au spleissofen; l'opération produit des rosettes et des crasses (*spleissabzüge*). Les rosettes sont en parties livrées au commerce, en partie soumises au raffinage au petit foyer; le cuivre est coulé en lingots et martelé; les crasses sont traitées pour cuivre par la même méthode, mais séparément, parce que le cuivre qu'elles produisent est toujours de qualité inférieure.

Nous ne donnerons que peu de détails sur ces opérations, qui ne présentent aucune particularité.

Grillage.

Chaque tas de grillage contient 280 q. m. de mattes concassées, stratifiées avec du bois fendu; le feu est conduit rapidement et ne dure pas plus de quinze jours. Quand les mattes sont refroidies, on refait le tas à côté avec une proportion de bois un peu plus forte, sans séparer les morceaux qui paraissent bien grillés, et ainsi de suite, en sorte que tous les morceaux sont soumis aux dix feux successifs.

On consomme, pour les dix feux et pour 1.000 kilogrammes de matte, 4^m,254 de bois et 0^m,280 de charbon.

Le bois coûte 2^f,632 le mètre cube, et le charbon 3^f,295 le mètre cube.

La main-d'œuvre des grillages est donnée à l'entreprise; on paye, pour 1.000 kilogrammes de mattes:

Pour le premier feu. 0^f,558
Et pour chacun des feux suivants. 0^f,372

D'après ces nombres, les frais de grillage, rapportés à 1.000 kilogrammes de mattes, sont:

	m. c.	fr.
Bois.	4,254	11,196
Charbon.	0,280	0,923
Main-d'œuvre.		3,906
Total.		16,025

La fonte des mattes grillées est faite dans un fourneau à manche, haut d'environ 2 mètres, dans lequel l'air est lancé par une seule tuyère; les campagnes durent de 12 à 15 jours.

Fonte
pour cuivre noir.

Le lit de fusion se compose de:

Matte grillée.	90 q. m.
Scories du petit foyer.	10

En bonne allure, on peut fondre en vingt-quatre heures 30 à 35 q. m. de lit de fusion, en consommant 2^m,7500 de charbon pour 1.000 kilogrammes de matte.

La conduite du fourneau exige sept ouvriers: fondeur, aides et manœuvres divisés en deux postes.

Nous citerons comme exemple la fonte du quatrième trimestre de 1850.

On a fondu en une seule campagne de 18 1/2 postes:

Mattes grillées. 268^m,80, tenant cuivre 112 q. m.

On a obtenu:

Matte.	18 ^m ,48, soit 688,00 p. 100, tenant cuivre 11 ^m ,76
Cuivre noir.	119 ^m ,84, — 44,60 — 97 ^m ,83

Cuivre total obtenu. 109^m,59

Ce qui porte la perte en cuivre à 2^m,41, ou à 2,15 p. 100 en cuivre contenu dans les mattes.

La main-d'œuvre employée a été la suivante :

	fr.
Fondeurs, 18 postes 1/2	18,50
Aides, 37	26,27
Manœuvres, 24	15,02
Préparation de la brasque	1,51
Total	61,30

On a consommé :

Charbon de bois, 73^{mc},53. . . . 262^f,05

Soit pour 1.000 kilomètres de mattes :

	fr.
Main-d'œuvre, 3 jours	2,279
Charbon, 2 ^{mc} ,733	9,740
Frais spéciaux	12,019

Produits.

Les produits sont :

1° Matte, nommée *oberlech*, tenant 60 à 65 p. 100 de cuivre.

La nouvelle matte est grillée à neuf feux, et réunie ensuite à la première pour la fonte dont nous venons de parler.

2° Cuivre noir, tenant de 80 à 85 p. 100 de cuivre, dans la proportion de 40 à 50 p. 100 de la matte.

3° Scories pauvres. En bonne allure, les scories ne contiennent pas plus de 1/4 p. 100 de cuivre, et peuvent être jetées.

Le four d'affinage, spleissofen, est un réverbère sans cheminée, dans lequel l'air nécessaire à l'oxydation est lancée par deux tuyères. Sa disposition et ses dimensions sont bien connues.

Affinage
au spleissofen.

Les deux tuyères sont placées aux extrémités du grand axe; elles sont d'abord inclinées de 2 degrés; on augmente leur inclinaison jusqu'à 5 degrés à mesure que la sole devient plus creuse. A l'autre extrémité du grand axe se trouve la porte de chargement, de travail et de sortie des crasses. En face de la chauffe sont les

deux ouvertures de coulée, devant lesquelles sont disposés les trois bassins en brasque.

La sole faite en argile bien battue, recouverte d'une couche de sable quartzéux, peut durer une semaine entière et sert ordinairement pour dix opérations successives, dans lesquelles on affine 104^{qm},72 de cuivre noir (1).

La conduite des fours exige six ouvriers :

Un maître affineur, spleisser, payé par poste.	1 ^f ,84	Personnel.
Deux aides	1 ^f ,59	
Trois chauffeurs	1 ^f ,19	

Ces ouvriers n'ont besoin d'être réunis que pour les coulées.

Le cuivre noir est chargé directement sur la sole et sans aucune précaution quand le four est déjà bien chaud : pour la première opération, il faut recouvrir la sole d'une couche de paille pour empêcher qu'elle ne soit endommagée, et sa surface rendue irrégulière par le choc du cuivre noir.

L'opération peut être ensuite divisée en périodes : 1° fusion et oxydation; 2° affinage; 3° coulée en rosettes.

La fusion doit être enduite avec d'autant plus de lenteur que le cuivre est plus impur; l'oxydation n'est produite que par l'air entré par la grille; quand le cuivre est fondu, on met les tuyères en activité, et

(1) Les charges de cuivre noir ne sont pas égales et n'exigent pas le même temps pour l'affinage. La première charge, introduite après réparation de la sole dans le four froid, est seulement de 7^{qm},28 et reste 48 heures dans le four, parce qu'il faut élever lentement la température pour ne pas fissurer la sole, les charges suivantes sont de : 8^{qm},96; 10^{qm},08; 11^{qm},20, et restent à ce dernier point jusqu'à la mise hors. Quand le jour est bien chaud, il faut 12 heures pour une opération.

l'oxydation se fait avec rapidité. Le vent est lancé alternativement par l'une et par l'autre tuyère, de manière à produire un mouvement gyroïde à la surface du métal en fusion. Les crasses scoriacées se produisent d'abord en grande quantité, ensuite plus lentement, et sont enlevées par l'ouvrier à mesure qu'elles se présentent devant la porte.

La période d'oxydation est terminée quand les crasses, imparfaitement fondues, cessent de se produire, et quand la surface du métal devient bien nette.

La fusion et l'oxydation durent de cinq à sept heures, suivant l'impureté du cuivre noir.

L'affinage est la partie importante de l'opération, et doit être dirigé par le maître affineur, qui juge de l'état du cuivre à l'apparence que présente la surface du métal en fusion, et par de nombreux essais.

Dès que le cuivre est arrivé au point convenable, le maître affineur fait ouvrir les deux trous de coulée, et le métal passe rapidement dans les trois bassins, préalablement bien desséchés et chauffés. Le moment de la coulée varie avec l'impureté des cuivres noirs. Avec les cuivres ordinaires, on peut se contenter d'atteindre le moment où l'oxydure de cuivre commence à se former; avec les cuivres arsenicaux, il faut attendre qu'une notable quantité d'oxydure se soit produite; on arrête alors le vent, on jette à la surface du cuivre une certaine quantité de charbon de bois, dont on laisse l'action se prolonger jusqu'au moment où les prises d'essais indiquent la disparition totale de l'oxydure de cuivre. On enlève le charbon resté encore non brûlé, on donne le vent et on recommence l'affinage; on répète ces deux opérations, production et réduction de l'oxydure de cuivre, un nombre de fois d'autant plus grand que le cuivre est plus chargé d'arsenic et d'antimoine.

Lorsque tout le cuivre a passé dans les bassins, on refroidit avec de l'eau, on enlève les rondelles produites et on les plonge dans une cuve pleine d'eau.

Les rondelles ou rosettes ont à la surface une couleur rouge violacée, qui dépend de bien des circonstances, de la pureté du cuivre, du moment saisi pour coulée, du mode de refroidissement par l'eau, etc. : on peut, en disposant convenablement la coulée et l'enlèvement des rosettes, masquer en partie la présence d'une proportion notable d'arsenic, mais un œil exercé ne peut jamais se tromper à des taches jaunâtres spéciales qui trahissent la présence de l'arsenic.

L'affinage, la coulée et l'enlèvement des rosettes durent au moins trois heures et souvent quatre.

Après l'enlèvement de la dernière rosette, on procède à la réparation de la sole du four, à l'introduction d'une nouvelle charge, à la mise en état des bassins de coulée, etc.

L'opération entière donne ordinairement :

70 à 80 p. 100 de cuivre en rosette; 26 à 27 p. 100 de crasses et scories (spleiss abzüge), tenant au moins 20 p. 100 de cuivre et 15 p. 100 de plomb, mais aussi renfermant beaucoup d'arsenic et d'antimoine.

Nous donnerons le détail des opérations faites à l'usine de Felsöbanya pendant le quatrième trimestre de 1850.

En une campagne on a soumis à l'affinage :

Cuivre noir 112 q. m. tenant en cuivre pur, d'après les essais, 91^m,28 soit 81 5 p. 100.

On a obtenu :

Cuivre en rosette. 81^m,75, soit 75 p. 100

Crasses et scories. 58^m,48 — 54 —

Les crasses et scories contiennent en cuivre. 7^m,28

La perte en cuivre dans l'affinage est, d'après ces

Produits,

Fra.

nombres de 2^m,25 soit 2 1/2 p. 100 du cuivre pur contenu dans le cuivre noir.

La main-d'œuvre pour les onze opérations faites dans la campagne, a été :

	fr.
Maître affineur, 11 postes à 1',84	20,24
Aides. 22 — 1,59	34,98
Chauffeurs. 33 — 1,17	38,61
Nettoyeur. 11 — 0,42	4,62
Ameneur de bois à 0,417	7,50
Battage d'une sole à 1,34	1,34
Confection de 4 creusets à 0,292	1,168
Préparation de la brasque et de l'argile.	3,00

Au moins 75 postes d'ouvriers. 111,458

Soit pour 1.000 kil. de cuivre noir : main-d'œuvre, 9',951. La consommation de combustible a été :

	m. c.	fr.
Bois pour la grille.	122,508	322,446
Charbon de bois pour l'affinage.	4,706	15,539
Total.		337,985

soit pour 1.000 kil. de cuivre noir :

Combustible, 11^mc,358. 30',295

Il faudrait encore ajouter la valeur de l'argile et de la brasque, employées pour la sole et pour les bassins ; elle ne dépasse pas 6 francs pour la campagne entière ou 0'53 pour 1.000 kilogrammes de cuivre noir.

Le résumé des frais d'affinage peut donc s'établir.

	fr.
Main-d'œuvre, 6',696	9,951
Combustibles, 11 ^m c,358	30,295
Matériaux.	0,530
Frais d'affinage rapportés à 1.000 kil. de cuivre noir.	40,776

Traitement
des crasses.

Les crasses d'affinage sont fondues au fourneau à manche, à la fin des campagnes, mélangées avec une forte proportion, 35 à 45 p. 100, de pyrites non aurifères, non grillées. La fonte est conduite aussi rapide-

ment que possible, on passe en 24 heures 22 à 25 q. m. de lit de fusion, en consommant : 2^mc,456 de charbon pour 1.000 kilogrammes de crasses.

Le traitement des crasses donne les produits suivants : 1° du plomb un peu argentifère. On n'obtient qu'une très-faible proportion du plomb contenu dans les crasses, 35 à 40 p. 100. Comme il ne peut pas être utilisé à Felsöbanya, on l'expédie à l'usine de Fernesy, après l'avoir purifié par liquation (*Saigern*). 2° Une matte contenant 35 à 45 p. 100 de cuivre, une certaine proportion de plomb, de l'arsenic et de l'antimoine. La matte est grillée en grands tas, à dix ou douze feux, puis fondue au fourneau à manche, comme les mattes primitives, La séparation des deux qualités résulte de ce que la proportion d'arsenic et d'antimoine est beaucoup plus forte dans celles qui proviennent des crasses. 3° Des scories, ordinairement très-pauvres en cuivre, et qui peuvent être jetées.

Produits.

Exemple d'un traitement des crasses. — On a fondu en 16 postes de 12 heures :

	q. m.	q. m.
Crasses d'affinage.	199,64	tenant cuivre. 52,08
Pyrite de fer.	119,84	
	319,48	

En 24 heures on a fondu 39^m,94 de lit de fusion, ou seulement 24^m,95 de crasses.

On a obtenu :

	q. m.	q. m.
Matte.	121,52	tenant cuivre. 49,85 (41 p. 100.)
Plomb.	30,24	— 1,23

Le plomb a été soumis à la liquation pour le purifier du cuivre contenu. L'opération a donné :

	q. m.
Crasses.	3,92, tenant tout le cuivre.
Plomb purifié.	26,88

La dépense en main-d'œuvre s'est élevée à 59^f,75^c

	fr.	fr.
Fondeurs. 16 postes à 1,00,	16,00	16,00
Aides. 32 —	0,688	22,016
Manœuvres. 32 —	0,64	19,20
Confection de la brasque.		2,534
Main-d'œuvre		59,750
Soit pour 1,000 kil. de crasses.		2,9875

On a consommé :

	m. c.	fr.
Charbon de bois pour la fonte.	64,45	212,36
— pour la liquation.	0,59	1,95
	65,04	214,31
Soit pour 1,000 kil. de crasses,	5,25	10,716

Le traitement de 1.000 kil. de crasses coûte donc, . . . 15^f,7035

	fr.
Main-d'œuvre, 31,90.	2,9875
Combustibles, 5 ^m ,25.	10,716
	13,7035

Soit au moins 14 fr. en tenant compte des réparations des outils et du fourneau.

Traitement
des rosettes.

Le raffinage du cuivre obtenu en rosette est fait dans un petit foyer, par charges de 500 kilogrammes. Chaque opération dure trois heures au plus; on en fait très-facilement quatre en douze heures.

Le cuivre raffiné est puisé à la cuiller et coulé en lingots dans des moules en fonte: les lingots sont ensuite vendus ou travaillés au martinet.

Le déchet au raffinage est très-faible, il s'élève à 5 p. 100 au plus; ce n'est pas une perte, car le cuivre passé dans les scories en est retiré au fourneau à manche.

Frais.

Les frais de raffinage, pour 1.000 kilogrammes de rosettes, sont :

	fr.
Main-d'œuvre, 2 ^f ,25.	3,25
Charbons. 4 ^k ,25.	13,97
Soit.	17,22

Résumé
du travail.

Nous terminerons par le résumé des frais et consommations pendant tout un trimestre (1850).

On a traité : 268^m,80 de matte tenant cuivre 112 q. m.

On a obtenu :

Cuivre en rosette, non raffiné 81^m,75.

Le reste du cuivre a été obtenu dans de nouvelles crasses, qui ont été traitées ultérieurement; la perte réelle en cuivre ne dépasse pas 6 p. 100.

Frais spéciaux :

	fr.
Main-d'œuvre. 512 postes.	467,58
Bois. 401 ^m ,554.	1.056,89
Charbon de bois, 172 ,527.	568,476
Pyrite de fer. 119 ,84.	»
Matériaux divers.	472,50
Frais généraux et de direction.	1.517,50
Transports.	32,50
Total.	4.215,446

soit pour 1.000 kilogrammes 156^f,825; chiffre assez élevé, en présence du bas prix de la main-d'œuvre et des combustibles.

L'usine traite annuellement 1100 q. m. de mattes, et produit 450 à 460 q. m. de cuivre, en partie en rosette ou en lingots, en partie travaillé en barres.

CHAPITRE TROISIÈME.

Traitement métallurgique des minerais aurifères et argentifères dans la contrée de Schemnitz.

Dans la première partie de notre mémoire nous avons présenté un aperçu général de la situation des mines et de la nature des minerais exploités dans la contrée de Schemnitz: nous nous bornerons ici à écrire la méthode de traitement suivie à l'usine de Neusohl, 50 kilomètres environ au nord de Schemnitz. Nous laissons entièrement de côté les autres usines du district, parce que à Neusohl seulement la méthode est complète.

Usine
de Neusohl.

L'usine de Neusohl est placée pour les minerais et les combustibles à peu près dans les mêmes conditions que Fernesy et Kapnik.

Minerais.

Les minerais sont produits, en partie, par les mines des particuliers, en partie par les mines impériales.

On peut les diviser en trois classes principales,

1° Minerais de plomb, plus ou moins argentifères et aurifères : on a soin de distinguer les minerais des schlichs ; les premiers sont donnés pour les cassage et triage, les seconds ont subi une préparation mécanique complète ;

2° Pyrites de fer, plus ou moins riches en or et soufre ;

3° Minerais d'argent, tels que l'argent rouge, etc., on les subdivise en minerais pauvres et minerais riches ; les premiers contiennent moins de 125 grammes d'argent aux 100 kilogrammes ; les seconds en renferment une plus forte proportion, et leur richesse moyenne de 450 à 500 grammes.

La gangue la plus ordinaire est une roche feldspathique plus ou moins altérée.

Nous devons encore citer les minerais d'argent très-riches contenant 2 à 3 p. 100 et même davantage ; ils ne sont introduits dans le traitement métallurgique que pour la coupellation.

Pour traiter ces minerais on a fini par adopter une méthode assez analogue à celle de Nagybanya (1). Les modifications qu'on a fait subir à cette dernière proviennent de la nature un peu différente des minerais à traiter.

(1) L'ancienne méthode de Schemnitz et les premiers essais de la méthode de Nagybanya ont été décrits dans les *Annales des mines*, 3^e série, t. IX, p. 17, par M. Grüner. Nous renvoyons les lecteurs à ce mémoire pour la comparaison des deux méthodes, ancienne et nouvelle.

Les pyrites aurifères sont bien moins abondantes, et les minerais d'argent constituent au contraire une très-forte proportion des matières à fondre. L'or contenu dans les filons est en grande partie séparé par les opérations de la préparation mécanique, et le traitement métallurgique est spécialement dirigé vers l'extraction de l'argent.

Les minerais de plomb sont, jusqu'à présent, considérés comme moyen de traitement, mais les mines les produisant en proportion toujours croissante, il est probable que dans un très-petit nombre d'années on devra en traiter une partie dans le but d'en retirer le plomb aussi bien que l'argent et l'or.

Les combustibles ne sont pas de très-bonne qualité ; le bois, en grande partie d'essence légères, arrive par flottage ; on le sèche pendant six mois à l'air avant de l'employer. Il est cordé en bûches de 5' = 1^m,58 de longueur, et coûte 1^f,70 le mètre cube (1).

Combustibles.

Le charbon provient de bois légers et flottés, carbonisés en grandes meules : il revient à 3^f,35 le mètre cube.

La méthode suivie à l'usine de Neusohl comprend les opérations principales suivantes :

Exposé
de la méthode.

1° Fonte de concentration des minerais d'argent pauvres (contenant moins de 125 grammes aux 100 kilogrammes), avec addition de pyrites peu aurifères, non grillées (2). Cette opération doit donner une scorie pauvre, et une matte tenant au moins 200 à 220 grammes d'argent aurifère aux 100 kilogrammes.

(1) La mesure adoptée à Neusohl, le stabb, vaut 180 pieds cubes, soit 5^m,70, et coûte 9^f,50. Elle tient 180 bûches en moyenne. Nous citons ce nombre parce que dans les grillages on compte le bois, non pas par stabs, mais par morceaux.

(2) La proportion des pyrites n'est pas assez grande pour les besoins du traitement, on se garde bien de les griller.

2° Grillage de la matte à deux ou trois feux, en tas et sous un hangar.

3° Fonte des minerais d'argent riches, de la matte précédente grillée, des pyrites aurifères, des minerais et schlichs plombeux grillés, devant produire : 1° du plomb d'œuvre bon à coupeller, tenant la majeure partie des métaux précieux contenus dans les matières fondues; 2° une matte, concentrant le reste de ces métaux et le cuivre; 3° une scorie aussi pauvre que possible.

Elle est désignée, comme l'opération correspondante de la méthode de Nagybanya, sous le nom de *Reichverbleiung*.

4° Grillage à 7 ou 8 feux et en tas de la matte riche.

5° Fonte de la matte grillée, avec addition d'une certaine proportion de fonte en grenailles et de plomb pauvre introduit, en partie par le gueulard, en partie par l'œil.

Cette opération produit encore : du plomb d'œuvre bon à coupeller : une matte plus riche en cuivre, plus pauvre en argent : une scorie pauvre.

6° Grillage à deux ou trois feux, suivi d'une fonte de concentration, à la suite de laquelle on fait agir du plomb pauvre sur la nouvelle matte produite,

7° Répétition du grillage et de la fonte.

Ces deux opérations ont pour but de concentrer davantage le cuivre dans la matte, et d'enlever à cette dernière autant d'argent qu'il est possible de le faire avec économie.

8° Les plombs d'œuvre sont passés à la coupellation.

On voit d'après cet exposé que la méthode de Nagybanya a été transportée dans la Basse-Hongrie avec plusieurs modifications; on a supprimé la fonte spé-

ciale des minerais pauvres : on l'a remplacé par l'ancienne fonte de concentration, laquelle a seulement pour but de réunir les métaux utiles dans une matte d'une teneur assez élevée pour être traitée avec les minerais riches (1).

On n'établit pas de distinction pour la richesse plus ou moins grande de l'argent en or.

Enfin une autre modification, résultant comme les précédentes de ce que les minerais sont spécialement des minerais d'argent, et de la nature des gangues, est l'emploi de fortes proportions de scories dans les différentes fontes : on ne fait jamais de fontes particulières de scories riches.

Nous reviendrons plus loin sur la comparaison des deux méthodes, quand nous aurons décrit complètement l'usine de Neusohl. Nous allons considérer successivement les différentes opérations, en suivant l'ordre adopté pour Fernesy et Kapnik.

Grillages. — Nous avons à décrire le grillage des minerais et schlichs au four à réverbère, et celui des mattes en tas sous un hangar.

On grille au réverbère, les minerais et schlichs plombeux, et les pyrites assez riches pour passer directement dans la troisième opération (*Reichverbleiung*).

Les fours employés ont la même disposition et les mêmes dimensions que ceux de l'usine de Fernesy. On cherche à obtenir un grillage plus complet en laissant

Grillage
au réverbère.

(1) La méthode suivie à Neusohl est encore modifiée de temps en temps : ainsi, par exemple, on ne fait plus maintenant qu'une seule fonte de concentration pour les minerais pauvres; il y a deux ans à peine on pensait que deux fontes successives étaient nécessaires pour amener la matte à la richesse convenable.

seulement deux charges, de 224 kilogrammes, à la fois dans le four. L'une est près de la porte du fond, l'autre auprès du pont; toutes deux restent pendant quatre heures dans leurs positions: on ne passe donc que six charges, soit 1344 kilogrammes dans un jour entier; les minerais sortent du four, fortement agglomérés, mais encore imparfaitement grillés. On brûle en vingt-quatre heures 3^m^c,95 environ de bois flotté, quand on grille les minerais de plomb, et seulement 3^m^c50 quand on traite les pyrites contenant peu de gangues.

Il faut, pour la conduite du grillage, deux ouvriers par poste, le grilleur et l'aide; ils reçoivent 1 franc et 0^f,87.

Les frais principaux pour un four et pour un jour entier sont d'après cela :

	fr.	fr.
Bois . . . 3 ^m ^c ,95 à 1,70.	6,7150	
Grilleurs. 2 postes à 1,00.	2,00	
Aides. . . 2 — à 0,87.	1,74	
Total.	10,4550	

soit pour 1,000 kil. de minerais et schlichs plumbeux :

	fr.
Bois. 2 ^m ^c ,94.	4,998
Grilleurs. . . 1 ^p ,487.	1,487
Aides. 1 ^p ,487.	1,294
Frais généraux.	7,779

Les pyrites aurifères riches ne sont produites que rarement par l'exploitation des mines.

Les minerais de plomb perdent très-peu de leur poids, 4 à 5 p. 100 au plus: la perte réelle en plomb n'a pas été déterminée, elle est certainement bien moindre qu'à Fernesy, parce que les minerais sont moins purs; les schlichs rendent à l'essai 25 à 30 p. 100 de plomb et les minerais au plus 35 à 40.

Les mattes sont grillées en tas sous un hangar, placée à une certaine distance de l'usine (1).

Les tas contiennent, en moyenne, 112 quintaux métriques de matte cassée au marteau en morceaux de la grosseur du poing; 125 à 130 bûches de bois, soit 4 mètres cubes, et une petite quantité de charbon de bois, destiné à rendre l'allumage plus facile.

L'allumage est fait par les quatre faces à la fois, et la combustion du bois n'exige pas plus de trente-six heures: le feu est terminé en un temps variable, avec les circonstances atmosphériques, de dix jours à trois semaines.

Le grillage ne peut arriver au point convenable qu'après deux feux au moins, et souvent de trois à sept. Ces feux sont conduits comme le premier, mais avec une proportion plus grande de combustible. On emploie 10 bûches de plus à chaque nouveau feu, soit :

	Bois. m. c.
Pour le second feu.	4,315
Pour le troisième feu.	4,630
Pour le quatrième feu.	4,945
Etc., etc.	

La main-d'œuvre du grillage des mattes est payée à l'entreprise, à raison de :

4^f17 pour apporter les 112 quintaux métriques de matte de l'usine au grillage.

2^f61 pour chaque feu.

4^f17 pour porter les 112 quintaux métriques de matte du grillage à l'usine.

(1) Le hangar de grillage et les aires pour le séchage des bois sont séparés des bâtiments de l'usine par la grande route de Schemnitz à Neusohl: la communication est établie sous la route par un tunnel. La distance n'est pas grande, et les transports ne sont pas notablement plus onéreux que si l'usine n'était pas ainsi coupée en deux par une route très-fréquentée.

D'après ces nombres, les frais principaux du grillage en tas de 112 quintaux métriques de matte sont :

1° Pour deux feux :

	m. c.	fr.	fr.
Bois, 8,315 à 1,70			14,135
Main-d'œuvre et transports. . .			13,560

27,695

Soit pour 1.000 kil. . . 2,472

2° Pour trois feux :

	m. c.	fr.	fr.
Bois, 12,945			21,99
Main-d'œuvre.			16,07

38,06

Soit pour 1.000 kil. . . 3,292

3° Pour sept feux :

	m. c.	fr.	fr.
Bois, 54,615			58,85
Main-d'œuvre.			26,61

85,46

Soit pour 1.000 kil. . . 7,65

Fonte de concentration (Rohschmelzen). — On passe dans la fonte de concentration tous les minerais et matières pauvres en argent et or :

Les minerais d'argent tenant moins de 125 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Les pyrites aurifères tenant moins de 4 grammes d'or aux 100 kilogrammes.

Les scories riches provenant des fontes suivantes.

Les pyrites aurifères, non grillées, ne fournissent pas de fondant; les scories ajoutées ne sont pas assez basiques pour déterminer la fusion de toutes les gangues ordinairement très-quartzeuses des minerais; aussi faut-il ajouter une assez forte proportion de calcaire de 20 à 25 p. 100.

La fonte se fait dans un haut fourneau, à section tra-

pézoïdale, à deux tuyères. Les dimensions principales sont les suivantes :

	mèt.
Hauteur de la pierre de fond au gueulard.	6,320
— à la tuyère inférieure.	1,420
— à la tuyère supérieure.	1,475
Hauteur de la brasque du creuset.	0,526
Dimensions horizontales aux tuyères :	
Distance de deux tuyères.	0,526
Profondeur du fourneau.	1,052
Écartement maximum des costières (1).	0,947

Le fourneau est un peu plus large à 0^m,632 au-dessus des tuyères; l'écartement des costières est de 1^m,105, et cette dimension reste la même jusqu'au gueulard.

Les axes des deux tuyères ne se rencontrent pas; la supérieure est horizontale, l'inférieure inclinée de 1 degré.

L'œil a 0^m,079. Le vent est fourni par une machine soufflante à cylindre, à la pression de 0^m,026 de mercure. Il est maintenant lancé froid: on a essayé le vent chauffé à 250° et 300°; mais on a dû y renoncer, après avoir constaté une grande économie de temps, et en même temps une abréviation notable dans la durée des campagnes, et une augmentation très-forte de la perte en argent et or.

La conduite du fourneau exige quatre hommes: un fondeur et trois chargeurs; ils font des postes de douze heures; mais ils sont payés à l'entreprise, d'après la quantité de minerais fondus. Ils reçoivent 2¹/₄ par tonne métrique.

Les approvisionnements en minerais étant toujours assez considérables, on peut disposer des lits de fusion

Lit de fusion

(1) La section du fourneau est trapézoïdale, mais les angles sont arrondis, et cela bien plus sur la poitrine que sur la face du vent. Si les costières étaient planes, les dimensions de la section horizontale seraient: 1^m,05 et 0^m,79.

bien constants pendant toute la durée de chaque campagne, et rendre par là les fontes aussi régulières que possibles. La composition la plus ordinaire est :

60 parties pyrites et schlichs pyriteux, tenant au plus 3^e,90 d'or aux 100 kilogrammes.

40 parties minerais d'argent assortis, tenant en moyenne 85 grammes d'argent.

110 parties scories des fontes suivantes.

20 parties calcaire.

Les pyrites sont bien plus pauvres que celles de Nagybánya, non-seulement en métaux, mais encore en soufre, et le lit de fusion précédent, contenant une forte proportion de pyrites non grillées, ne donne cependant qu'une faible quantité de matte.

On peut fondre en vingt-quatre heures 61^{mm},60 de minerais, soit 142^{mm},62 de lit de fusion. Les campagnes sont de quatre à cinq semaines. On brûle 4^me,954 de charbon par tonne de minerais.

Produits.

La fonte de concentration donne seulement deux produits :

1° Une matte qui doit renfermer tous les métaux utiles des minerais et tenir au moins 218 grammes d'argent aurifère aux 100 kilogrammes. On la fait couler trois fois par poste dans le bassin extérieur, on l'enlève en rondelles, on la casse en morceaux, on la pèse, puis on l'envoie au grillage ;

2° Des scories pauvres qui sont jetées.

Exemple.

Nous citerons comme exemple de la fonte de concentration, les résultats consignés dans les registres de l'usine pour 1847.

On a traité en dix-sept campagnes et neuf cent vingt et un postes de douze heures (ce qui donne vingt-sept jours un dixième pour la durée moyenne d'une campagne) :

	q. m.	Argent aurifère. k.	Or. k.
Schlichs pyriteux. . .	15 045,00	440,25	23,519
Schlichs d'argent. . .	3 880,52	294,840	4,375
Minerais d'argent. . .	4 072,32	518,675	3,867
	22.997,84	1.053,765	31,761

soit pour 1,000 kilogrammes 0^k,458 d'argent aurifère et 0^k,0138 or.

On a fondu avec les minerais :

	q. m.	arg. aurif. k.	Or. k.
Crasses diverses. . .	871,64	47,67	0,9975
Scories basiques. . .	26.184,50	rapport aux minerais. 112,85 p. 100	
Calcaire.	4.897,20	—	21,29 —

On a obtenu 22,40 p. 100 de matte et 5,12 p. 100 de crasses, contenant d'après les essais :

Produits.

	q. m.	Argent aurifère. k.	Or. k.
Matte.	5.196,80	1.060,08	53,054
Crasses.	716,80	37,545	0,7875
	5.913,60	1.097,425	53,8415

Ces nombres indiquent une faible perte sur l'argent et, au contraire, une augmentation notable pour l'or. Cette augmentation n'est qu'apparente ; elle résulte de ce que les essais des matières pauvres en or ne peuvent pas donner des résultats comparables, et de ce que la perte en métal, dans l'essai, est relativement plus forte pour les matières plus pauvres.

La matte obtenue contenait 2^k,031 d'argent aurifère Consommation :

On a brûlé (1).

(1) Cette consommation de charbon est énorme ; elle est motivée par la mauvaise qualité du charbon, et plus spécialement par la grande rapidité de la fonte, on a passé en 24 heures plus de 12.000 kilogrammes de minerais, scories, calcaire, etc. La consommation actuelle ne dépasse pas 5 m. c. de charbon pour 1.000 kilogrammes de minerais ; on passe en 24 heures 10 tonnes de lit de fusion.

Charbon de bois 14.200^m28, soit pour 1.000 kilogrammes de minerais 6^m174, et pour 1.000 kilogrammes de matières fondues 2^m489.

Frais spéciaux. D'après ce qui précède, les principaux frais spéciaux de la fonte de concentration, rapportés à 1.000 kilogrammes de minerais, sont :

	fr.
Charbon de bois, 6 ^m ,174 à 3 ^f ,351	20,689
Main-d'œuvre à l'entreprise	2,234
Réparation d'outils, transport des scories, etc.	0,864
Calcaire, 212 ^k ,90 à 0 ^f ,457	0,975
Total	24,760

C'est-à-dire que la fonte de concentration, à Neusohl, coûte deux fois plus cher que la fonte des minerais pauvres, à Fernesy et Kapnik.

Fonte
de la matte.
(Anreicharbeit).

La matte obtenue a été grillée à deux feux, qui ont coûté 2^f,472 pour 1.000 kilogrammes, puis passé dans une opération, maintenant supprimée, fonte d'enrichissement (*anreich arbeit*).

On fondait rapidement dans un haut fourneau : les mattes grillées, des minerais et schlichs d'argent, des scories basiques provenant des opérations dans lesquelles on fait agir le plomb, et du calcaire.

Les produits étaient, comme précédemment, une matte et des scories.

La matte contenait pour 1.000 kilogrammes plus de 4 kilogrammes d'argent aurifère; les scories un peu riches devaient être passées au moins en partie dans la première fonte de concentration.

Les minerais pauvres étaient ainsi passés en deux fontes, et on arrivait plus facilement à fondre les gangues quartzzeuses, et à produire une matte aussi riche en argent que la moyenne des minerais traités dans la fonte riche (*Reichverbleiung*). Cette division augmentait beaucoup la consommation de charbon; rendait la

perte en argent bien plus grande, et produisait des scories assez riches pour ne pas pouvoir être jetées. Le directeur actuel a pensé que l'avantage d'obtenir une matte plus riche ne compensait pas ces inconvénients, et maintenant la matte donnée par la première fonte crue, riche à 2 ou au plus 3 kilogrammes d'argent aurifère aux 1.000 kilogrammes, est passée après grillage dans la fonte nommée *Reichverbleiung*.

Les avantages numériques de cette simplification ne pourront être connus que dans plusieurs années; il est maintenant encore impossible de faire la comparaison: nous nous bornerons à citer les nombres relatifs à l'année 1847, pour la méthode alors employée.

On a fondu au haut fourneau, en sept campagnes et en 576 postes de 12 heures, ce qui donne 28^j,53 pour la moyenne d'une campagne :

	q. m.	Argent aurifère. k.	Or. k.
Schlichs d'argent	4.902,52	385,052	6,5700
Minerais d'argent	3.731,84	423,650	6,9825
Matte grillée	5.237,12	1.066,050	32,4100
	13.871,48	1.874,752	45,7625
Soit pour 1.000 kil.		1,552	0,0331

On a mélangé par conséquent des minerais et des schlichs d'argent tenant moins de 0,001 avec des mattes à plus de 0,003.

On a passé dans le lit de fusion :

	q. m.	k.	k.
Grasses	514,72	tenant arg. aurif.	57,012 or 0,505
Calcaire	1.931,00	soit 14 p. 100 de minerais et matte.	
Scories basiques. 8,580,00 — 62		—	

En 24 heures on a passé en moyenne, 75^m,78 de matte et minerais ou 131^m37 du lit de fusion entier.

On a consommé en combustible : Charbon 5.494^m85 soit pour 1.000 kilogrammes de minerais et mattes 4

m. c. de charbon, et pour 1.000 kilogrammes de matières fondues 2^mc221.

En comparant les consommations en charbon pour les deux fontes, on voit que dans la seconde on a brûlé moins de combustible parce qu'on n'a pas eu besoin d'une aussi forte proportion de fondants pour les gangues quartzeuses.

Produits.

La fonte d'enrichissement a donné :

		Argent aurifère.	Or.
	q. m.	k.	k.
Matte.	44,18 p. 100	3.814,72	1.795,85
Crasses.	4,22 p. 100	365,12	42,70
Somme.		<u>4.179,84</u>	<u>1.838,55</u>
			48,8950

Ces nombres indiquent une perte assez faible sur l'argent, et comme dans la fonte précédente une augmentation notable sur l'or. La teneur en métaux de la nouvelle matte est : (rapportée à 1.000 kilogrammes) argent aurifère 4^k71.

Frais.

Les frais pour 1.000 kilogrammes de minerais et matte se sont élevés à 17^f,142.

	fr.
Charbon, 4 m. c. à 3 ^f ,351.	13,404
Main-d'œuvre à l'entreprise.	2,234
Réparations d'outils, transport des scories.	0,864
Calcaire, 140 kil. à 0 ^f ,457.	0,640
Total.	<u>17,142</u>

La somme des frais des deux fontes, pour 1.000 kilogrammes de minerais pauvres s'élève à 25^f,92 (1).

Le traitement de 1.000 kilogrammes de minerais a donné, matte enrichie, propre au traitement ultérieur, 125 kilogrammes.

La matte enrichie est grillée à trois feux, en tas de

(1) Il faudrait pouvoir placer à côté de ces nombres la valeur des métaux précieux perdus, ce qui nous est impossible.

112 q. m., sous un hangar, puis réunie aux minerais riches.

Traitement des minerais riches (Reichverbleiung). —

Le traitement des minerais riches en argent est tout à fait analogue à celui de la méthode de Nagybanya ; les minerais sont fondus à basse température, avec addition de minerais de plomb grillés, de matières plombeuses oxydées : la seule différence est dans l'addition des scories basiques, destinées à rendre la fusion plus facile.

L'opération doit donner :

Du plomb d'œuvre, contenant la majeure partie des métaux précieux et notamment la presque totalité de l'or.

Une matte renfermant tout le cuivre, une partie du plomb et le reste de l'argent.

Une scorie plus ou moins pauvre.

La fonte est faite dans un demi-haut fourneau. On fond plus lentement, avec une pression de vent moins forte, avec un nez assez long ; le gueulard, les tuyères et l'œil doivent être maintenus constamment obscurs. Le creuset est peu profond ; on coule toutes les fois qu'il est plein de plomb, alternativement deux fois et trois fois par poste.

Les ouvriers sont payés, non plus à l'entreprise, ce qui les exciterait à fondre trop vite, mais au poste. Il faut pour chaque poste, trois hommes, un fondeur et deux chargeurs. Ils reçoivent 1^f,084 ; 1 fr., 0^f917. En 24 heures, un fourneau pour la fonte riche exige 6 journées de main-d'œuvre spéciale, coûtant 6^f002. Il faut en outre pour les réparations d'outils, les transports des minerais et matières, etc., environ 2 journées, payées 1^f,76.

Fourneau.

En somme, la main-d'œuvre pour 24 heures s'élève à 7¹,762.

Lit de fusion.

Les minerais riches, les mattes enrichies, les minerais de plomb, scories, fondants, etc., sont ordinairement associés dans les proportions suivantes :

Minerais et schlichs de plomb grillés.	54 parties.
Minerais d'argent et mattes grillées.	46

100

Produits plombeux oxydés des coupellations.	24
Calcaire.	4 à 5
Scories basiques.	25 à 30
Ferraille ou grenaille de fonte.	2 à 4

Soit 55 à 60 de fondants en réductif pour 100 de minerais, dont moins de la moitié sont spécialement argentifères.

On doit fondre en 24 heures 19 à 20 q. m. seulement de minerais et matte, en consommant 4^me,081 de charbon pour 1.000 kilogrammes de minerais et matte fondus.

Produits.

Les produits sont :

1° Plomb d'œuvre, obtenu dans la proportion de 70 p. 0/0 du plomb contenu dans le lit de fusion, et renfermant au moins 65 p. 0/0 de l'or des matières fondues. Il contient de 8 à 10 kilogrammes d'argent aurifère aux 1.000 kilogrammes.

2° Matte riche nommée Reichverbleiunglech, contenant pour 1.000 kilogrammes :

Argent peu aurifère.	5 à 4 kil.
Plomb.	160 à 170
Cuivre.	40 à 50

Elle est obtenue dans la proportion de 16 à 17 p. 0/0 des minerais et matte fondus.

3° Scories assez basiques, contenant au plus 40 p. 0/0 de silice, et tenant aux 1.000 kilogrammes :

Argent plus ou moins aurifère.	40 à 50 grammes.
Plomb.	30 à 40 kil.
Cuivre.	2 à 3

Le plomb d'œuvre est coupellé ; les mattes sont grillées à six ou sept feux, et traitées comme nous l'indiquerons plus loin ; les scories sont utilisées comme fondant dans les différentes opérations, notamment dans les deux premières fontes de concentration.

Nous citerons pour exemple les fontes faites à l'usine de Neusohl en 1847.

En vingt campagnes, ayant duré 522 jours entiers (la durée moyenne d'une campagne a été par conséquent de 26¹/₁₀), on a fondu au demi-haut fourneau :

	Plomb.	Cuivre.	Argent aurif.	Or.
	q. m.	q. m.	k.	k.
Minerais d'arg.	4.847,92	»	1.567,87	23,067
Soit p. 1.000 k.	»	»	2,82	»
Mattes grillées.	5.538,40	»	2.390,64	62,947
Soit p. 1.000 k.	»	»	4,314	»
Somme des minerais d'arg. et mattes.	10.386,32	»	5.758,51	86,014
Soit p. 1.000 k.	»	»	3,620	»
Minerais de plomb grillés.	7.181,44	2.678,87	247,3275	21,665
Soit p. 1.000 k.	»	273 k.	0,544	»
Crasses.	488,32	83,44	51,38	0,9625
Produits plombeux oxydés.	2.767,62	1.657,60	149,922	3,360
Produits cuivreux divers.	705,60	446,88	112,50	35,9975
				1,225

Soit pour la somme des matières métallifères et des métaux contenus :

(1) On voit d'après ces nombres que les mattes enrichies ont été plus riches que la moyenne des minerais considérés comme riches ; la teneur de ces minerais se rapproche bien plus de celle des mattes données par la première fonte de concentration.

	21.529,50	4.866,79	112,50	4,245,157	115,2265
Soit p. 1.000 k.	»	226 k.	5 ^k ,24	1,977	0,0525
Rapport du plomb à l'argent. . . .				114 : 1.	

On a passé comme fondants et réductifs :

	q. m.		k.
Calcaire.	1.022,56	soit pour 1.000 kil.	47,50
Scories basiques.	5.009,20	—	252,75
Scories de forge.	109,40	—	4,60
Grenailles de fonte.	251,44	—	11,21

On a par conséquent fondu en 522 jours 27918^m,90 de minerais et fondants :

Soit par campagne. 1395^m,945

Soit par jour. 53^m,048

Ce nombre indique que la fonte riche a été conduite avec beaucoup plus de lenteur que les fontes de concentration. En considérant seulement les minerais et produits contenant des métaux utiles, on a fondu en vingt-quatre heures 41^m,24, et en ne tenant compte que des minerais et des mattes, 55^m,65.

Produits.

On a obtenu :

	q. m.	Cuivre. q. m.	Pfomb. q. m.	Arg. aurif. k.	Or. k.
Plomb d'œuvre.	2.820,72	»	2.795,28	2.745,16	110,985
Soit p. 1.000 k.	»	»	990 ^k ,50	9,726	»
Matte.	5.708,52	258,00	960,40	1.570,075	0,8925
Soit p. 1.000 k.	»	64 ^k ,25	259 k.	5,695	»
Crasses.	578,00	»	100,24	58,545	1,155
Somme.	6.907,04	258,00	5.855,92	4.171,580	115,0525

En comparant ces nombres à ceux écrits plus haut, on trouve :

Perte pour le plomb.	1.012 ^m ,87	soit.	21 p. 100.
Perte pour l'argent.	71 ^k ,557	soit.	1,75 p. 100.

Observations. — Le plomb d'œuvre a été obtenu dans la proportion de 58 p. 100 du plomb contenu dans le lit de fusion. Il a condensé 64.50 p. 100 de l'argent et la presque totalité de l'or contenue dans les matières fondues.

La matte a été produite dans la proportion de 21.68 p. 100 des minerais et matte fondus. Elle est tout à fait analogue, par sa richesse en argent, à la moyenne des minerais d'argent et matte passés dans l'opération. Elle en diffère en ce qu'elle ne contient qu'une quantité insignifiante d'or, et en ce qu'elle est bien plus riche en cuivre.

Il ne faut pas avoir égard à la quantité de cuivre de la nouvelle matte, plus grande que celle indiquée par les essais dans les matières mises en opération; on s'explique facilement ce résultat en réfléchissant à l'impossibilité de faire avec exactitude les essais pour cuivre des matières, qui contiennent de très-petites quantités de ce métal.

On a brûlé 6164^m,20 de charbon de bois, soit pour 1.000 kilog. de minerais et matte. . . 3^m,512
pour 1.000 kilog. de matières fondues. . . 2^m,865

Consommations.

Il convient, en outre, de rappeler la consommation de bois et charbon pour le grillage des minerais de plomb.

Pour griller au réverbère les 7.181^m.44, on a brûlé :

Charbon de bois.	13 ^m ,12
Bois.	2.597 ^m ,60

Les frais spéciaux principaux, rapportés à 1.000 kilogrammes de minerais et mattes, ont été les suivants :
Grillage de 408 kilogrammes de minerais de plomb :

Frais.

Main-d'œuvre.	1 ^j ,21.	1,155	} fr. 3,175
Bois et charbon.	1 ^m ,21.	2,040	

Fonte des minerais et mattes grillées :

Charbon.	3 ^m ,152 à 5 ^j ,551.	11,769	} 16,055
Calcaire.	47 ^k ,50.	0,217	
Fer.	11 ^k ,21.	1,024	
Main-d'œuvre spéciale, 1 ^j ,78.		1,791	
Transports, réparations d'outils.		1,254	
Somme des frais spéciaux.		19,250	

En ajoutant à ce chiffre les frais de grillage à trois feux des 315 kilogrammes de matte, s'élevant à 1^f,068, on aurait, pour somme totale des frais spéciaux de la fonte de 1.000 kilog. de minerais et matte, en y comprenant les opérations accessoires de grillage. 20^f,298

Pour l'année que nous avons choisie comme exemple du traitement, on a obtenu, par suite des opérations que nous venons de considérer 5708^m,32 de matte contenant :

Cuivre.	258 ^m ,00	soit pour 1.000 kil.	64,23
Plomb.	960 ^m ,40	—	259,00
Argent aurifère. . . .	1.370,075	—	3,695
Or.	0 ^k ,8925		

Cette matte est trop riche en cuivre pour qu'on puisse la traiter comme un minerai argentifère ; il faut, d'une part, lui enlever en une seule opération, en deux tout au plus, la plus forte proportion possible de l'argent, et d'autre part, concentrer le cuivre dans une nouvelle matte, dans laquelle on puisse négliger l'argent.

La matte est d'abord grillée à sept feux et en tas de 112 q. m. ; ce grillage revient, comme nous l'avons exposé précédemment, à 7^f,63 par 1.000 kilogrammes. On ne tient pas compte des pertes en métaux qui en résultent.

La matte grillée est ensuite fondue au demi-haut-fourneau avec addition d'une certaine quantité de minerais argentifères et en même temps pyriteux ; de scories basiques, de ferraille ou de grenailles de fonte, de matières plombeuses oxydées provenant des coupellations. On produit par cette fonte une scorie pauvre, une matte et du plomb d'œuvre.

Les trois produits sont séparés à leur sortie du fourneau ; les scories coulent continuellement sur le plan

Traitement
de la matte
(Reichverbleitung
ech schmelzen).

incliné : la matte et le plomb sont coulés dans des bassins distincts.

La matte est mise en contact, dans son bassin de coulée, avec une forte proportion de plomb pauvre, qui agit sur elle en décomposant le sulfure d'argent qu'elle contient, et ramène une partie de l'argent à l'état métallique. On obtient par ce moyen une matte plus pauvre en argent et en plomb, tout en évitant la perte énorme en plomb qui aurait lieu si tout ce métal était fourni par les matières provenant de la coupellation, chargées par le gueulard.

La fonte ainsi conduite diffère de celle correspondante dans la méthode de Nagybánya, non-seulement en ce qu'on fait agir le plomb de deux manières, mais encore et principalement en ce que les mattes sont fondues après avoir été grillées bien plus complètement. On obtient cependant une forte proportion de matte (environ 50 p. 100 de la matte grillée fondue), grâce à l'addition des minerais pyriteux. On a donc pour but de ramener à l'état métallique, dans le fourneau, la presque totalité des métaux autres que le fer contenus dans la matte, et de réformer ensuite, par le soufre des minerais pyriteux, la proportion de matte nécessaire pour concentrer tout le cuivre et empêcher les scories d'être riches.

Cette réaction complexe ne paraît pas donner des résultats plus favorables que ceux obtenus dans les usines de Fernesy et Kapnik.

La composition ordinaire du lit de fusion est la suivante :

- 80, matte grillée à sept feux ;
- 20, minerais argentifères pyriteux ;
- 10 à 15, matières plombeuses oxydées provenant de la coupellation ;

Lit de fusion.

45 à 50, scories basiques et scories de forge ;
1 à 2, ferraille ou grenailles de fonte.

On fait ensuite agir sur la matte dans le bassin de coulée :
50, plomb pauvre.

La proportion du plomb, agissant sur l'argent, doit être :

Dans le fourneau, 85 à 90.

Et le rapport du plomb total à l'argent :

De 225 à 255 : 1.

Produits.

Les produits définitifs sont :

1° Du plomb d'œuvre, dans la proportion de 85 à 90 p. 100 du plomb employé, tenant de 6 à 7 kilogrammes d'argent aux 1.000 kilogrammes.

2° Une matte, obtenue dans la proportion de 55 à 40 p. 100 des mattes grillées fondues, contenant pour 1.000 kilogrammes :

Plomb. 100 à 150 kil.
Cuivre. 150 à 170
Argent. 900 à 1.650 grammes.

Elle ne renferme plus d'or en proportion notable ; ce métal se retrouve presque entièrement dans le plomb d'œuvre.

3° Scories moins basiques que celles des autres fontes, très-pauvres en or, en argent et même en cuivre, contenant de 2 à 3 p. 100 de plomb.

La nouvelle matte est grillée à trois feux et fondue de la même manière, au demi-haut-fourneau. Les produits de cette nouvelle opération sont pareils à ceux de la précédente ; le plomb d'œuvre est un peu moins riche en argent ; la matte est plus pauvre en argent et plus riche en cuivre.

Assez souvent le grillage et la fonte doivent être rejetés sur la nouvelle matte, quand elle contient une trop forte proportion d'argent.

Désargentifica-
tion (*Lechentsil-
berung*).

L'ensemble de ces opérations, nommé *Lechentsilbering schmelzen*, donne une matte contenant, pour 1.000 kilogrammes :

Cuivre. 400 à 450 kilogrammes.
Argent. 120 à 150 grammes.

Elle est alors expédiée à l'usine voisine, à Tajova, où se fait le traitement spécial pour cuivre.

Nous citerons encore l'exemple des fontes faites à Neusohl en 1847.

Exemple.

Fonte de la matte riche grillée :

On a fondu, en dix campagnes dont la durée moyenne a été de vingt-trois jours :

	Plomb. q. m.	Cuivre. q. m.	Arg. aurif. k.	Or. k.	
Matte riche.	4.756,64	1.180,00	525,68	1,655,72	1,115
Minerais pyriteux.	1.066,80	"	"	65,135	5,950
	<u>5.023,44</u>	<u>1.180,00</u>	<u>525,68</u>	<u>1.700,855</u>	<u>7,065</u>
Soit p. 1.0000 k.	"	203 k.	56 k.	2,923	0,012
Crasses.	235,20	41,52	"	29,455	0,395
Produits plombeux oxydés.	498,40	285,41	"	16,730	0,292

Scories basiques. . . 2.504,40 } soit pour 1.000 k. { 447,50 " }
Scories de forge. . . 87,92 } de minerais et } 15,10 " }
Grenailles de fonte. . 94,08 } matte. } 16,15 " }

Soit pour la somme des matières fondues. . . 9,245^{me},44

et pour les métaux contenus :

Plomb. 1.509^{me},93 argent aurifère. 1.747^{me},020
Cuivre. 325^{me},68 or. 3^{me},752

On a par conséquent fondu en vingt-quatre heures :
25^{me},52 de minerais et matte ;

Soit 40^{me},19 de lit de fusion.

On a employé, pour la désargentification de la matte dans le bassin de coulée : plomb pauvre, 2.958^{me},60, tenant plomb 2.954^{me},14, argent aurifère, 165.9525.

Ces nombres donnent 251 : 1, pour le rapport à l'ar-

gent du plomb total employé, soit dans le lit de fusion soit dans le bassin : le tiers du plomb est passé dans le fourneau, à l'état de matières oxydées, chargées par le gueulard ; les deux tiers sont employés à l'état métallique et n'agissent que par contact sur la matle.

Produits.

L'opération a donné les produits suivants :

	q. m.	Plomb. q. m.	Cuivre. q. m.	Argent aurif. k.	Or. k.
1 ^o Plomb.	3.800,05	3.784,57	»	1.564,2765	12,915
Soit 85,50 p. 100 du plomb contenu dans les matières fondues et pour la richesse du plomb obtenu.					

Argent aurifère. 4^k,062 aux 1.000 kil.

Le plomb a séparé 82 p. 100 de l'argent contenu dans toutes les matières mises en opération.

2 ^o Matle.	2.331,85	»	»	»	»
Soit 40 p. 100 des matles et minerais traités, contenant :					
»	398,72	357,84	377,445	»	»
Soit pour 1.000 kil. 171 k. 155 k. 1,618 »					

La nouvelle matle est presque aussi riche en cuivre qu'en plomb.

3 ^o Grasses.	280,50	76,16	»	20,002	»
Somme des produits. 6.412,40 4.218,35 557,84 1.961,7235 12,915					

Les essais et pesées des matières fondues et des produits ont donc indiqué :

Pour le plomb, perte de 225^{mm},18, soit 5 p. 100.

Pour l'argent et l'or, augmentation notable.

On a brûlé 2.381^{mc},226 de charbon de bois.

Soit, pour 1.000 kilogrammes de minerais et matles, 4^{mc},091 (1).

La dépense en main-d'œuvre a été peu différente de celle qui a été indiquée pour l'opération précédente : il a fallu, pour la conduite du fourneau, trois ouvriers

(1) Il est bon de remarquer que dans toutes les fontes on brûle à peu près la même quantité de charbon, 4 m. c. = 720 k. pour fondre 1.000 kil. de minerais et matles.

Combustible.

par poste de douze heures, sans compter les manœuvres chargés d'apporter les matières des lits de fusion, et d'enlever les scories ; et les forgerons employés à la réparation des outils.

Les frais spéciaux, nécessités par la fonte de 1.000 kilogrammes de minerais et matles, ont été :

Frais.

	fr.
Charbon. 4 ^{mc} ,091 à 3',351.	13,709
Fonte. 16 ^k ,15 à 9,10.	1,472
Main-d'œuvre spéciale, 2',37.	2,395
Manœuvres, réparations d'outils, etc.	1,254
Total des frais spéciaux.	18,850

Première désargentification de la matle. — On a fondu au demi-haut-fourneau, en neuf campampagnes, dont la durée moyenne a été de 16^h1/4.

	q. m.	Plomb. q. m.	Cuivre. q. m.	Arg. aurif. k.	Or. k.
Matle grillée.	2.970,24	460,32	456,96	444,7665	0,536
Sole de coupelle.	268,80	148,96	»	11,0775	3,1125
Grasses.	80,08	19,60	»	6,825	1,1725
Scories basiques.	1.761,92	soit par 1000 ^k {		598,00	
Scories de forge.	16,80	de matle.		5,00	
Grenailles de fonte.	87,36			49,00	

Soit pour somme des matières fondues. 5.185,20 628,88 456,96 462,6690 4,9210
Rapport du plomb à l'argent. . . 156 : 1.

On a dû ajouter, pour agir sur la matle dans le bassin :

Plomb pauvre 2.250^{mm},64, tenant argent 40^k875.

Rapport total du plomb employé à l'argent aurifère, 562 : 1.

On a fondu dans vingt-quatre heures :

Matle.	20 ^{mm} ,34
Lit de fusion total.	35 ^{mm} ,51

On a par conséquent conduit l'opération avec lenteur.

On a obtenu les produits suivants :

Produits.

	q. m.	Plomb. q. m.	Cuivre. q. m.	Arg. aurif k.	Or. k.
1° Plomb.	2.436,00	2.422,00	»	404,62	2,0125
Soit p. 1.000 k.	»	»	»	1,662	»
2° Matte.	1.740,50	254,80	406,00	132,00	»
Soit p. 1.000 k.	»	146,50	235,50	0,7585	»
3° Crasses.	81,75	17,56	»	2,80	»
Somme des produits.	4.258,25	2.694,16	406,00	559,42	2,0125

Remarques. — Du plomb total mis en opération, on a retiré dans le plomb d'œuvre 84,50 p. 100 ; dans la matte 9,08 p. 100 ; on a perdu 6,42 p. 100.

En ne tenant pas compte des crasses, on voit que l'argent s'est réparti dans la proportion suivante :

Dans le plomb, 75 p. 100.

Dans la matte, 25 p. 100.

La matte a été produite dans le rapport de 58 p. 100 de la matte fondue.

Combustible.

On a brûlé 1.530^{mc},76 de charbon, soit pour 1.000 kilogrammes de matte 5^{mc},152. Cette consommation est un peu plus grande que celle des fontes précédentes.

Frais.

Les frais spéciaux principaux de la première désargentification, rapportés à 1.000 kilogrammes de matte, ont été de 25^f,890.

	fr.
Charbon, 5 ^{mc} ,152 à 3 ^f ,352.	17,265
Main-d'œuvre spéciale, 2,97.	3,00
Transports divers, réparations d'outils.	1,225
Grenailles de fonte, 49 kil. à 9 ^f ,10.	4,460
Total.	25,890

Seconde fonte de désargentification.

La matte produite était encore trop pauvre en cuivre, trop riche en argent pour être envoyée à Tajova ; on lui a fait subir une seconde désargentification analogue à la première, après un grillage à deux feux.

On a fondu au demi-haut-fourneau, en sept campagnes, dont la durée moyenne a été de 16^h85 :

	q. m.	Plomb. q. m.	Cuivre. q. m.	Argent. k.
Matte grillée.	2.342,00	349,44	544,32	200,375
Crasses.	39,76	9,96	»	1,400
Scories basiques.	1.554,39	soit p. 1.000 ^k de matte. 664,00		
Scories de forge.	40,42	—	—	17,00
Grenailles de fonte.	8,80	—	—	37,10
	4.063,54	359,40	544,32	201,775

Rapport du plomb à l'argent. . . 178 : 1.

Pour désargentifier la matte on l'a mise en contact dans le bassin avec du plomb pauvre. On a employé :

Plomb. 2.308^{mc},35 tenant argent. . . 1^k,35

Rapport du plomb total à l'argent. . . 1.314 : 1.

On a pu passer en vingt-quatre heures :

20^{mc},17 de matte grillée à deux feux,

Soit 35^{mc},03 du lit de fusion.

Les fontes ont donné les produits suivants :

Produits.

	q. m.	Plomb. q. m.	Cuivre. q. m.	Argent. k.
Plomb.	2.249,52	»	»	200,5365
Soit aux 1.000 k.	»	»	»	0,950
Matte.	1.783,04	177,68	483,28	60,20
Soit pour 1.000 k.	»	100 k.	271 k.	0,337

Observations. — Le plomb contenu dans le lit de fusion, et celui employé dans le bassin, se sont trouvés répartis dans les proportions suivantes :

84,25 p. 100 dans le plomb enrichi,

7 » dans la masse cuivreuse,

et par suite 8,75 p. 100 ont été perdus.

La matte a été produite dans le rapport de 76 p. 100 de la matte grillée ; ce rapport indique qu'on a réussi assez bien à atteindre le but de l'opération. La matte a été considérée comme suffisamment appauvrie en argent, et envoyée à Tajova.

On a brûlé, pour fondre les matières précédemment énumérées :

Charbon, 1.232^{mc},56,

TOME III, 1853.

Combustible.

Soit, pour 1.000 kilogrammes de matte, 5^{me},27.

Les deux fontes de désargentification sont, par conséquent, celles de toutes les opérations qui consomment la plus forte proportion de charbon.

Frais.

Les frais spéciaux principaux de la fonte de 1.090 kilogrammes de matte, sont les suivants :

	fr.
Charbon, 5 ^{me} ,27 à 3 ^f ,351	18,66
Main-d'œuvre spéciale, 2 ^f ,95	2,985
Transports, réparations.	1,225
Grenailles de fonte, 37 ^k ,10	3,376
Somme des frais généraux.	26,246

Traitement
spécial
pour plomb.

Il arrive quelquefois à l'usine une quantité de minerais de plomb plus grande que celle qu'il convient d'employer au traitement des minerais d'argent. Quand ce cas se présente on fait une fonte spéciale pour le plomb, dans le demi-haut-fourneau qui sert aux opérations ci-dessus indiquées.

Les minerais de plomb sont mélangés avec des calcaires, des scories basiques et des grenailles de fonte, puis fondus lentement. On obtient du plomb assez pauvre et une matte. Les deux produits sont utilisés dans le traitement des minerais d'argent.

On a fondu, en 1847, 9,952^{me} de minerais de plomb ; nous ne donnons pas les résultats obtenus, parce que cette opération a été faite dans des conditions évidemment peu favorables et n'a pas présenté l'économie convenable.

Liquation
(Saigern).

Le plomb donné par la seconde fonte de désargentification et le plomb pauvre, qui provient de la réduction des litharges impures, ont besoin d'être purifiés par liquation du cuivre qu'ils contiennent en proportion très-notable. L'opération est simplement une fusion lente, à température assez basse pour que le plomb seul puisse couler. Le cuivre, retenant une partie du plomb,

reste sur la sole du four, sous forme de crasses nommées *Kienstöcke*.

Sans insister davantage sur cette opération, nous citerons les résultats obtenus en 1849.

On a soumis à la liquation :

Plomb impur. . . 8,602 q. m. contenant arg. aurif. . . 322^k,21

On a retiré :

	q. m.	Plomb. q. m.	Cuivre. q. m.	Argent. k.	
Crasses cuivreuses.	813,12	535,40	127,12	29,965	(Kienstöcke).
Soit 9,45 p. 100 de crasses contenant pour 1.000 kil. :					
»		658 k.	156 k.	0,375	

		Arg. aurif.	
Plomb purifié.	7.850,80	tenant.	288 ^k ,655
Soit 90,55 p. 100 de plomb purifié tenant.			0 ^k ,566 aux 1.000 k. Consommation.

On a consommé :

Bois 516^{me},20 soit p. 1.000 k. plomb. . . 0^{me},567
Charbon de bois. 45^{me},140 — 0^{me},050

On a dépensé pour la main-d'œuvre, les transports, les réparations, etc., 792^f,55.

Soit, pour 00/00 kilogrammes de plomb impur, 0^f,921.

Les principaux frais spéciaux de la liquation, rapportés à 1.000 kilogrammes de plomb, ont été :

	fr.
Bois. 0 ^{me} ,567	0,624
Charbon. 0 ^{me} ,050	0,167
Main-d'œuvre, etc.	0,921
Total.	1,712

Coupellation. — Nous avons très-peu de mots à dire sur la coupellation. On a soin de coupeller séparément les plombs d'œuvre, qui diffèrent entre eux par leur richesse ou par leur impureté. Le four de coupelle est à voûte mobile, à sole très-plate, faite en marne très-argileuse. Une opération ne comprend que 569 q. m. de plomb, dont moitié environ est passée par filage, et

dure trente-six heures. Avec les plombs très-purs on peut obtenir une certaine quantité de litharges marchandes ; mais on réduit le plus souvent toutes les litharges qui sortent du four.

Leur réduction est faite dans un petit fourneau à parois en fonte, accolé au four de coupelle, et disposé comme celui de Nagybanya.

On consomme, pour une opération :

Soit, pour 56^m de plomb :

Bois 51^m, à 32 m. c.
Charbon de bois pour la réduction des litharges 2^m,58 à 3 m. c.

La main d'œuvre, pour la coupellation et la réduction des litharges, est donnée à l'entreprise à raison de 4^f 10 par 1.000 kilogrammes de plomb d'œuvre.

Produits.

La coupellation donne, comme produits principaux :

1° De l'argent plus ou moins aurifère, contenant peu de plomb, parce qu'après l'éclair, terme ordinaire de la coupellation, on lui fait subir une espèce de raffinage, en le laissant exposé pendant quelque temps à l'action du vent ;

2° Du plomb pauvre, provenant de la réduction des litharges ; il est assez aigre et chargé de cuivre quand le plomb d'œuvre résulte de la désargentification des mattes. Il faut alors, avant de l'employer, la passer à la liquation. Le plomb de réduction ne tient pas ordinairement moins de 20 à 25 grammes d'argent aux 100 kilogrammes ;

3° Des abstrichs, abzugs, débris de sole, etc., produits ordinaires des coupellations, et qui sont tous utilisés dans les différentes opérations du traitement métallurgique ;

4° Des litharges riches ou impures, qui peuvent être passées dans les fontes des minerais ;

5° Une petite quantité de litharges marchandes, tenant de 10 à 15 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Nous donnerons comme exemple les résultats des coupellations faites à l'usine de Neusohl en 1847. Exemple. 1847.

On a fait dans l'usine 186 coupellations, dans lesquelles on a passé en plomb d'œuvre de différentes richesses :

10.563,84 contenant :

Plomb. 10.513^m,44 argent aurifère. 5,046^k,725 or. 145^k,185

Les produits obtenus ont été :

Produits.

	q. m.	Plomb. q. m.	Argent aurif. k.	Or. k.
1° Argent d'éclair.	47,6672	»	4.727,1875	136,325
2° Litharges.	1.647,52	1.463,28	14,845	»
3° Soles.	2.451,12	1.293,60	140,845	3,077
4° Abstrichs et abzugs	927,36	539,84	17,925	»
5° Plomb de réduct.	6.475,28	6.457,50	110,885	1,7675
Somme des produits.	11.548,472	9.754,22	5.011,6875	141,1675

Ces nombres indiquent des pertes assez notables en métaux :

Sur le plomb plus de 7 p. 100,

Sur l'argent plus de 1 p. 100,

Sur l'or plus de 1 1/2 p. 100.

Les différents produits ont été obtenus dans les proportions suivantes :

Litharges.	15,60 p. 100 de plomb d'œuvre.
Soles.	23,10 —
Abstrichs et abzugs.	8,77 —
Plomb de réduction.	61,29 —

En outre, on a obtenu dans l'argent en gâteaux :
93,66 p. 100 de l'argent et 95. 10 p. 100 de l'or, contenus dans le plomb d'œuvre.

On a consommé, pour les 186 coupellations :

Consommations.

Bois.	m. c. 5,952,15
Charbon (pour réduction de litharges).	548,90
Marne pour les soles.	3.152 q. m.

Les frais spéciaux de coupellation, rapportés à 1.000 kilogrammes de plomb d'œuvre, ont été de :

	m. c.	fr.	fr.
Bois.	5,656	à 1,70	9,581
Charbon.	0,520	à 3,351	1,742
Marne. 298 kil.	à 0,652		1,945
Main-d'œuvre à l'entreprise.			4.100
Total.			17,366

Considérations
générales.

Consistance de l'usine de Neusohl. — L'usine comprend :

- 1° Deux hauts-fourneaux de 7^m et 7^m,90 de hauteur ;
- 2° Trois demi-hauts-fourneaux de 4^m,42.

Ces appareils ont pour souffleries des cylindres à simple et à double effet, mis en mouvement par cinq roues hydrauliques. La pression du vent est de 5 centimètres de mercure pour les hauts-fourneaux et de 1^o,77 pour les demi-hauts-fourneaux.

- 3° Deux fours de coupellation ;
- 4° Trois fours de grillage pour les minerais ;
- 5° Un hangar pour grillage des mattes ;
- 6° Des aires et magasins : un bocard pour les scories et débris de fourneaux.

Personnel.

L'administration se compose de : un directeur, un comptable, deux essayeurs et trois assistants.

La somme de leurs appointements monte à 6.000 fr.

Les contre-mâtres et ouvriers employés à l'année ou au mois sont au nombre de six, qui occasionnent une dépense annuelle de 4.000 francs.

L'usine occupe en permanence 130 ouvriers pour la conduite des fourneaux, les grillages des minerais et des mattes, les transports, etc. Ils reçoivent de 59.900 fr. à 40.000 francs par an, ce qui porte le salaire moyen d'une journée à 1^o,05.

Les mines livrent annuellement :

Minerais et schlichs d'argent.	q. m.	55 à 60.000
— plomboux.		14 à 15.000
En somme.		69 à 75.000

Contenant, d'après les essais :

Plomb.	5.000 à 5.200 q. m.
Argent.	5.200 à 5.500 kil.
Or.	110 à 120

L'usine produit, année moyenne :

Argent.	5.200 kil.
Or.	112

dont la valeur est de 1.470.000 à 1.500.000 francs.

Pour donner une évaluation plus exacte des frais de traitement, nous considérerons les résultats obtenus pendant l'année 1847.

Prix de revient.

Les mines ont livré à l'usine :

1° Minerais et schlichs plomboux 150.589 mètres contenant :

Plomb.	5.040 q. m.
Argent.	150 ^k ,25
Or.	16 ^k ,24

2° Minerais et schlichs d'argent 56.560,7^m contenant :

Argent.	5.098 ^k ,25
Or.	102 ^k ,17

Mais, pour avoir les quantités réellement traitées par l'usine, il faut combiner ces nombres avec ceux qui indiquent les minerais et produits existant au commencement des deux années 1847 et 1848. Il faut ensuite comparer les produits du traitement provenant de 1846 avec ceux obtenus en 1847 et laissés pour 1848, afin d'avoir une base pour l'évaluation approchée des frais de traitement des minerais. Nous avons choisi l'exemple de l'année 1847, parce qu'elle présente une différence assez faible, dans les quantités et teneurs en

métaux, de ces produits d'usine; en sorte qu'on peut considérer les dépenses faites comme représentant, à peu près, celles nécessaires pour le traitement métallurgique complet des minerais :

On a soumis au traitement : minerais et schlichs d'argent 55.420 q. m., contenant :

Argent.	5.075,17	soit p. 1.000 kil.	0 ^k ,9154
Or.	101,25	—	0 ^k ,0182

Minerais et schlichs plombeux 12.920 q. m., contenant :

Plomb.	5.125 ^{mm} ,17	soit p. 1.000 kil.	396 ^k ,00
Argent.	152 ^k ,35	—	0 ^k ,1176
Or.	15 ^k ,235	—	0 ^k ,0116

Soit en somme : minerais 68.340 q. m., contenant : plomb 5.125^{mm},17.

Argent.	5.227 ^k ,52	soit p. 1.000 kil.	0 ^k ,765
Or.	116 ^k ,485	—	0 ^k ,017

Rapport du plomb aux métaux précieux : 96 : 1 ; mais il ne faut pas considérer ce nombre comme indiquant la proportion de plomb employé, puisque dans les opérations on ajoute du plomb, des litharges et matières plombeuses provenant des coupellations. Il représente approximativement le plomb *perdu* dans l'extraction de l'or et de l'argent.

Produits.

L'usine a produit, en 1847 :

Argent aurifère.	4.726 ^k ,960
Contenant or fin.	136 ^k ,352

La différence entre les métaux obtenus et ceux indiqués par les essais dans les minerais ne peut pas servir à calculer la perte en argent et or, résultant du traitement, par la raison précédemment exposée, qu'on a joint aux minerais des produits des opérations faites en 1846, et qu'il est resté de même pour l'année suivante des pro-

duits différents des précédents en nature et en quantité des opérations faites en 1847.

Les consommations et dépenses sont résumées dans le tableau suivant :

Dépenses
et
consommations.

	fr.	fr.
Bois.	11.365 ^{mc} ,00 à 1,70.	19.318,80
Charbon de bois.	32.550 ^{mc} ,00 à 3,351.	109.095,16
Marne et calcaire.	9.895 ^{qm} ,75 à 0,65.	6.432,40
Fonte.	592 ^{qm} ,48 à 9,10.	5.391,75
Matériaux divers.		7.322,15
Main-d'œuvre.		40.997,50
Frais généraux et divers.		46.440,00
Administration, surveillance.		10.000,00

Total des dépenses. 244.997,76

Soit pour 1.000 kilogrammes de minerais de plomb et d'argent 37^f,315, et pour 1.000 de minerais d'argent (en considérant ceux de plomb comme moyen d'extraction) 44^f,206.

Il faut encore ajouter aux frais de traitement la valeur du plomb contenu dans les minerais. Nous en tiendrons compte non pas au prix commercial 53^f,10, mais au prix d'achat par l'usine 37^f,50 par quintal métrique. La valeur du plomb perdu est de 191.187^f,50; ce qui porte la somme des dépenses à 436.185^f,26; soit pour 1.000 kilogrammes de minerais d'argent 78^f,705. La valeur retirée des 1.000 kilogrammes de minerais étant 256^f,785, il est encore resté 178^f,08 pour les frais d'acquisition des minerais d'argent et pour les bénéfices.

Le détail des frais de traitement de 1.000 kilogrammes de minerais et schlichs d'argent est résumé dans le tableau suivant :

	fr.	
Bois.	2 ^{mc} ,050.	3,485
Charbon.	5 ^{mc} ,875.	19,687
Marne et calcaire.	178 kil.	1,164
Fonte.	10 ^k ,72.	0,912

A reporter. 25,248

<i>Report.</i>	25,248
Matériaux divers.	1,521
Main-d'œuvre. 7 ¹ ,26	7,561
Administration, surveillance.	1,814
Frais généraux et divers.	8,472
Plomb des minerais. 92 ^k ,06	54,497
Soit en somme.	78,715

Traitement pour
cuivre.

Le traitement des mattes désargentifères pour cuivre est fait à l'usine de Tajova, par une méthode fort analogue à celle employée à Felsöbánya et précédemment décrite. Nous ne pensons pas devoir entrer à ce sujet dans de nouveaux détails.

Considérations sur les méthodes suivies à Nagybánya et dans la basse Hongrie. — Les deux méthodes de traitement des minerais argentifères et aurifères présentent entre elles des différences qui dépendent en grande partie de la nature des minerais.

A Nagybánya, le procédé a été introduit d'une fois; après avoir reconnu sa supériorité, on n'a pensé à le perfectionner que dans les détails. Dans le district de Schemnitz on a cherché et on cherche encore à modifier l'ancienne méthode, en introduisant celles des opérations faites dans les usines de Fernesy et Kapnick, qui semblent s'appliquer avec le plus d'avantages aux minerais plus riches en argent, plus quartzeux et bien moins pyriteux que ceux traités dans la Hongrie orientale.

Les différences essentielles entre les deux méthodes se bornent à deux points.

Première
différence.

A Neusohl, on n'a pas adopté la fonte des minerais pauvres, dite *Armverbleiung*; on commence par passer tous les minerais pauvres dans une fonte de concentration, afin d'obtenir une matte qu'on puisse réunir, après grillage, avec les minerais riches. Il en résulte

plus d'unité et de simplicité dans la série des opérations; mais peut-être aussi une perte plus grande en or et en argent. Il est impossible de déterminer avec assez d'exactitude la proportion des métaux perdus, et par conséquent de comparer les deux méthodes sous ce rapport: il faudrait pour faire cette comparaison qu'elles fussent appliquées ensemble, sur les mêmes minerais et pendant un temps assez long, dans la même localité.

Les minerais pyriteux et très-chargés d'oxyde de fer, que livrent aux usines les anciens travaux repris dans les mines du district de Nagybánya, permettent de ne pas passer les scories riches dans les fontes des minerais. On trouve à cela l'avantage d'économiser le combustible et de perdre moins d'or. Mais on doit traiter spécialement toutes les scories riches, afin d'en extraire, à l'aide des pyrites très-pauvres, les métaux utiles qu'elles renferment. Cette opération exige peu de frais et donne des résultats avantageux.

L'absence presque complète des pyrites dans la basse Hongrie ne permet pas de suivre la même méthode; il est impossible de faire une fonte spéciale des scories riches, et par conséquent il faut passer dans les fontes des minerais toutes les scories qui ne sont pas assez pauvres pour être perdues, et qui sont assez basiques pour servir de fondants aux gangues quartzieuses des minerais.

Au point de vue économique, les nombres que nous avons cités précédemment, relatifs aux frais de traitement de 1.000 kilogrammes de minerais, établissent un grand avantage en faveur de la méthode de Nagybánya. Il résulte d'une consommation moins forte en charbon, et surtout du prix moins élevé du combustible, et d'une perte moins grande en plomb.

Seconde
différence.

Les consommations en charbon pour le traitement de 1.000 kilogrammes de minerais d'argent et de plomb sont :

A Fernesy, 5^{me}, 67 ;

A Neusohl, 4^{me}, 762.

Quant au plomb, on emploie 57 et 85 kilogrammes de métal pour le traitement de 1,000 kilogrammes de plomb et d'argent. Nous réunissons dans la note 4, placée à la fin du mémoire, plusieurs nombres intéressants, qui se rapportent aux richesses des minerais traités à Fernesy et à Neusohl.

CHAPITRE QUATRIÈME.

Traitement des minerais d'argent dans le Banat et le Schmöllnitz en Hongrie.

Les usines établies à Orawicza (Banat) et à Schmöllnitz (Hongrie) sont placées dans des conditions tout à fait spéciales; elles reçoivent des minerais cuivreux, plus ou moins pauvres, et contenant une proportion d'argent assez élevée pour qu'on doive l'extraire. Les mines ne produisent pas de minerais plombeux, et par conséquent les méthodes précédemment exposées ne sont pas applicables.

On suit dans ces usines un procédé tout spécial; on concentre l'argent dans le cuivre noir et on soumet ce produit à l'amalgamation. C'est principalement par le mode de séparation du cuivre et de l'argent que ce procédé diffère de ceux adoptés dans d'autres contrées; nous pensons que l'amalgamation du cuivre noir n'est en usage que dans ces deux localités, Orawicza et Schmöllnitz.

Nous n'aurons besoin de considérer qu'une seule de

ces deux usines, qui suivent le même procédé, et nous choisirons celle d'Orawicza (1).

Les usines d'Orawicza reçoivent des minerais très-pauvres en cuivre et en argent, qui proviennent presque en totalité des mines des particuliers. Ils sont vendus sous des conditions spéciales qui influent beaucoup sur la prospérité des usines.

Les minerais sont reçus et essayés avec les formalités ordinaires, et admis en compte pour une valeur fixée par un tarif analogue à celui que nous avons exposé précédemment. Mais, en outre, à la fin de chaque année, les comptes de l'usine sont réglés, et les pertes comme les bénéfices sont répartis entre les particuliers et l'État, d'après des règles fixées par l'administration des mines.

Depuis plusieurs années, les mines produisent des minerais très-pauvres, les usines traitent à perte, et les particuliers, loin de bénéficier, doivent venir en aide à l'État. Pour sortir à tout prix de cette fâcheuse position, les propriétaires des mines cessent presque complètement l'exploitation, afin de forcer l'État à acheter leurs mines. Il faudra, du reste, de longues années de tranquillité pour ramener l'exploitation des mines à une situation prospère.

Les minerais sont divisés en deux classes :

1° Les minerais argentifères traités dans l'usine de Cziklova, voisine de la ville d'Orawicza ;

2° Les minerais cuivreux, ne contenant pas d'argent, envoyés à une usine établie dans la ville même d'Orawicza.

(1) Le procédé d'amalgamation du cuivre noir a été déjà décrit par M. de Chancourtois (*Annales des mines*, 4^e série, t. X, p. 577). Ce mémoire nous permettra d'abréger beaucoup notre description.

Nous ne décrivons pas le traitement pour cuivre adopté dans cette usine ; il se compose d'une fonte de concentration et d'une fonte pour cuivre noir, et ne présente comme particularité que les difficultés résultant de la nature peu sulfureuse, de la pauvreté des minerais, et de la quantité insuffisante de pyrite de fer que l'usine peut se procurer.

Les minerais cuivreux arsenicaux non argentifères ne sont pas traités à Orawicza, parce qu'ils altéreraient la qualité du cuivre ; ils sont envoyés à l'usine de Cziklova, dans laquelle le même effet n'est pas à craindre, parce que la plus grande partie des minerais argentifères contiennent en même temps de l'arsenic.

Usine
de Cziklova.

L'usine serait placée dans des conditions très-favorables, si les mines produisaient des minerais suffisamment riches. Le voisinage du bassin houiller de Steierdorf, lui assure du combustible, houille et coke, d'excellente qualité et à des prix très-modérés. Malheureusement les minerais, très-peu sulfureux, rendent à peine 2 1/2 p. 100 de cuivre et 6 à 7 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

La méthode complète de traitement des minerais se divise en trois parties :

- 1° Production du cuivre noir contenant tout l'argent ;
- 2° Amalgamation du cuivre noir ;
- 3° Traitement pour cuivre des résidus cuivreux de l'amalgamation.

Première partie.

Production
du cuivre noir.

Le traitement des minerais pour cuivre noir se compose de cinq opérations :

- 1° Première fonte de concentration, produisant une matte encore assez pauvre et des scories qui peuvent être jetées ;
- 2° Grillage de la première matte à trois feux, en tas et sous un hangar ;

- 3° Seconde fonte de concentration ;
- 4° Grillage de la seconde matte à trois feux ;
- 5° Fonte pour cuivre noir de la seconde matte grillée.

Cette dernière opération produit du cuivre noir et une petite quantité de matte, laquelle est grillée en même temps que la seconde et passée dans la même opération (1).

Toutes les fontes sont faites dans des hauts fourneaux de 5^m,688, dont la disposition a été déjà donnée dans les *Annales des mines* (t. X, 4^e série).

Les tas de grillage des mattes contiennent 168 quintaux métriques, et chaque feu dure environ dix jours. Ces grillages rapides sont faits à une température assez élevée. Il faut, en effet, que l'action du feu soit assez énergique pour expulser une forte proportion de l'arsenic, et en même temps que l'oxydation soit peu avancée, afin que les mattes grillées renferment encore une quantité de soufre suffisante pour produire dans la fonte suivante la proportion convenable de matte.

On brûle pour trois feux et pour 168 quint. métr. :

Bois	10 ^m c,519
Charbon	1 ^m c,751

soit pour 1,000 kilogrammes de matte :

Bois	0 ^m c,617
Charbon	0 ^m c,180

La main-d'œuvre est payée à l'entreprise 0^f,225 pour 1,000 kilogrammes de matte et pour les trois feux.

(1) La méthode de Cziklova comprend un grillage et une fonte de plus que celle d'Orawicza : cette complication est rendue nécessaire par la présence d'une forte proportion d'arsenic qu'il importe de chasser autant que possible, parce qu'il est également nuisible à l'amalgamation d'abord et ensuite à la qualité du cuivre obtenu.

Les frais de grillage sont, d'après ces nombres, et pour 1,000 kilogrammes de matte passée à trois feux :

	fr.	fr.
Bois. 0 ^m c,617 à 1,51. . .	0,925	
Charbon. 0 ^m c,10 à 3,10. . .	0,310	
Main-d'œuvre.	0,226	
Frais de grillage.	1,461	

Nous n'entrerons pas dans les détails des différentes fontes; nous nous bornerons à exposer les résultats obtenus en 1844 (1).

Première fonte
crue.

On a fondu au haut-fourneau, en neuf campagnes, dont la durée moyenne a été de 18^h,80 :

Minerais. 10.695 ^{gm} ,76	tenant cuivre 260 ^{gm} ,40	arg. 82 ^k ,04
Crasses diverses. 44 ^{gm} ,80	—	1 ^{gm} ,40 — 0 ^k ,56
Scories riches. 1,708 ^{gm} ,00	dont la teneur de cuivre n'a pas été déterminée.	

Produits.

Les minerais ont pour gangues dominantes le quartz et les calcaires, et quelques-uns une roche diorite; aussi leur association en proportion convenable donne un lit de fusion très-difficile à fondre, même avec addition de 16 p. 100 de scories. On a passé en vingt-quatre heures 65 quintaux métriques de minerais.

Les fontes ont donné les produits suivants :

Matte. 5.460 ^{gm} ,80	tenant cuivre. 360 ^{gm} ,72	argent. 72 ^k ,80
Crasses. 58 ^{gm} ,80	—	9 ^{gm} ,07 — 0 ^k ,50

Soit 52,46 p. 100 de matte contenant pour 1,000 kil. :

Ces nombres indiquent une perte considérable en argent, supérieure à 10 p. 100. Elle peut être attribuée, soit à l'imperfection des essais, soit à la volatilisation due à la présence de l'arsenic en grande proportion.

(1) Nous choisissons 1844, parce que c'est la plus récente année pour laquelle nous ayons trouvé dans les registres une comptabilité spéciale pour Cziklova. Depuis cette époque on n'a tenu compte que des deux usines ensemble.

On a brûlé :

Cuivre. 87 kil.	argent. 0 ^k ,209
Coke de Steierdorf.	1.092 ^m c,18
Charbon de bois.	602 ^m c,30

Soit pour 1,000 kilogrammes de minerais :

	m. c.	en poids.	kil.
Coke.	1,021	—	408,40
Charbon de bois.	0,563	—	106,97
	1,584		515,37

Les frais de la fonte crue rapportés à 1,000 kil. sont :

Frais.

	kil.	fr.	fr.
Coke. 408,40	à 1,20.	—	5,02
Charbon. 107,00	à 1,63.	—	1,744
Main-d'œuvre spéciale, 1 ^h ,26	à 0,85.	—	1,070
Réparations et divers.			1,250
Frais spéciaux.			10,084

Les mattes sont grillées en tas et à trois feux, ce qui consomme :

Deuxième
opération.
—
Grillage
des mattes.

Bois.	215 ^m c,48
Charbon.	34 ^m c,60

Et coûte 1^f,361 pour 1,000 kil.

La fonte est faite dans un haut fourneau pareil à celui qui sert pour la première opération. On n'ajoute pas de scories, mais bien une certaine proportion de quartz destiné à fondre l'oxyde de fer produit par le grillage.

Troisième
opération.
—
Seconde fonte
pour matte.

On a fondu en six campagnes, dont la durée moyenne a été seulement de 8^h,60 :

1 ^{re} mattes grillées.	3.499,45	tenant cuivre.	509,00	arg.	83,44
Crasses diverses.	154,00	—	5,04	—	2,17
Quartz.	375,76	soit 10,73 p. 100 de matte.			

On a passé en vingt-quatre heures 67^{gm},77 de matte, en consommant :

Coke. 211^mc,62 p. 1.000 kil. de matte. 0^mc,605
Charbon de bois. 426^mc,79 — 1^mc,220 (1).

Produits. On a obtenu les produits suivants :

	q. m.	Cuivre. q. m.	Argent. k.
Seconde matte.	1.504,80	310,24	91,05
Crasses.	61,60	0,29	0,55
En somme.	1.566,40	311,53	91,40

La seconde matte est obtenue dans la proportion de 57,25 p. 100 de la première; elle contient, pour 1.000 k. :

Cuivre. 240^k,00
Argent. 0^k,700

Frais. Les frais spéciaux de la fonte, rapportés à 1.000 k. de première matte grillée, sont de 9^f,456.

	m. c.	k.	fr.
Coke.	6,605	= 242,00.	2,904
Charbon.	1,22	= 231,80.	5,778
Main-d'œuvre spéciale. 2 ^l ,27.			1,075
Quartz.	107 k. à 0 ^f ,42.		0,449
Réparations et divers.			1,250
Somme des frais.			9,456

Quatrième
opération.
Grillage
des
secondes mattes.

Les mattes produites par la seconde fonte sont grillées en tas et à neuf feux. Les frais de grillage sont, pour 1.000 k. et pour les neuf feux :

	m. c.	fr.	fr.
Bois.	1,851 à 1,50.		2,776
Charbon.	5,35 à 5,10.		1,085
Main-d'œuvre.			0,678
Frais de grillage.			4,539

On a brûlé, pour griller 1.504^lm,80 de matte :

(1) Dans cette fonte on emploie le charbon de bois en plus forte proportion; la consommation en volume paraît plus grande; elle est réellement moindre; en poids on a consommé:

Coke. 242^k,00 } = 473^k,80.
Charbon. 231^k,80 }

Bois. 241^mc,45
Charbon. 45^mc,675

La fonte pour cuivre noir est faite également au haut fourneau; on passe, avec les mattes grillées, les crasses les plus riches provenant des différentes opérations, et la proportion de quartz nécessaire pour scorifier l'oxyde de fer produit par le grillage.

Cinquième
opération.
—
Fonte
pour cuivre noir

On a fondu en 1844, en deux campagnes, dont la durée moyenne a été de dix jours :

	q. m.	q. m.	k.
Mattes grillées.	1.597,76 tenant cuivre.	566,80	argent. 98,840
Crasses diverses.	455,04	—	6,16 — 1,557
Quartz.	174,14	soit 12,14 p. 100 de matte.	

On a passé dans un jour 69^m,888 de mattes, en consommant :

Coke. 80^mc,56 soit p. 1.000 kil. de matte. 0^mc,57
Charbon de bois. 171^mc,50 — 1^mc,225

La consommation a donc été tout à fait la même que dans la seconde fonte de concentration. On a obtenu :

Produits.

	q. m.	Cuivre. q. m.	Argent. k.
Cuivre noir.	510,16	547,20	88,970
Matte.	112,00	62,16	7,840
Crasses.	57,52	7,84	2,595
Total.	659,68	417,20	99,205

Le cuivre noir est produit dans la proportion de 36,45 p. 100 de mattes; il contient, pour 1.000 k. :

Cuivre. 680^k,00
Argent. 1^k,745

La matte a été obtenue dans le rapport de 8 p. 100; elle tient, pour 1.000 kil. :

Cuivre. 563^k,60
Argent. 0^k,612

Elle n'est, par suite, pas beaucoup moins riche que

le cuivre noir. Cette matte est grillée à neuf feux et passée ultérieurement dans la fonte pour cuivre noir.

Frais. Les frais spéciaux du traitement de 1.000 kil. de matte, dans la fonte pour cuivre noir, sont de 9^f,377 :

	m. c.	k.	fr.
Coke.	0,57	= 228,00.	2,756
Charbon.	1,225	= 252,75.	3,791
Main-d'œuvre spéciale, 1 ^h ,27.			1,075
Réparations et divers.			1,250
Quartz.			0,585

Somme des frais. 9,377

Les détails qui précèdent permettent d'apprécier les conditions économiques de la production du cuivre noir.

Le traitement de 10.565^m,76 de minerais, a produit :

Cuivre noir. 510^m,16 tenant cuivre pur. 347^m,20 arg. 88^k,97

La quantité de cuivre obtenue est bien plus grande que celle indiquée par les essais : l'augmentation s'explique facilement ; l'usine ne tient pas compte du cuivre dans la réception des minerais très-pauvres : leur valeur est calculée seulement d'après l'argent contenu.

Les principales consommations et dépenses ont été :

	m. c.	fr.	fr.
Bois de grillage.	454,93	à 1,50.	682,40
Charbon de bois.	1.280,865	à 3,10.	3.970,68
Coke.	1.584,36	à 4,80.	6.644,95
Quartz.	549,90	à 0,42.	230,96
Main-d'œuvre spéciale des fontes, 1,969 ^h ,25.			1.675,86
— des grillages à l'entreprise.			168,10
Direction, surveillance, frais généraux et divers.			4.650,25

Somme des dépenses. 18.021,18

Soit pour 1.000 kil. de minerais. 16,85

Et — de cuivre noir. 353,35

Voici, du reste, le détail des dépenses et consommations, pour 1.000 kil. de cuivre noir :

	m. c.	fr.
Minerais.	20 ^l ,968.	»
Bois.	6,921.	13,38
Charbon.	25,117.	77,85
Coke.	27,157.	150,50
Quartz.	1,080.	4,55
Main-d'œuvre spéciale des fontes, 38 ^h ,60.		32,82
— des grillages.		3,50
Direction, surveillance et divers.		91,19
Total.		353,35

L'amalgamation du cuivre noir exige trois opérations :

Seconde partie.

Amalgamation du cuivre noir.

1° Pulvérisation du cuivre noir, chauffé au rouge, sous les pilons d'un bocard et sous des meules ;

2° Grillage et chloruration dans un four à réverbère ;

3° Amalgamation dans des tonnes tournantes.

Nous n'insisterons pas sur ces différentes opérations, décrites en détail dans le Mémoire précédemment cité, de M. de Chancourtois : nous pensons cependant devoir nous arrêter un instant sur l'opération principale, la chloruration et le grillage du cuivre noir.

On charge dans un four à réverbère le cuivre noir bien pulvérisé et mélangé intimement avec de la pyrite de fer et du chlorure de sodium, dans la proportion de : 5 p. 100 de pyrites de fer et 12 p. 100 de sel.

Le four est porté au rouge au moment de la charge, en sorte que les matières s'échauffent assez rapidement jusqu'au point où le grillage commence. Il faut alors maintenir la température stationnaire, brasser fréquemment pour renouveler les surfaces, jusqu'à ce que l'oxydation soit complète : ce grillage exige environ huit heures. On élève ensuite la température jus-

qu'au rouge, afin de déterminer la réaction du chlorure de sodium, et on maintient le coup de feu pendant une heure, puis on retire les matières du four pour les soumettre à l'amalgamation.

Dans cette opération, le grillage à très-basse température a pour but d'oxyder le soufre, l'arsenic et les métaux, en laissant le chlorure de sodium sans action chimique. On atteint ce résultat assez convenablement, et à la fin du grillage les matières contiennent : l'argent, le cuivre et même une partie du fer, à l'état de sulfates et arséniates, mélangés avec une certaine proportion d'oxydes de fer et de cuivre, et avec le sel resté inerte. La proportion des métaux qui restent à l'état d'oxydes, dépend principalement du soufre contenu dans le cuivre noir et dans la pyrite ajoutée. Il serait nécessaire de réduire autant que possible la proportion du soufre, afin de n'avoir à l'état de sulfate que l'argent.

Mais pour arriver certainement à la sulfatation complète de l'argent, il faut faire passer à l'état de sulfates une certaine quantité de cuivre et de fer. Dans le coup de feu qui termine l'opération, le chlorure de sodium agit seulement sur les sulfates et arséniates, avec production de sels de soude et de chlorures d'argent, cuivre et fer.

La formation du chlorure d'argent est le résultat qu'on cherche à obtenir; mais celle des chlorures de cuivre et de fer est nuisible pour plusieurs motifs. D'abord elle emploie inutilement une certaine quantité de sel; ensuite ces chlorures, celui de fer principalement, sont volatils et entraînent toujours une proportion sensible du chlorure d'argent; enfin, la partie non volatilisée de ces chlorures rend l'amalgamation plus difficile et moins économique.

Le procédé de grillage et chloruration est donc défectueux : 1° en ce qu'il exige une proportion trop grande de chlorure de sodium; 2° en ce que les chlorures de fer et cuivre produits en notable quantité, causent par leur volatilisation une perte en argent et en cuivre, et nuisent ensuite à l'amalgamation. D'un autre côté, le procédé présente des avantages très-marqués, par suite du mélange intime des matières avant le chargement; la réaction du chlorure de sodium est facile, et l'argent se transforme complètement en chlorure.

Il est fort difficile de décider, sans des expériences précises et continuées longtemps, si ce procédé doit rester tel qu'il a été pratiqué jusqu'à présent, ou si on devra le modifier pour le rendre plus ou moins analogue à la méthode de grillage et chloruration de M. Augustin.

Dans cette méthode, appliquée jusqu'ici seulement à des mattes argentifères, on sépare les deux opérations, grillage et chloruration. Le grillage est terminé par un coup de feu assez violent pour décomposer le sulfate de fer et la plus grande partie du sulfate de cuivre. On introduit alors le sel, en abaissant la température par l'addition d'une certaine quantité de matte préalablement grillée et refroidie.

Le chlorure de sodium agit sur les sulfates et les transforme en chlorures. (Voir à la fin du mémoire la note 1.)

Cette méthode présente un avantage marqué sur le procédé de Cziklova, c'est la décomposition préalable de la majeure partie des sulfates, autres que celui d'argent, d'où résultent une moins forte consommation de sel, et une perte moindre en argent et en cuivre. Mais elle paraît ne pas donner une chloruration aussi com-

plète de l'argent ; et peut-être même la perte de l'argent par volatilisation n'est-elle pas moindre, par suite de la température très-élevée du four, au moment où on introduit le sel.

En nous abstenant de nous prononcer dans la comparaison du procédé de Hongrie et la méthode de chloruration appliquée par M. Augustin, nous devons indiquer une troisième méthode qui peut-être serait applicable aux cuivres noirs. Nous voulons parler de la méthode de M. Ziervogel, expérimentée maintenant au Mansfeld et à Freyberg.

Dans le procédé de Ziervogel les mattes cuivreuses et argentifères sont grillées au réverbère à une température de plus en plus élevée. Les métaux se transforment en oxydes et en sulfates, et ces derniers sont décomposés quand la température atteint le rouge vif. Le sulfate de fer se décompose le premier, celui de cuivre résiste davantage, mais peut cependant être presque complètement décomposé avant que le sulfate d'argent ne perde son acide. On cherche à conduire le grillage au point où le sulfate d'argent résiste encore, tandis que le sulfate de fer est entièrement et le sulfate de cuivre presque complètement décomposé. Il reste alors à dissoudre le sulfate d'argent dans l'eau et à précipiter l'argent par le cuivre.

Ce procédé était encore peu connu au moment de notre passage à Cziklova et à Schmöllnitz.

Troisième partie.

Traitement
des résidus de
l'amalgamation.

Les boues cuivreuses, résidu de l'amalgamation, contiennent le cuivre à l'état d'oxyde; on les retire des bassins, on les sèche à l'air libre, et on les mélange avec du charbon pulvérisé et de la pyrite de fer.

On emploie 6 p. 100 de charbon ;
25 p. 100 de pyrite.

Le mélange, façonné en briquettes, est fondu au demi-haut-fourneau, ce qui donne :

- 1° Du cuivre noir ;
- 2° Une matte très-riche ;
- 3° Des scories.

Le cuivre noir est affiné au four dit spleissofen. La matte est grillée en tas, à onze feux, puis passée dans une fonte spéciale pour les produits très-impurs de l'affinage.

Les scories sont ordinairement jetées.

Le cuivre obtenu de cette manière est très-impur ; on a bien soin de le vendre dans le pays et de ne pas l'expédier à Pesth ou à Vienne en même temps que le cuivre plus pur, fabriqué à l'usine d'Orawicza.

Nous citerons, comme exemple de détail, des opérations (1) (amalgamations et traitement des résidus) faites en 1847.

Exemple.
Amalgamation
en 1847.

On a mis en traitement :

Cuivre noir.	789 ^{gm} ,04	tenant cuivre.	649 ^{gm} ,65	argent.	199 ^k ,535
Soit pour 1.000 k.	—	—	822 ^k ,35	—	2 ^k ,525

On a produit :

Argent.	195 ^k ,615		
Résidus cuivreux.	985 ^{gm} ,25	tenant cuivre.	632 ^{gm} ,24

On a consommé :

Mercure.	92 ^k ,40	soit p. 1.000 ^k de cuivre noir.	1 ^k ,170
Pyrite de fer.	31 ^{gm} ,56	—	40 ^k ,00
Chlorure de sodium.	94 ^{gm} ,88	—	120 ^k ,00
Bois pour grillage.	462 ^{mc} ,806	—	5 ^{mc} ,858
Charbon.	35 ^{mc} ,640	—	0 ^{mc} ,450
Main-d'œuvre.	1.366 jours	—	17 ^l ,29

(1) Les résultats obtenus en 1847 ont été plus favorables que ceux de 1844, et se rapportent bien mieux aux circonstances dans lesquelles la méthode peut être appliquée avec avantage. Nous aurions de même choisi l'année 1847 pour l'exemple de la production du cuivre noir, si les registres des deux usines avaient été tenus séparément.

Traitement des résidus cuivreux. — On a fondu en trois campagnes et demie, dont la durée moyenne a été de 6^h,65 :

	q. m.		q. m.
Résidus cuivreux.	985,25	tenant cuivre.	632,24
Pyrite de fer.	39,20	soit p. 1.000 k. résidus.	39,75
Charbon.	19,04	—	19,40
Scories.	1.919,91	—	1,940,99

On a passé dans un jour 42^m,83 de résidus.

On a obtenu :

	q. m.		q. m.
Cuivre noir.	549,08	tenant cuivre.	599,04
Matte.	135,52	—	83,44
Crasses.	28,00	—	2,24
Total.	612,60	—	594,72

Ces nombres indiquent que les scories ont dû être assez riches, puisque la différence entre le cuivre contenu dans les produits et le métal mis en traitement, s'élève à 57^m,52, soit à 5,90 p. 100.

Le cuivre noir et la matte ont été produits dans la proportion de 55,73 et 15,70 p. 100 de résidus cuivreux ; ils contiennent pour 1.000 kilogrammes :

	Cuivre noir,	Matte.
Cuivre.	927 ^k ,11	615 ^k ,50

Consommations. On a brûlé dans les trois campagnes et demie 391^m,250 de charbon de bois.

Pour 1.000 kilogrammes de résidus cuivreux, répondant à 800 kilogrammes de cuivre noir argentifère soumis à l'amalgamation, on a consommé et dépensé :

	fr.	fr.
Charbon.	3 ^m ,995 à 3,10. . .	12,375
Pyrite de fer.	39 ^k ,80 à 1,00. . .	0,398
Main-d'œuvre spéciale.	1,50 à 0,85. . .	1,275
Manceuvres, réparations et divers.		1,250
		<hr/> 15,298

Traitement des mattes et des produits arsenicaux de l'affinage du cuivre noir. — La matte et les speiss qui se forment dans l'affinage sont d'abord grillés à onze feux, puis fondus au demi-haut-fourneau, avec les crasses et les scories. Cette opération n'est faite qu'à des intervalles assez longs, quand on a pu en amasser une quantité assez grande. En 1847, on a traité : matte et speiss, 1.296^m,40, tenant cuivre, 501^m,76.

Le grillage à onze feux a exigé :

Charbon.	45 ^m ,70	soit p. 1.000 kil. de matte. . .	0 ^m ,334
Bois.	247 ^m ,50	—	1 ^m ,915
Main-d'œuvre à l'entreprise.			0 ^k ,83

La matte grillée a été fondue en trois campagnes et demie, dans un demi-haut-fourneau : la durée moyenne de chacune a été de huit jours trois huitièmes,

On a fondu :

Matte grillée.	1.296 ^m ,40	tenant cuivre noir. . .	501 ^m ,76
Crasses d'affinage.	—	—	5 ^m ,25
Scories.	929 ^m ,60	soit p. 1000 k. de matte.	720 ^k ,60
Quartz.	950 ^m ,00	—	721 ^k ,00

On a passé en vingt-quatre heures 49^m,84 de matte, en consommant :

Coke.	12 ^m ,195	pour 1,000 kil. de matte.	0 ^m ,100
Charbon de bois.	486 ^m ,99	—	3 ^m ,775

Les fontes ont donné les produits suivants :

	q. m.		q. m.
Cuivre noir.	426,72	tenant cuivre.	559,52
Matte.	206,64	—	127,68
Crasses.	78,40	—	10,64
	<hr/> 711,76	—	<hr/> 497,84

Le cuivre noir et la matte ont été produits dans la proportion de 33 p. 100 et 15,82 p. 100.

Ils contiennent, pour 1.000 k. :

	Cuivre noir.	Matte.
Cuivre.	842 ^k ,50	618 kil.

Les frais de la fonte, rapportés à 1.000 k. de matte, ont été :

		fr.
Coke.	0 ^{m^c} ,10.	0,480
Charbon.	3 ^{m^c} ,775.	11,702
Quartz.	72 kil.	3,028
Main-d'œuvre spéciale.	1 ^l ,60.	1,375
Réparations, etc.		1,250
Total.		17,835

Affinage
du
cuivre noir.

L'affinage est fait dans le four nommé spleissofen, et donne du cuivre en rosettes, mais désigné dans le commerce sous le nom de *spleiss kupfer*, mot qu'on pourrait traduire par cuivre brut.

Avec huit soles on a pu faire cent une opérations, et traiter 906^m,64 de cuivre noir, tenant environ 92 p. 100 de cuivre pur.

On a obtenu :

Cuivre affiné.	754 ^m ,52 soit 83 p. 100 de cuivre noir.
Crasses diverses tenant en cuivre.	78 ^m ,55

Consommations.

On a consommé :

Charbon pour chauffer les bassins.	8 ^{m^c} ,505
Bois pour chauffer le four.	687 ^{m^c} ,406
Plomb pour aider l'affinage.	7 ^m ,84
Argile et brasque.	8 ^{m^c} ,505

Frais.

Les frais d'affinage, rapportés à 1.000 k. de cuivre noir, ont été :

		fr.
Charbon.	0 ^{m^c} ,115.	0,350
Bois.	7 ^{m^c} ,60.	11,40
Plomb.	8 ^k ,70.	0,304
Argile et brasque.	0 ^{m^c} ,113.	0,530
Main-d'œuvre.	5 ^l ,60.	6,520
Divers.		2,55

Frais d'affinage. 21,654

Nous allons compléter l'exposé des conditions économiques du procédé d'amalgamation, en donnant le détail des frais d'amalgamation et de traitement des résidus cuivreux, rapportés à 1.000 k. de cuivre noir argentifère, mis en opération.

Amalgamation :

	k.	fr.	fr.
Mercure.	1,17 à 6,50.		7,605
Pyrite de fer.	40,00 à 1,00.		0,400
Chlorure de sodium.	120,00 à 2,50.		3,00
Bois.	5 ^{m^c} ,858 à 1,50.		8,787
Charbon.	0 ^{m^c} ,45 à 31,0.		1,595
Main-d'œuvre.	17 ^l ,29.		19,295
Réparations et divers.			2,525

Total des frais. 43,007

Traitement des résidus cuivreux pour cuivre noir :

		fr.
Charbon.	4 ^{m^c} ,995.	15,484
Pyrite de fer.	50 kil.	0,500
Main-d'œuvre spéciale.	1 ^l ,90.	1,615
Manœuvres et divers.		1,555

Total des frais. 19,154

Traitement de la matte impure :

		fr.
Charbon.	0 ^{m^c} ,053.	0,164
Bois.	0 ^{m^c} ,289.	0,384
Main-d'œuvre à l'entreprise.		8,125
Coke.	0 ^{m^c} ,015.	0,070
Charbon.	0 ^{m^c} ,570.	1,767
Main-d'œuvre.	0 ^l ,24.	0,204
Réparations et divers.		0,182
Quartz.	108 ^k ,87.	0,457

Total des frais. 3,303

Affinage au spleissofen :

		fr.
Charbon.	0 ^{m^c} ,09.	0,280
Bois.	6 ^{m^c} ,08.	9,120
Plomb.	6 ^k ,96.	0,262

A reporter. 9,662

<i>Report</i>	9,662
Argile. 0 ^k ,10.	0,421
Main-d'œuvre. 4,48.	5,216
Réparations et divers.	<u>2,040</u>
Total des frais.	17,339

Soit, en somme, pour le traitement complet de 1.000 k. de cuivre noir argentifère 82^f,903.

Et pour le traitement de 1.000 kil. de minerais, rendant 40 kil. de cuivre affiné et 0^k,125 d'argent :

Traitement pour cuivre noir.	fr. 16,85
Amalgamation ; fonte des résidus cuivreux ; affinage.	<u>4,145</u>
Total.	20,995

La valeur retirée des minerais est de 81^f,85.

Il n'y a pas lieu de comparer cette méthode à celles que nous avons précédemment décrites, et qui sont appliquées dans des conditions entièrement différentes. Il nous manque, du reste, un élément essentiel de la comparaison, la perte en cuivre et en argent. Elle doit être bien plus forte dans le procédé d'amalgamation du cuivre noir, et ne peut pas être évaluée à moins de 20 p. 100 des métaux contenus.

On ne comprend pas au premier abord pourquoi la méthode d'amalgamation est appliquée au cuivre noir et non pas à la seconde matte. Il semblerait plus simple de traiter la matte facile à pulvériser, et contenant le soufre nécessaire à la sulfatation des métaux.

Trois raisons principales ont conduit au procédé actuel d'amalgamation du cuivre noir.

1° Les minerais sont très-pauvres en cuivre et en argent ; il est donc important de réduire autant que possible les frais assez élevés de l'almagamation, en l'appliquant au cuivre noir, lequel est nécessairement en proportion beaucoup plus faible que la matte.

2° La matte contient beaucoup d'arsenic, nuisible dans l'amalgamation, et ce minéral est chassé en grande partie par le traitement du cuivre noir.

3° La matte contient une proportion de fer très-grande, et le fer est encore plus nuisible que l'arsenic dans les opérations du grillage et de la chloruration, quand on fait d'avance le mélange de chlorure de sodium.

Pour la première raison, le procédé Ziervogel devra être essayé sur le cuivre noir et non pas sur la matte.

Tout l'argent aurifère est maintenant envoyé à Kremnitz ou à la Monnaie de Vienne, et là se fait la séparation des deux métaux par l'acide sulfurique. (Voir note 5.)

(Les Notes de ce mémoire sont à la page suivante.)

NOTE 1.

356

Tableau de la production des usines de la Hongrie et de la Transylvanie, en 1847.

La production peut être divisée en deux parties : 1° celle des usines impériales et royales, qui traitent les minerais extraits dans les mines appartenant au gouvernement, et dans celles qui sont exploitées par les particuliers ; 2° la production des usines qui sont encore entre les mains des particuliers.

1° PRODUCTION DES USINES IMPÉRIALES ET ROYALES.

NOMS DES USINES.	Or.	Argent.	Mercure.	Cuivre.	Plomb.	Litharge.	Zinc.	Fonte blanche.	Fonte grise.	Antimoine.	Sulfate de fer.	Cobalt.	Soufre.	Alun.
		kil.	kil.	q. m.	q. m.	q. m.	q. m.	q. m.	q. m.	q. m.	kil.	q. m.	q. m.	q. m.
Schemnitz et Kremnitz	470	12.318	»	»	2.867	3.439	»	»	»	»	»	»	»	»
Nensohl	3	932	»	2.681	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Magurka	»	»	»	»	»	»	»	»	»	1.955	»	»	»	»
Schmölnitz	»	2.528	»	9.142	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Nagybánya	170	4.326	»	814	23	2.373	»	»	»	»	»	»	17	»
Zalatna	343	1.302	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Libethen	»	»	»	»	»	»	»	4.689	243	»	»	»	»	»
Poinik	»	»	»	»	»	»	»	3.222	55	»	»	»	»	»
Rohnitz	»	»	»	»	»	»	»	26.131	4.981	»	»	»	»	»
Theissholz	»	»	»	»	»	»	»	11.632	241	»	»	»	»	»
Dyosgyor	»	»	»	»	»	»	»	28.009	676	»	»	»	»	»
Strumbuli	»	»	»	»	»	»	»	2.546	2.942	»	»	»	»	»
Bogschau	»	»	»	»	»	»	»	20.314	180	»	»	»	»	»
Reschicza	»	»	»	»	»	»	»	5.554	6.454	»	»	»	»	»
Vayda-Hunyad	»	»	»	»	»	»	»	1.853	694	»	»	»	»	»
Hradisch	»	»	»	»	»	»	»	2.484	112	»	»	»	»	»
Turna-Kemeti	»	»	»	»	»	»	»	7.528	»	»	»	»	»	»
Orawicza	»	»	»	»	»	»	277	»	»	»	»	»	»	»
Radoboi	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	2.431	»

VOYAGE

1853, III, 1801

Il est intéressant de mettre en évidence les quantités de métaux contenus dans les minerais livrés par les mines des particuliers aux usines impériales. Les usines ont reçu en 1847 des minerais exploités par les particuliers.

Schemnitz	127	1.304	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Neusohl	113	»	»	425	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Schmölnitz	»	1.948	»	5.621	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Nagybánya	92	3.725	»	1.352	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Zalatna	122	665	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Somme	454	10.642	»	7.398	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»

On voit par ces nombres que les mines des particuliers ont livré à peu près la moitié de l'or, de l'argent et du cuivre, produits par les usines impériales.

2° PRODUCTION DES USINES APPARTENANT AUX PARTICULIERS.

Transylvanie	»	»	»	738	»	»	»	9.707	»	»	3.136	»	»	»
Schemnitz	96	71	»	132	»	»	»	»	»	3	»	»	»	8.607
Neusohl	»	»	»	»	»	»	»	3.236	905	»	»	»	»	»
Schmölnitz	»	»	224	9.070	»	»	»	207.856	9.331	346	»	1.675	»	»
Nagybánya	99	58	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Kremnitz	93	69	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Orawicza	29	653	»	3.355	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Reczbánya	0,28	119	»	130	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Zalatna	725	358	2.856	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Somme	1.042,28	1.328	3.080	13.439	»	»	»	220.799	9.236	349	3.136	1.675	»	8.607

EN HONGRIE.

PRODUCTION TOTALE DE TOUTES LES USINES DE LA HONGRIE ET DE LA TRANSYLVANIE.

2.028,28	22.834	3.080	26.076	2.890	5.812	277	334.761	25.814	2.304	3.136	1.675	2.448	8.607
----------	--------	-------	--------	-------	-------	-----	---------	--------	-------	-------	-------	-------	-------

357

NOTE 2.

De la richesse des minerais exploités dans les principaux filons de Schemnitz.

Pour compléter l'aperçu que nous avons donné au commencement de notre mémoire sur l'état actuel de l'exploitation à Schemnitz, nous donnerons les résultats obtenus en 1847, dans les ateliers de préparation mécanique, avec les minerais extraits des principaux filons.

Filon principal de Schemnitz.

PREMIER EXEMPLE. *Minerais provenant du Spitalergang, de la région plombeuse et aurifère (pacherstolln).* — On a livré à la préparation mécanique 105.465^{qm},56 de minerais bruts. On en a retiré les produits suivants :

Or de l'amalgame (mühlgold) : 51^k,8525, tenant or fin 21^k,14.

Schlich de plomb : 6.128^{qm},08, contenant, d'après les essais :

Plomb	39 1/2 p. 100.. . . .	2407 ^{qm} ,45
Argent aurifère..	525,65 aux 100 kil.	200 ^k ,865
Or fin.	445,919 par kil. d'arg. aurif.	8,2006

Schlich pyriteux : 4.755^{qm},68, rendant, d'après les essais :

Matte.	52 p. 100	2.461 ^{qm} ,52
Argent aurifère. .	85,5025 aux 100 kil.	50 ^k ,9155
Or fin	455,9425 par k. d'arg. aur.	1,7235

En résumé, les 105.465^{qm},56 de minerais ont donné, dans les différents produits de la préparation mécanique :

Dans le mühlgold, or 21^k,14

Dans les autres produits :

Matte	2.461 ^{qm} ,52
Plomb	2.407,45
Argent aurifère.	251 ^k ,7785
Or fin	9,9241

Soit par tonne de minerai brut :

Or susceptible d'être retiré par le mercure.	0 ^k ,002
Matte.	25,540
Plomb	22,840
Argent aurifère.	0,022
Or fin	0,00096

En tenant compte des pertes à la préparation mécanique, on doit admettre que la tonne de minerai du Spitalergang, dans l'exploitation de la Pacherstolln, contient en moyenne :

Or	0 ^k ,00586
Argent	0,0450
Plomb	31,970

dont la valeur est de 44^l,57.

La tonne de minerai brut a donné :

Or provenant de l'amalgamation.	0 ^k ,003
Schlichs plombeux	589,90
Schlichs pyriteux.	44,87

c'est-à-dire un peu plus de 10 p. 100 de produits bons à être livrés aux usines.

SECOND EXEMPLE. *Minerais extraits du Spitalergang, dans la région argentifère, au puits nommé Maximilian-Schacht.* — On a livré, à la préparation mécanique, 69.503^{qm},28 de minerais bruts, dont on a retiré :

Mühlgold : 15^k,8715, tenant en or fin 9^k,556.
Schlichs pyriteux : 5.770^{qm},85, rendant, d'après les essais :

Matte.	49 pour 100.	2.827 ^{qm} ,69
Argent aurifère.	17 ^g ,3457 aux 100 kil.	159 ^k ,405
Or fin	62 ,496 par kil. d'arg.	8 ,716

Soit par tonne :

Or séparé par le mercure.	0 ^k ,00155
Argent	0 ,02000
Or	0 ,00128
Matte	40 ,69

et en tenant compte des pertes causées par la préparation mécanique, on peut admettre que la tonne de minerai brut contenait en moyenne :

Or	0 ^k ,0050
Argent	0 ,040

dont la valeur est d'environ 25 fr.

La tonne de minerais bruts a rendu, en produits préparés pour la fusion : 83 kil. (schlich pyriteux).

Filon Thérèse.

TROISIÈME EXEMPLE. — L'exploitation du filon Thérèse, dans la partie voisine de Schemnitz, a produit 49.458^{qm},80 de minerais bruts, desquels on a retiré à la préparation mécanique :

Or provenant de la distillation de l'amalgame : 10^k,858, contenant or fin : 6^k,571.

Schlichs plumbeux : 495^{qm},20, tenant, d'après les essais :

Plomb	28 1/4 p. 100.	140 ^{qm} ,
Argent aurifère.	41 ^g ,0126 aux 100 kil.	20 ^k ,4225
Or fin.	121 ,088 par kil. d'arg.	2 ,5560

Schlichs pyriteux : 2.294^{qm},65, rendant :

Matte.	59 p. 100.	895 ^{qm} ,
Argent aurifère.	85 ^g ,9845 aux 100 kil.	50 ^k ,35
Or fin	62 ,496 par kil. d'arg.	5 ,1935

Les essais ont donc accusé dans les produits préparés :

Or	5 ^k ,7495, soit par tonne :	0 ^k ,00117
Argent	65 ,0030, —	0 ,0133
Plomb	140 ^{qm} , —	2 ,83
Matte.	895 , —	18 ,10
Or séparé par le mercure	6 ^k ,571, —	0 ,00133

D'après ces nombres et d'après les pertes estimées de la préparation mécanique, la tonne de minerais bruts devait contenir, en moyenne :

Or.	0 ^k ,0050
Argent.	0 ,0250
Plomb.	4 ,60

La valeur de ces métaux est de 25^f,85.

QUATRIÈME EXEMPLE. *Exploitation du Biebergang, par le puits Siglisberg, percé dans la région occidentale.* — L'exploitation a livré à la préparation mécanique : minerais bruts : 8.377^{qm},76, desquels on a retiré :

Biebergang.

Schlichs pyriteux : 589^{qm},20, soit 4,65 p. 100, rendant, d'après les essais :

Matte.	27 p. 100	105 ^{qm} ,08
Argent aurifère.	62 ^g ,65 aux 100 kil.	25 ^k ,0783
Or fin.	15 ,624 par kil. d'arg.	0 ,384

soit par tonne de minerais bruts :

Or.	0 ^k ,00005
Argent.	0 ,0299

Si l'on tient compte des pertes au lavage, on arrive aux nombres suivants pour la richesse moyenne de la tonne de minerais bruts :

Or.	0 ^k ,00010
Argent.	0 ,059

La valeur de ces métaux est inférieure à 13 fr.

Les minerais livrés maintenant par le Biebergang sont donc très-pauvres, et spécialement argentifères.

Dans la région opposée, du côté de Dülln, le Biebergang donne des minerais contenant un peu d'or et un peu de galène, mais bien plus pauvres en argent que ceux dont nous venons de citer l'exemple.

Grünergang.

CINQUIÈME EXEMPLE. *Exploitation du Grünergang par le puits Franz-Schacht, foncé auprès de Schemnitz.* — Les minerais sont pyriteux et argentifères, et ne contiennent pas de galène.

On a livré à la préparation mécanique :

Minerais bruts : 24.637^m,76, desquels on a retiré :

Schlichs pyriteux : 1.522^m,64, soit 6.18 p. 100, rendant à l'essai :

Matte. 51 p. 100. 776^m,46

Argent aurifère. 58^g,5937 aux 100 kil. . . 89^k,6261

Or fin. 3,906 par kil. d'arg. 0,420

soit par tonne de minerai brut (rendement accusé par les essais des produits de la préparation mécanique) :

Argent. 0^k,0365

En doublant ce nombre, pour tenir compte des pertes éprouvées à la préparation mécanique, on arrive à estimer la richesse moyenne en argent du minerai brut à :

0^k,075 par tonne,

c'est-à-dire que la valeur contenue dans la tonne de minerais bruts est d'environ 15 fr.

Dans les évaluations précédentes, nous n'avons pas considéré la valeur de la pyrite, parce qu'on n'en retire aucun produit marchand. Elle est cependant très utile dans le traitement métallurgique, et le rendement des schlichs en malte est un élément qu'il ne faut pas négliger dans la comparaison des différents minerais.

SIXIÈME EXEMPLE. *Exploitation du filon Stephan, par le puits qui porte le même nom.* — Il produit, comme le Grünergang, des minerais pyriteux et argentifères, ne contenant pas de galène.

Stephangang.

L'exploitation a produit, minerais bruts : 10.736^m,88, desquels on a retiré à la préparation mécanique :

Schlichs pyriteux : 292^m,88, soit 2,75 p. 100, rendant à l'essai :

Matte. 27 p. 100. 79^m,07

Argent aurifère. 98^g,6362 aux 100 kil. . . 28^k,84

Or fin. 3,906 par kil. d'arg.

soit par tonne de minerais bruts :

Argent. 0^k,027

On peut estimer, d'après cela, que la richesse moyenne en argent des minerais bruts est de 0^k,050, et, par suite, que la valeur de l'argent contenue dans une tonne de minerais, sortant de la mine, est d'environ 10 fr.

Dans les exemples que nous venons de citer, nous avons évalué la richesse des différents minerais en tenant compte des pertes que fait éprouver la préparation mécanique, et en rétablissant approximativement les minerais tels qu'ils devaient être en sortant de la mine. Nous avons jugé cette transformation nécessaire pour faciliter la comparaison des minerais de Schemnitz avec ceux d'autres localités; mais il ne faut pas oublier que la valeur vénale des minerais bruts est bien moindre, et qu'il faudrait la calculer d'après les rendements des produits de la préparation mécanique.

NOTE 3.

Essais de traitement des mattes argentifères à Tajova.

Depuis plusieurs années, on essaye à l'usine de Tajova, entre Neusohl et Kremnitz, basse Hongrie, le procédé de

M. Augustin, pour la désargentification des mattes cuivreuses produites à Neusohl. Les premières expériences n'ont pas conduit à des résultats satisfaisants, et le directeur actuel, M. Marcus, est peut-être le seul ingénieur de tout le district de Schemnitz qui ait encore confiance dans les résultats.

Nous n'avons pu nous procurer les conditions économiques de ces expériences, ni à l'usine de Tajova, ni à l'administration centrale à Schemnitz; nous ne pourrions donc indiquer que la série des opérations.

La matte est pulvérisée sous des meules, et réduite en sable très-fin, en évitant autant que possible la production des poussières. Elle est ensuite grillée dans un four à réverbère à deux soles superposées.

Sur la sole supérieure la matte commence à s'oxyder à une température inférieure au rouge sombre. Sur la sole inférieure le grillage s'achève et est terminé par un coup de feu assez vif et prolongé pendant au moins deux heures. On cherche à obtenir un grillage bien complet, et ensuite la décomposition des sulfates de fer et de cuivre; il faudrait, pour la réussite des opérations ultérieures, et comme dans le procédé Ziervogel, n'avoir plus que des oxydes et du sulfate d'argent. Mais on arrête toujours le coup de feu avant que la totalité du sulfate de cuivre ne soit décomposée, dans la crainte d'enlever aussi de l'acide sulfurique au sulfate d'argent. Il reste donc dans la matière grillée des sulfates d'argent et de cuivre, des arsénates et des oxydes de fer et cuivre.

On s'assure que l'opération est arrivée au point convenable en prenant des essais. On introduit alors dans le four une certaine proportion, 8 à 10 p. 100, de chlorure de sodium, mélangé avec cinq fois son poids de matte, préalablement grillée et refroidie; on mêle bien les matières froides avec la matte qui se trouve déjà dans le four, et on maintient la température entre le rouge sombre et le rouge vif.

L'addition de la matte grillée, froide, a pour but d'abaisser la température jusqu'au point où la réaction du chlorure de sodium sur les sulfates et arsénates peut avoir lieu facilement, en évitant ou mieux en rendant moins forte la volatilisation des chlorures.

Quand on s'est assuré par des essais de la chloruration complète de l'argent, on retire les matières du four et on les soumet à l'action d'une dissolution chaude de chlorure de sodium, qui doit dissoudre le chlorure d'argent; on lave ensuite les boues à l'eau chaude, dans des appareils analogues à ceux qui servent pour le lessivage de la soude.

Les boues lavées sont mises à part pour être traitées ultérieurement pour cuivre. La dissolution des chlorures est mise en contact, encore chaude, avec du cuivre métallique, qui précipite l'argent. Les eaux contenant le chlorure de cuivre sont conduites dans un labyrinthe sur du fer métallique, lequel à son tour précipite le cuivre.

Ce procédé est évidemment moins bon et surtout moins économique que la méthode de M. Ziervogel, dans laquelle la chloruration est inutile, et dans laquelle le grillage a le même but, transformer l'argent en sulfate.

NOTE 4.

Des minerais traités à Fernesy et à Neusohl.

Dans le district de Nagybánya, les minerais de plomb sont peu abondants, mais tiennent une proportion d'or et d'argent supérieure à la teneur moyenne des minerais spécialement aurifères et argentifères.

Ainsi les minerais d'or et d'argent contiennent, pour 1.000 k. :

Argent.	0 ^k ,556
Or.	0,015

Et les minerais de plomb à l'essai :

Argent.	0 ^k ,647
Or.	0,025
Plomb.	297 »

La valeur de l'or est à celle d'argent, dans la somme des minerais traités, comme 18 : 41.

À Neusohl, les minerais de plomb sont admis en plus grande quantité et sont bien moins riches en argent et or ; pour cette raison, nous avons rapporté les frais de traitement à 1.000 k. de minerais d'argent, en considérant la galène comme un moyen d'extraction de l'or et de l'argent, tandis que pour l'usine de Fernesy nous avons rapporté les frais à 1.000 k. de minerais de plomb, d'argent et d'or.

À Neusohl, les minerais d'argent tiennent, aux 1.000 k. :

Argent.	0 ^k ,9154
Or.	0,0182

Les minerais de plomb rendent à l'essai :

Argent.	0 ^k ,1176
Or.	0,0016

La valeur de l'or est à celle de l'argent, dans la somme des minerais traités, comme 28 : 83.

Les minerais de plomb sont plus riches en plomb, en or et en argent, dans le district de Nagybánya, mais sont produits en moins forte proportion : en considérant pour les deux usines de Fernesy et de Neusohl la somme de tous les minerais traités, on a, pour 1.000 k. :

À Fernesy. . .	57 k. de plomb.
À Neusohl. . .	85 k. id.

Comme autre différencé entre les minerais traités dans les deux usines, nous rappellerons que ceux de Nagybánya sont bien plus pyriteux que ceux de Neusohl.

NOTE 5.

Séparation de l'or et de l'argent à la Monnaie de Vienne.

On fait la séparation des deux métaux au moyen de l'acide sulfurique, qui dissout seulement l'argent ; on répète deux fois l'action de l'acide, afin d'obtenir l'or bien pur. L'argent est ensuite précipité par du cuivre de la dissolution sulfurique. On fait ensuite cristalliser le sulfate de cuivre, et on livre les cristaux au commerce.

L'attaque de l'argent aurifère par l'acide sulfurique est faite dans de grandes chaudières de fonte, fermées par des couvercles, également en fonte, et munis de deux ouvertures. L'une d'elles sert à remuer le métal avec une spatule, l'autre donne passage à un tuyau, par lequel s'échappent les vapeurs acides. Elles se rendent dans les chambres de plomb, disposées à l'étage inférieur du bâtiment. Chaque chaudière est placée sur un foyer. Pour une opération, on charge 280 k. d'argent aurifère et 840 k. d'acide sulfurique monohydraté ; on chauffe jusqu'à 100° et on maintient cette température pendant douze heures, en ayant soin d'agiter fréquemment. On laisse refroidir pendant quelques heures, puis on enlève l'acide à la cuiller, en ne touchant pas à l'or déposé au fond de la chaudière. L'or est ensuite enlevé et traité une seconde fois par l'acide sulfurique concentré, dans une chaudière beaucoup plus petite, en fonte, et seulement pendant deux ou trois heures. Après ces deux actions, l'or est considéré comme bien pur : on le lave, on le sèche, et on le fond dans des creusets en plombagine.

Les liqueurs sulfuriques sont réunies dans une grande chaudière prismatique en plomb, portée sur des plaques de fonte au-dessus d'un foyer. On ajoute une proportion d'eau de 8 m. c. pour 840 k. d'acide concentré, employé à la séparation des deux métaux. On chauffe jusqu'à près de

100°, et on précipite l'argent par des lames de cuivre. La réaction, très-rapide, est terminée en quatre heures. On laisse refroidir, et l'argent vient se rassembler; on décante avec un siphon, en conduisant les eaux dans plusieurs bassins successifs.

L'argent est bien lavé à plusieurs reprises, séché dans des bassines en cuivre, puis fondu dans des creusets. Les liqueurs contenant une grande quantité de sulfate de cuivre sont conduites dans chaudières, concentrées, et dirigées ensuite dans des cristallisoirs. On obtient de magnifiques cristaux de sulfate de cuivre.

Les eaux mères, très-acides, sont employées à la fabrication de l'acide sulfurique, aussi bien que les vapeurs acides qui s'échappent des chaudières en fonte.

MÉMOIRE

SUR LA CONSTITUTION MINÉRALOGIQUE ET CHIMIQUE DES ROCHES DES VOSGES (1).

Par M. DELESSE, ingénieur des mines.

GRANITE.

Les roches granitiques des Vosges ont des caractères extrêmement variés, mais l'étude minéralogique et géologique de ces roches apprend qu'on peut les rapporter toutes à deux granites, savoir : le *granite des Ballons* qui contient un seul mica, le *granite des Vosges* qui contient deux micas.

Je vais décrire successivement ces deux granites (2).

Granite des Ballons.

Je désigne sous le nom de *granite des Ballons* un granite qui constitue habituellement la partie centrale et les sommets de la chaîne des Vosges.

Granite
des Ballons.

(1) Voir *Annales des mines*, 4^e Série, XII, 195, 285 et 506; XIII, 667; XVI, 97, 567; XVIII, 509; XIX, 149; XX, 141.

(2) Les principaux ouvrages consultés pour la rédaction de ce mémoire sont les suivants : — Voltz, *Topographie minéralogique de l'Alsace*; — Von OEnyhausen, von Dechen, von Laroche, *Umrisse der Rheinländer*; — Thirria, *Statistique de la Haute-Saône*; — Rozet, *Description géologique de la chaîne des Vosges*; — Hogard, *Description minéralogique et géologique du système des Vosges*, — Croquis et coupes, — Aperçu de la constitution des Vosges, p. 86. — Puton, *Métamorphoses des roches des Vosges*. — Dufrénoy et E. de Beaumont, *Explication de la carte géologique de France*; — Société géologique, *Bulletin*, 1^{re} série, t. VI, et 2^e série, t. IV, — Réunions extraordinaires; — Fournet, *Résultats d'une exploration des Vosges*; — *Bulletin*, 2^e série, t. IV, p. 220, E. Collomb. — *Bulletin de la société géologique*, 2^e série, t. VII, p. 291. — De Billy, *Esquisse de la géologie du département des Vosges*; — Daubrèe, *Carte géologique du Bas-Rhin*; Mougeot, *Rapports sur le musée vosgien*.

Il forme plusieurs massifs dont le plus important est celui qui s'étend de Sainte-Marie aux Mines jusqu'à Guebwiller.

Il présente quelques variétés qui se distinguent l'une de l'autre par leurs caractères minéralogiques et probablement aussi par leur âge; mais ces variétés diffèrent cependant assez peu entre elles, et je les décrirai toutes simultanément. Les variétés dans lesquelles l'hornblende devient abondante ont reçu quelquefois des géologues le nom de *syénite*; l'une d'elles, qui forme les ballons du sud des Vosges, a déjà été décrite sous le nom de *Syénite du ballon d'Alsace* (1).

Sans revenir aucunement dans ce mémoire sur ce que j'ai déjà dit relativement à cette dernière roche, je vais décrire les autres variétés du *granite des Ballons*. Les fig. 1 et 5, Pl. III, montrent des échantillons de ce granite.

Minéraux
essentiels.

Il contient du *quartz*, de l'*orthose*, un *feldspath* du sixième système, un seul *mica* et assez souvent de l'*hornblende*.

Je passe rapidement en revue tous ses minéraux et je commence par ceux qui sont les plus constants, c'est-à-dire par ses *minéraux essentiels*.

Quartz.

Le *quartz* de ce granite est hyalin et généralement gris. Dans le granite des environs de Sénones, il est accidentellement coloré en rouge par des paillettes microscopiques de fer oligiste (*eisenrahm*) qui ont pénétré toute la roche.

Quoique ce *quartz* soit cristallin, il est très-rare qu'il s'observe en cristaux.

A cause de sa couleur grise, qui est plus terne que celle d'aucun autre minéral du granite, il attire peu l'at-

(1) *Annales des mines*, 4^e série, t. XIII, p. 667.

tention de l'œil, et l'on est toujours porté à croire qu'il ne se trouve qu'en très-petite quantité; mais on verra par les analyses qui seront données plus loin, que le *granite des Ballons* contient une quantité fort notable de *quartz*, bien qu'il en contienne beaucoup moins que le *granite des Vosges*.

Les variétés du *granite des Ballons* dans lesquelles la structure cristalline est la plus développée, sont celles qui contiennent le plus de *quartz*; celles, au contraire, dans lesquelles la structure cristalline est peu développée et porphyroïde, ne contiennent que peu ou point de *quartz*; la plus grande partie de la silice est alors restée en combinaison avec une pâte feldspathique. La quantité du *quartz* et son grain diminuent d'autant plus que la structure cristalline du granite est moins développée, et dans certaines variétés porphyroïdes, le *quartz* disparaît même complètement. Des faits analogues ont déjà été signalés pour la *protogine* (1).

Orthose.

L'*orthose* est le minéral qui entre pour la plus grande proportion dans la composition du *granite des Ballons*.

Sa couleur est tantôt blanche et tantôt rose fauve; cependant les cristaux d'*orthose* de couleur différente ne sont pas entremêlés dans un même massif granitique.

Le granite à *orthose* blanc est par exemple celui de Plombière, de Saint-Amarin, de Wildenstein, de Gérardmer, du Schlucht, du Drummont, du Rothenbach.

Le granite à *orthose* rose fauve est celui de Sénones, de Raon-l'Étape; cet *orthose* rose fauve ne diffère pas de celui du granite syénitique du Ballon d'Alsace, et il en résulte que ces derniers granites, bien qu'ils ne renferment généralement pas d'*hornblende*, ressemblent cependant beaucoup à ce granite syénitique.

(1) *Bulletin de la soc. géol.*, 2^e série, t. VI, p. 250.

Quelle que soit la couleur de l'*orthose*, il prend une couleur rouge assez vive par altération; ce changement dans sa couleur est dû à ce qu'il contient toujours un peu d'oxyde de fer en combinaison. Il est d'ailleurs facile de distinguer l'*orthose* qui est naturellement rose ou rougeâtre, comme celui de Senones, de celui qui, d'abord blanc, est devenu rouge par altération, comme celui de Sainte-Marie-aux-Mines.

L'*orthose* prend quelquefois une couleur blanc verdâtre, jaunâtre ou jaune chamois; mais alors il est tendre, doux au toucher, et par suite d'une décomposition particulière, il s'est transformé en une halloysite.

De tous les minéraux du granite, l'*orthose* est celui dont les cristaux sont les plus gros; à Saint-Hippolyte, ses cristaux atteignent un décimètre; généralement cependant ils ne dépassent pas deux centimètres, et souvent ils n'ont que quelques millimètres.

L'*orthose* contribue surtout à donner au granite sa structure porphyroïde (fig. 1 et 3, Pl. IV).

On observe toujours soit des lamelles, soit des cristaux d'*orthose*, même dans les variétés de granite qui sont les plus dégradées et qui ne contiennent plus ni quartz, ni feldspath du sixième système; cet *orthose* est alors associé avec du mica et avec une pâte feldspathique.

L'*orthose* du granite des *Ballons* est mâclé comme il l'est généralement dans les roches granitiques, et ses formes n'offrent d'ailleurs rien de particulier (1).

Quelquefois ses cristaux sont zonés; ils présentent alors un grand nombre de zones concentriques qui suivent exactement tous leurs contours, ainsi qu'on le voit sur la fig. 1, Pl. IV; ces zones sont alternativement blan-

(1) *Annales des mines*, 4^e série, t. XIII, p. 667.

châtres et blanc-grisâtres, opaques et translucides. Quand on attaque des cristaux zonés d'*orthose* par de l'acide fluorhydrique, les zones blanchâtres se distinguent très-facilement des zones blanc-grisâtres, car elles sont corrodées plus fortement: ce fait indique que les zones blanchâtres sont à un état moins cristallin que les zones blanc-grisâtres; il est d'ailleurs probable qu'elles sont formées par un *orthose* moins pur.

Les zones concentriques de ces cristaux d'*orthose* rappellent complètement celles des globules de la pyroméride (1); on ne les observe du reste que dans les granites qui ne sont pas entièrement cristallins, tels que les granites porphyroïdes de Saint-Bresson, du Plain de Corravillers, de la Bresse: de même que dans les roches globuleuses, ces zones doivent donc être attribuées à ce que la structure cristalline de cet *orthose* n'a pas pu se développer d'une manière complète.

J'ai analysé des cristaux d'*orthose* qui ont été extraits de trois variétés du granite des *Ballons*, afin de voir si leur composition chimique était différente.

	SiO ₃	AlO ₃	FeO ₃	CaO	MgO	NaO	KO	HO	Somme.
I	64,91	19,16	traces	0,78	0,65	2,49	11,07	0,30	= 99,36
II	64,66	19,58	traces	0,70	15,18			0,58	= 100,00
III	64,00	20,55		0,68	13,49			1,28	= 100,00

I. — *Orthose* blanc en gros cristaux extraits du granite porphyroïde de Plombières, sur la route de Remiremont, un peu au delà de la fontaine du Renard; l'analyse de ce granite sera donnée plus loin (page 384).

II. — *Orthose* blanc un peu grisâtre, du granite très-porphyroïde de Wildenstein, entre la verrerie et le château; ce granite contient un peu de quartz, de l'*orthose*, une pâte feldspathique

(1) *Mémoires de la soc. géol.*, 2^e série, t. IV, p. 301. Recherches sur les roches globuleuses.

très-abondante, qui est grise, légèrement bleuâtre, et du mica brun noirâtre.

III. — *Orthose* blanc, légèrement rosé, du granite porphyroïde de Sainte-Marie-en-Chamois (Haute-Saône); l'analyse de ce granite sera donnée plus loin (page 384).

Ces *orthoses* contiennent tous une proportion notable de soude. Ils ont un éclat un peu gras qui est d'autant plus prononcé qu'ils éprouvent une perte plus grande par calcination.

On voit d'ailleurs que les *orthoses* blancs, provenant des trois variétés du *granite des Ballons* que je viens de désigner, ont à peu près la même composition; en outre, ils diffèrent assez peu d'autres *orthoses* que j'ai analysés également tels que ceux de la Syénite (1), du Granite des Vosges (2), de la Protogine (3), de la Pegmatite (4) et de l'Arkose (5): l'*orthose* est en effet l'un des minéraux dont la composition est la plus constante et la plus indépendante de celle de la roche dans laquelle il s'est développé.

Outre l'*orthose*, le *granite des Ballons* contient encore un *feldspath* du sixième système, qui se retrouve aussi dans tous les granites proprement dits.

Sa couleur est verdâtre ou vert d'huile dans les échantillons dont la cassure est fraîche; elle est rougeâtre, rouge vif ou rouge corail dans les échantillons qui ont été exposés à l'altération atmosphérique: ensuite sa couleur devient blanche; il passe alors à un état farineux, puis il se change en kaolin.

Il a un éclat gras: il est translucide.

Ses cristaux présentent les stries parallèles qui ca-

(1) *Annales des mines*, 4^e série, t. XIII, p. 671.

(2) *Annales des mines*, 5^e série, t. III, p. 388.

(3) *Annales de chim. et de phys.*, 3^e série, t. XXV.

(4) *Annales des mines*, 4^e série, t. XVI, p. 97.

(5) *Bulletin de la Soc. géol.*, 2^e série, t. IV, p. 1421.

ractérisent les *feldspaths* isomorphes appartenant au sixième système cristallin.

J'ai analysé des cristaux de ce *feldspath* qui étaient verdâtres et translucides; leurs stries étaient bien visibles, et ils pouvaient avoir jusqu'à huit millimètres de longueur. Ils ont été extraits d'un bloc erratique de granite porphyroïde qui provenait des montagnes de la Bresse, et qui se trouvait au pont de Rochesson; l'analyse de ce granite sera donnée plus loin (page 384).

Leur densité était de 2,667.

J'ai trouvé pour leur composition :

			Oxygène. Rapports.
Silice.	58,55	»	30,422 . . . 8
Alumine.	25,26	11,807	} 11,899 . . . 3
Oxyde de fer.	0,50	0,092	
Oxyde de manganèse.	trace.	»	
Chaux.	5,03	1,412	} 3,832 . . . 1
Magnésie.	1,50	0,517	
Soude.	6,44	1,648	
Potasse.	1,50	0,255	
Perte au feu.	0,91		
Somme.	99,29		

On voit que ce *feldspath* du sixième système est identique à celui de la variété du granite qui a été désignée sous le nom de syénite des Ballons (1). Il contient moins de silice, moins d'alcalis, plus d'alumine et plus de chaux que les oligoclases bien caractérisés qui ont été analysés jusqu'à présent; de plus, les rapports entre ces quantités d'oxygène sont: $\div 1 : 3,10 : 7,94$, c'est-à-dire à très-peu près $\div 1 : 3 : 8$; ces rapports sont donc ceux du *feldspath* appelé *andésite*.

D'après certains minéralogistes, l'*andésite* n'existerait pas, et les *feldspaths* auxquels on a donné ce nom devraient être regardés, à cause de leur teneur en eau, comme de l'oligoclase décomposé.

(1) *Annales des mines*, 4^e série, t. XIII, p. 675.

Il faut observer cependant qu'il serait nécessaire d'admettre que tout l'oligoclase du *granite des Ballons* a été décomposé, car les caractères de son *feldspath* du sixième système sont extrêmement constants; or, dans cette hypothèse, il me semble difficile d'expliquer comment cet oligoclase qui aurait été assez décomposé pour perdre plusieurs centièmes de silice, aurait au contraire gagné de la chaux; la teneur en chaux de ce *feldspath* est en effet plus grande que celle de l'oligoclase, et d'un autre côté on sait que dans la décomposition, soit qu'elle ait lieu par altération atmosphérique, soit qu'elle ait lieu par pseudomorphose, les minéraux commencent généralement par perdre leur chaux.

Ainsi que j'ai déjà eu l'occasion de le faire observer à plusieurs reprises, je pense que tous les *feldspaths* du sixième système sont isomorphes, et que leur teneur en silice peut varier d'une manière à peu près continue entre celle de l'albite et entre celle de l'anorthite. Cette idée que j'ai publiée depuis longtemps vient d'ailleurs d'être complètement confirmée par des recherches récentes sur l'isomorphisme (1); il résulte en effet de ces recherches que tous les *feldspaths* du sixième système ont à très-peu près le même volume atomique.

J'ai constaté en outre, par de nombreuses analyses, que plusieurs variétés des *feldspaths* du sixième système peuvent se trouver dans une même roche; il en résulte que dans l'étude minéralogique d'une roche, il vaut mieux définir ces *feldspaths* par les limites entre lesquelles est comprise leur teneur en silice que par les noms d'albite, d'oligoclase, d'andésite, de labrador, de vosgite, d'anorthite, qui ont été donnés à leurs

(1) *Silliman's American Journal*. On the isomorphism and atomic volume of some minerals, by J. Dana, 2^e s., t. IX, p. 241.

principales variétés: le nombre de ces variétés pourrait en effet être facilement augmenté, même en donnant seulement des noms spéciaux aux *feldspaths* dans lesquels les rapports d'oxygène sont représentés par des nombres entiers.

Dans le *granite des Ballons*, le *feldspath* du sixième système a une teneur en silice qui est inférieure à 60 0/0; elle ne s'abaisse d'ailleurs pas au-dessous de celle de l'andésite.

Ce *feldspath* est en cristaux beaucoup plus petits et beaucoup moins abondants que les cristaux d'orthose; ses dimensions atteignent rarement un centimètre; le plus souvent même, il n'est reconnaissable que par les petites taches rouges qu'il forme dans les parties du granite exposées à l'action de l'air.

Il s'observe surtout dans les variétés du granite dont la structure cristalline est la plus développée ainsi que dans celles qui contiennent de l'amphibole avec laquelle il paraît plus spécialement associé: on peut citer comme exemple les granites porphyriques et amphiboliques de la Bresse, de Sainte-Marie-aux-Mines, de Saint-Bresson, de Saint-Amarin, de la Haie-Griselle, de Plombières.

Le *granite des Ballons* contient un seul mica que j'appellerai *mica foncé*; ce mica est le plus souvent noir, brun tombac ou brun noirâtre; quelquefois cependant il est vert, brun verdâtre ou vert noirâtre, comme cela a lieu dans les granites de Ranrupt, du Champ-du-Feu, du Schlucht, du Hohneck, de Faucogney, du Bressouar.

Les modifications qu'il présente dans sa couleur sont peu importantes; en effet, le mica du calcaire cristallin enclavé dans le gneiss est ordinairement blanc verdâtre, et il ne devient rougeâtre ou brun rougeâtre que lors-

Mica foncé.

qu'il a subi l'altération atmosphérique (1) : or il semble que le *mica* du granite puisse aussi devenir vert par une certaine décomposition ; car on trouve du *mica* vert dans le granite qui est complètement changé en arène, notamment dans l'arène du Plain de Corravillers.

Lorsqu'on place le *mica foncé* dans le polariscope d'Amici, il montre une croix noire qui, par la rotation de l'appareil, se transforme en deux branches d'hyperbole ; il est en outre facile de constater que pour le *mica* noir brunâtre du granite de la Chapelle, ces branches d'hyperbole sont plus rapprochées que pour le *mica* de la Minette ; par conséquent : le *mica* du granite des *Ballons* a deux axes de double réfraction qui font entre eux un angle très-petit.

La composition chimique de ce *mica* est à très-peu près celle du *mica* de la Minette qui sera donnée ultérieurement ; ses bases dominantes sont la magnésie et l'oxyde de fer. Quelle que soit sa couleur, il est toujours attaquable par l'acide chlorhydrique.

Il est en lamelles extrêmement minces dont les dimensions ne dépassent pas quelques millimètres.

La proportion du *mica* dans le granite des *Ballons* est au plus de quelques centièmes (2) ; c'est seulement accidentellement qu'elle devient plus grande, comme cela a lieu dans le granite de Rupt.

Le *mica foncé* qui vient d'être décrit est le seul qui s'observe dans le granite des *Ballons* ; il est donc très-utile pour distinguer ce granite, car, ainsi que je l'ai fait observer antérieurement, les granites sont surtout caractérisés par leurs *micas* (3).

(1) *Annales des mines*, 4^e série, t. XX, p. 152.

(2) *Bulletin de la soc. géol.*, 2^e s., t. IV, p. 1435 : Procédé mécanique pour déterminer la composition des roches.

(3) *Annales des mines*, 4^e série, t. XVI, p. 103.

Je passe maintenant à l'étude des *minéraux accidentels* parmi lesquels il faut placer en première ligne l'amphibole *hornblende*. Cette *hornblende* est noire ou vert foncé. Sa forme est celle de prismes aplatis, très-minces, qui peuvent atteindre plusieurs centimètres de longueur : à Saint-Amarin, ces prismes sont quelquefois terminés à leurs deux extrémités. Elle diffère seulement de l'*hornblende* de la syénite qui a déjà été décrite (1), en ce qu'elle a une couleur plus foncée et en ce que ses cristaux sont plus allongés ; elle est toutefois beaucoup moins abondante, et ce n'est qu'exceptionnellement qu'on l'observe dans le granite des *Ballons* ; les variétés de ce granite dans lesquelles elle s'est développée sont celles de Sainte-Marie-aux-Mines, de Saint-Amarin, du Drumont, de la Bresse.

Ces variétés de granite sont généralement plus riches en feldspath du sixième système et en *mica* que le granite normal ; elles sont au contraire plus pauvres en quartz ; enfin elles sont porphyroïdes, car l'orthose, qui est en gros cristaux blancs, se détache alors très-bien de la pâte qui est rendue noire par l'*hornblende* et par le *mica*.

J'ai observé du *sphène* dans le granite syénitique de la côte de Sainte-Marie-aux-Mines, dans le granite du Jœgerthal et dans le granite de Neuviller, dans le Champ-du-Feu ; je l'ai observé également dans un granite syénitique et porphyroïde qui se trouve en blocs erratiques au Plain de Corravillers, et qui ressemble beaucoup à celui de Saint-Bresson. Ce *sphène* est en cristaux bruns, brun-rouges ou verdâtres, qui sont généralement microscopiques, mais qui, à la côte de Sainte-Marie, atteignent cependant quelques millimètres. Leurs formes sont très-nettes et elles ne diffèrent pas de celles du *sphène* de la syénite.

(1) *Annales des mines*, 4^e série, t. XIII, p. 682.

Le *sphène* se trouve généralement dans les variétés du *granite des Ballons* qui contiennent de l'amphibole.

Zircon.

M. Daubrée a constaté la présence du *zircon* dans les granites d'Andlau et de Barr : récemment M. le docteur Carrière l'a observé également dans les granites de la vallée de Senones dans lesquels il avait déjà été signalé par MM. d'Oenyhausen, de Dechen, de Laroche. Dans cette dernière localité, le *zircon* est hyalin, incolore et quelquefois légèrement jaunâtre ou rougeâtre. Sa forme est le prisme à quatre faces, terminé par le pointement octaédrique placé sur les angles. Quelques cristaux portent l'indice d'un deuxième octaèdre et même des tronçatures sur les arêtes verticales du prisme.

Le *zircon* se trouve généralement dans les variétés du *granite des Ballons* qui contiennent du *sphène* et surtout dans celles qui contiennent de l'amphibole; l'association de ces minéraux dans les Vosges rappelle donc celle que présente la syénite zirconienne de Norwége.

Chlorite.

Lorsque le *granite des Ballons* est partiellement décomposé, ses cavités sont quelquefois tapissées de grains microscopiques de *ripidolithe* ou de *chlorite* d'un vert foncé; cette *chlorite* s'observe, par exemple, dans les granites du Belliard, de Plombières et d'Hérival, dont l'hornblende est souvent pseudomorphosée en une substance verdâtre très-tendre; elle s'observe surtout dans les granites qui contiennent du mica vert, comme le granite du Bressouar et de Sainte-Hippolyte, et elle s'est fréquemment développée jusque dans leurs cristaux d'orthose. Ces derniers granites peuvent être considérés comme des protogines (1).

Carbonates.

Les fissures du granite sont quelquefois tapissées par

(1) Rozet, *Description de la chaîne des Vosges*, p. 45-46.—Hogard, *Aperçu de la constitution du départ. des Vosges*, p. 83.

des lamelles de *carbonate de chaux* et de *carbonate de fer*.

Ainsi le *carbonate de chaux* a rempli les fissures du granite de la Bresse; il est aussi disséminé dans certains granites porphyroïdes un peu décomposés, tels que celui de Sainte-Marie-en-Chamois et de la Rochotte.

Le *carbonate de fer* a rempli également des fissures dans le granite; on l'observe, par exemple, associé avec du fer oligiste, dans le granite du Bressouar. On l'observe aussi dans le granite de la Chapelle, près Bruyères, qui est très-riche en mica et qui se décompose facilement; ce *carbonate de fer c*, qui est représenté par la fig. 2, Pl. IV, forme des espèces de nodules irréguliers dans lesquels il est généralement entremêlé de mica *m* et de quartz *q*. Il paraît appartenir à la variété désignée par M. Breithaupt sous le nom de *mesitinspath* ($Fe \ddot{C} + Mg \ddot{C}$); il est jaune pâle et il devient brun par altération; il a l'éclat un peu vitreux. Il est en petits cristaux rhomboédriques qui ont visiblement rempli postérieurement et par infiltration, les interstices qui restaient libres entre les paillettes de mica *m* et entre le quartz *q*.

Mésitinspath.

J'ai encore observé le même carbonate disséminé dans le granite syénitique de Sainte-Marie-aux-Mines et dans celui de Plombières, c'est-à-dire dans des granites qui sont aussi riches en mica.

Lorsque le *granite des Ballons* se décompose, il se dépose encore dans ses fissures une substance ayant une couleur verte, verdâtre, vert jaunâtre, rose ou blanchâtre; cette substance est translucide et onctueuse au toucher; elle a un éclat gras; elle n'est pas cristalline; c'est un hydrosilicate d'alumine qui contient quelquefois un peu de fer, et qui a la composition de l'*Halloysite*.

Halloysite.

M. Berthier a analysé, sous le nom de *savon minéral*, une variété rose de cette substance qui forme fréquem-

ment des veines dans le granite décomposé de Plombières; sa composition se laisse représenter par la formule $\text{Äl Si}^{\text{ii}} + 6 \text{H}$.

Il importé de remarquer que cette *Halloysite* n'est pas spéciale au granite, mais qu'elle s'est généralement déposée dans les fissures et dans les cavités de différentes roches feldspathiques en décomposition, quel que fût d'ailleurs leur feldspath; en effet, l'argile (Bol) qui remplit les fissures, séparant les prismes basaltiques de Stolpen, a été analysée par M. Rammelsberg (1), et sa composition est la même que celle de l'*Halloysite* du granite.

Pyrite de fer.
Fer oxydulé.

On doit encore mentionner la *pyrite de fer* et le *fer oxydulé* parmi les minéraux accidentels disséminés dans le *granite des Ballons*; le *fer oxydulé* titanifère, s'est surtout développé dans le granite syénitique.

Fer oligiste.
Chaux fluatée.

Les granites de Saint-Blaise et de Raon-l'Étape contiennent aussi des paillettes microscopiques de *fer oligiste*, qui sont tantôt rouges et tantôt gris-noirâtres; ce *fer oligiste* est l'*eisenrahm* des minéralogistes allemands; il est accompagné par de la *chaux fluatée* violette qui est en cristaux cubiques et microscopiques.

Le *fer oligiste* et la *chaux fluatée* tapissent de petites cavités irrégulières dans ces granites, mais ils les imprègnent quelquefois complètement; ils paraissent être plus spécialement associés avec leur quartz.

Le *fer oligiste* est d'ailleurs très-répandu dans tous les granites des Vosges dans lesquels il formé de petits filons irréguliers (2).

Baryte sulfatée
Épidote, etc.

On rencontre encore dans le *granite des Ballons*, de la *baryte sulfatée*, de l'*épidote* et divers minéraux; mais indépendamment de ce que ces minéraux sont acci-

(1) Rammelsberg, *Handwörterbuch*, p. 116.

(2) *Explication de la carte géologique de France*, t. I, p. 421.

dentels, ils ne s'observent que dans des filons ou dans des druses.

Toutefois, l'un des principaux caractères du *granite des Ballons* est de ne renfermer qu'un très-petit nombre de minéraux accidentels et de *filons*. Il a été peu fissuré et il forme même d'énormes massifs, entièrement compacts et homogènes, qui sont seulement traversés par quelques *filons* de quartz; c'est par exemple ce qu'on peut très-bien observer au Schlucht, au lac Noir, au lac Blanc.

Le *granite des Ballons* ne renferme d'ailleurs qu'un petit nombre de *filons* métallifères.

— J'ai distingué parmi les minéraux du granite ceux qui sont *essentiels* et ceux qui sont *accidentels*; on peut distinguer en outre parmi les minéraux *accidentels* ceux qui sont *contemporains* et ceux qui sont *postérieurs* à la cristallisation du granite.

Généralement les minéraux disséminés dans le granite, tels que l'amphibole, le sphène, le zircon, sont des minéraux *contemporains*.

Au contraire, les minéraux remplissant des fissures, des cavités ou des filons, tels que la chlorite, les carbonates, l'*halloysite*, ainsi que les minéraux des filons métallifères, sont des minéraux *postérieurs*.

On conçoit d'ailleurs que beaucoup des minéraux *postérieurs* sont cependant à peu près *contemporains* du granite dont ils ont immédiatement suivi la cristallisation: c'est ce qui a eu lieu, notamment pour le quartz, les feldspaths, le mica, l'*épidote*, etc., qui forment des filons dans le granite, et peut-être aussi pour la plus grande partie des minerais qui ont rempli les filons métallifères.

Je passe maintenant à l'étude du *granite des Ballons*, considéré comme roche.

Filons.

Granite.

Densité.

La densité de ce granite ne diffère pas beaucoup de celle du *granite des Vosges*, qui sera décrit plus loin; cependant elle lui est généralement supérieure, surtout lorsque le *granite des Ballons* contient de l'hornblende; on sait en effet que la densité du granite syénitique des Ballons peut être égale ou même supérieure à 2,7 (1).

Perte au feu.

La perte au feu d'un granite est généralement assez élevée, surtout lorsqu'il contient de l'hornblende et lorsqu'il est porphyroïde. J'ai constaté, par exemple, que pour le granite porphyroïde de Saint-Bresson, elle atteint 1,91 et qu'elle est même de 2,9 pour le granite porphyroïde de Sainte-Marie et d'Amage, aux environs de Faucogney. Cette perte élevée est due à la décomposition de certaines parties de la pâte qui ont pris une couleur verte, quelquefois aussi elle est due au mélange d'un peu de carbonate.

Composition moyenne.

J'ai déterminé la composition moyenne de quelques variétés du *granite des Ballons*; les résultats que j'ai obtenus sont donnés par le tableau suivant (2) :

	SiO ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	Ca O	KO, NaO, MgO	Perte au feu.	Somme.
I	70,8	15,3		0,5	12,4	1,0	100
II	68,5	"		1,3	"	0,9	"
III	67,3	16,1	1,9	0,6	13,3	0,8	100
IV	64,8	20,0		1,1	12,7	1,4	100
V	64,8	21,1		0,7	"	"	"
VI	63,3	20,2		1,3	11,8	2,9	100
VII	63,3	18,7		2,3	13,8	1,4	100

I.—*Granite de Plombières*, pris sur la route de Remiremont

(1) *Annales des mines*, 4^e série, t. XIII, p. 685.

(2) Les guillemets indiquent que la détermination quantitative de la substance n'a pas eu lieu.

et un peu au delà de la fontaine du Renard. Il est porphyroïde, à grain moyen; il contient du quartz, de l'orthose dont l'analyse a été donnée sous le n° I à la page 373, du feldspath du sixième système, qui est rougeâtre et du mica brun noirâtre.

II.—*Granite de Faucogney*, pris à la Rochotte, sur la route de Faucogney au Plain de Corravillers. Il est porphyroïde, il contient peu de quartz, de l'orthose blanc, un peu de feldspath du sixième système, qui est rouge corail, ainsi que du mica vert brunâtre.

III.—*Granite de la base du Drumont*. Ce granite a fait éruption à travers le schiste de transition, comme on le voit très-bien dans la carrière du Schliffels (1). L'échantillon analysé a été pris dans cette carrière, à un décimètre du contact avec le schiste de transition. Ce granite est dégradé et très-porphyroïde; il est presque entièrement formé par une pâte feldspathique gris noirâtre contenant des cristaux d'orthose blanc et une assez grande quantité de mica noir; on n'y voit point de quartz.

Un essai du *schiste de transition* au contact de ce granite m'a montré qu'il contient: silice 59,25; — alumine et oxyde de fer 28,50; — chaux 0,90; — alcalis, magnésie 8,97; — p. au feu 2,40.

IV.—*Granite de la Bresse*, pris à un gros bloc erratique qui se trouve près du pont de Rochesson. Il est porphyroïde; il contient du quartz, de l'orthose, du feldspath du sixième système dont l'analyse a été donnée page 375, du mica noirâtre, de l'hornblende noire.

Cette belle variété de granite syénitique se trouve encore à Sainte-Marie-aux-Mines, à Wesserling, au Ballon de Guebwiller, à Rupt, etc. Elle est représentée par la fig. 1, Pl. III. Elle est très-recherchée pour les monuments. Elle forme les piédestaux des statues de Kléber à Strasbourg et de Mathieu de Dombasle à Nancy.

V.—*Granite de Mehachamp*, pris au contact du granite grenu et grenatifère n° IV (page 396), dans lequel il a été injecté (fig. 5, Pl. III). Il est porphyroïde, à grain moyen; il contient du quartz, de l'orthose blanc, du feldspath du sixième système, qui est rougeâtre, et une assez grande quantité de mica noirâtre.

VI.—*Granite de Sainte-Marie* (Haute-Saône); il a été pris sur la route de Luxeuil à Faucogney, dans la montagne, au N.-E. de Sainte-Marie-en-Chamois, à quelques décimètres de son contact avec le schiste de transition. Il est porphyroïde; il contient de l'orthose dont l'analyse a été donnée sous le n° III, p. 373, un peu de feldspath du sixième système, qui est rouge corail, une

(1) *Archives des sciences physiques et naturelles*, t. VIII, p. 257 (voir la planche).

pâte feldspathique et du mica brun verdâtre; on n'y voit point de quartz. Ce granite a sa pâte décomposée dans certaines parties et il contient un peu de carbonate de chaux, ce qui explique sa grande teneur en chaux et sa perte au feu considérable; par ce motif il a été mis sur le tableau, avant l'échantillon n° VII, car sa teneur en silice serait plus forte si on retranchait le carbonate mélangé.

VII. — *Granite* très dégradé, pris derrière l'église de *Saint-Bresson*. Il s'est réduit à un pétrosilex, ou à une pâte feldspathique gris noirâtre dans laquelle on observe seulement des paillettes de mica. Il est au contact d'une diorite compacte qui a déjà été décrite sous le nom d'aphanite de Saint-Bresson (1).

Le tableau qui précède montre que la composition chimique du *granite des Ballons* n'est pas absolument constante. Ainsi, la teneur en silice des échantillons analysés varie de 63 à 71 p. 100, c'est-à-dire de 8 p. 100; de plus, les teneurs en alumine, en chaux et en eau augmentent généralement quand la teneur en silice diminue.

Il est aisé de se rendre compte de ces variations du *granite des Ballons*; car ce granite comprend plusieurs variétés qui ne sont sans doute pas contemporaines: en outre la composition minéralogique et chimique des roches granitiques n'est pas constante; une même roche granitique présente en effet des variations notables avec sa structure et avec la nature des roches qui se trouvent à sa circonférence (2).

Si on prend comme exemple le granite syénitique qui forme le massif du Ballon d'Alsace, il est facile de constater que sa teneur en silice varie souvent de plus de 10 p. 100; cette teneur en silice diminue d'ailleurs à mesure que la structure cristalline du granite se dégrade et à mesure qu'il se fond dans les roches du terrain de transition qui l'enveloppent (2).

(1) *Annales des mines*, 4^e série, t. XVI, p. 347-353.

(2) *Bull. de la soc. géol.*, 2^e s., t. IX, p. 464.

Les échantillons du *granite des Ballons* qui ont été analysés présentent donc dans leur teneur en silice des variations qui sont tout à fait de l'ordre de celles que présente un même granite: quelquefois ces variations sont même beaucoup plus grandes, et elles peuvent atteindre 20 p. 100, surtout lorsque le granite passe insensiblement aux roches au milieu desquelles il a cristallisé.

Granite des Vosges.

Certaines roches granitiques des Vosges ont été désignées sous le nom de *granite commun*, de *leptynite*, de *gneiss*: bien que ces trois roches aient des caractères minéralogiques très-distincts lorsqu'on les considère isolément, elles ne diffèrent cependant que par la disparition de certains minéraux ou par des modifications dans leur structure; elles ont d'ailleurs le même gisement, elles présentent des passages insensibles de l'une à l'autre, et, comme le font remarquer les auteurs de la carte géologique de France, elles constituent une formation complexe résultant de l'association de ces trois roches (1).

Il est donc nécessaire de réunir le *granite commun*, le *leptynite* et le *gneiss*; aussi comme ces roches constituent la plus grande partie du massif granitique des Vosges, je vais les décrire simultanément sous le nom de *granite des Vosges*.

Des variétés de ce granite sont représentées par les fig. 2 et 4, Pl. III. Ses *minéraux essentiels* sont: le quartz, l'orthose, le feldspath du sixième système, et deux micas dont l'un est généralement foncé et l'autre clair.

(1) Dufrenoy et E. de Beaumont, *Explication*, t. I, p. 307. — Hogard, *Aperçu de la constitution du département des Vosges*, 1845, p. 81, etc.

Passons rapidement en revue les particularités que ces minéraux offrent dans le *granite des Vosges*.

Quartz.

Le quartz est en grains blanc-grisâtres. Il s'engage quelquefois d'une manière intime dans les lamelles d'orthose. Dans les variétés grenues de ce granite, le quartz a d'ailleurs une forme granulée qui s'observe très-bien sur les échantillons polis.

Des essais qui seront rapportés plus loin, font voir que le quartz est plus abondant qu'on ne serait porté à le croire d'après la première inspection de la roche.

Orthose.

L'orthose est le minéral qui constitue essentiellement ce granite. Il est blanc ou grisâtre; mais par altération il prend une couleur rosée ou rougeâtre.

Ses cristaux ont quelquefois plusieurs centimètres comme au Grand-Vagny, au col du Bramont, et alors le granite devient accidentellement porphyroïde (fig. 2, Pl. III); mais le plus généralement cet orthose est en très-petites lamelles (fig. 4 et 5, Pl. III). Il m'a paru important d'analyser ces lamelles, afin de voir si elles étaient bien formées d'orthose, sans mélange d'albite, et si elles n'avaient pas une composition spéciale; j'ai opéré sur des lamelles blanches ayant 1 à 2 millimètres, qui ont été extraites du granite de la montagne du Corroy, au sud de Remiremont: ces lamelles constituent presque entièrement ce granite.

J'ai trouvé pour leur composition :

Silice	66,08
Alumine et traces d'oxyde de fer.	18,70
Oxyde de manganèse.	traces.
Chaux.	0,93
Magnésie.	0,45
Soude.	3,77
Potasse.	9,11
Somme.	99,04

On voit, par conséquent, que le feldspath grenu et

lamelleux du granite commun est bien de l'orthose. Sa teneur en silice élevée, tient, sans aucun doute, à la présence d'un peu de quartz qu'il était d'ailleurs impossible de séparer complètement.

Quoique sa teneur en alcalis soit faible, il ne paraît pas présenter de différence essentielle avec l'orthose, qui constitue les autres roches granitiques.

L'orthose et le quartz sont les deux minéraux les plus constants et les plus abondants du *granite des Vosges*; ils se retrouvent invariablement jusque dans les échantillons les plus dégradés de ce granite.

Le *granite des Vosges* contient aussi un peu de feldspath du sixième système; ce feldspath est blanc, blanchâtre ou très-légèrement verdâtre; par altération, il devient rougeâtre ou rouge vif, ce qui permet de le distinguer facilement de l'orthose. Il forme des lamelles striées qui sont très-fines. Il est toujours rare et en très-petite proportion; il s'observe seulement dans les variétés du granite dont la structure cristalline est la plus développée (granite commun), mais il manque ou il est très-rare dans les variétés dont la structure cristalline est peu développée, comme celles qui sont grenues et gneissiques (leptynite, gneiss).

Je n'ai pu recueillir une quantité assez grande de ce feldspath pour en faire une analyse; toutefois comme ses caractères sont à très-peu près ceux du feldspath du sixième système de la Protogine, je pense qu'il se rapporte le plus souvent à l'oligoclase.

— Certains granites, notamment ceux qui sont porphyroïdes comme le *granite des Ballons*, contiennent quelquefois une pâte feldspathique; mais le *granite des Vosges* est formé d'un agrégat de minéraux tous cristallisés, et il n'a que peu ou point de pâte feldspathique; toutefois il importe de remarquer que son grain

Feldspath
du
sixième système.

est fin et que ses minéraux sont généralement beaucoup moins gros que ceux du granite porphyroïde.

Micas.

Le caractère essentiel du granite que nous étudions est d'avoir deux *micas*, l'un *foncé*, l'autre *clair*.

Mica foncé.

Le *mica foncé* est tantôt noir, tantôt brun et quelquefois même il tire sur le vert; c'est un mica à deux axes identique à celui du *granite des Ballons*. Ses bases dominantes sont la magnésie et l'oxyde de fer. Il est attaqué par l'acide sulfurique et même par l'acide chlorhydrique.

Le mica vert s'observe dans les granites de Munster, de la Poutroye, de Bouvacôte, de Ranfaing, de Linfin. Il s'observe aussi dans le gneiss d'Urbeis, du val de Villé, de Colroy, et il est facile de constater que le mica vert de ces gneiss devient brun tombeau ou brun rougeâtre par une altération atmosphérique ou par des infiltrations; car une même paillette est souvent verte dans la partie à l'intérieur de la roche, tandis qu'elle est brune dans la partie exposée à l'air.

Mica clair.

Le *mica clair* a une couleur qui varie du blanc d'argent au gris violacé; il ne diffère pas du mica de la Pegmatite que j'ai déjà décrit, et qui forme des filons dans ce même granite (1). Sa base dominante est la potasse; il est très-pauvre en oxyde de fer. Il n'est pas attaqué par les acides chlorhydrique et sulfurique: cette propriété est très-importante à signaler, car l'action seule des acides donne un caractère qui suffit pour distinguer le *mica foncé* du *mica clair*.

Le *mica clair* s'observe fréquemment dans le granite des environs de Cornimont, de Corcieux, de Docelles, du Tholy, de Remiremont. Il est disséminé d'une manière beaucoup plus irrégulière que le *mica foncé*, et il importe de remarquer qu'il est surtout abondant dans les

(1) *Ann. des mines*, 4^e s., t. XVI, p. 100. — Peg. de St-Étienne.

variétés du *granite des Vosges* qui ont été pénétrées par des filons de Pegmatite.

Le *mica foncé* et le *mica clair* se sont souvent réunis de manière que les clivages de leurs bases se confondent sur une même lamelle (1).

Dans certains cas, le *mica clair* entoure même symétriquement le *mica foncé* (2). Il me paraît qu'alors le *mica clair* est postérieur au *mica foncé*; c'est d'ailleurs ce qui résulte aussi de ce que ce *mica clair* est identique avec le mica qui s'est développé dans la Pegmatite (3); car cette roche forme fréquemment des filons dans le *granite des Vosges*, et par conséquent elle lui est postérieure.

Dans d'autres cas, au contraire, le *mica foncé* forme de petites lamelles disséminées irrégulièrement dans une lamelle de *mica clair*, et alors le *mica foncé* est probablement postérieur au *mica clair*.

Il y a généralement plus de *mica foncé* que de *mica clair*.

Le *mica foncé* est, après l'orthose et le quartz, le minéral le plus constant.

On trouve d'ailleurs ces deux micas dans toutes les variétés du *granite des Vosges*; ils sont uniformément disséminés dans le granite commun; ils forment des veines, des macules ou des agglomérations irrégulières dans le gneiss; ils sont en lamelles microscopiques dans le leptynite.

Les minéraux que je viens de décrire peuvent être considérés comme les *minéraux essentiels* du *granite des*

Minéraux
accidentels.

(1) On trouve quelquefois au Saint-Gothard des cristaux de staurotite et de disthène qui se sont développés autour d'un même axe; c'est un fait analogue à celui qui vient d'être signalé pour les deux micas du granite.

(2) G. Rose, *Zeitschrift der Deutsche geologische-Gesellschaft*, t. II, p. 557.

(3) *Annales des mines*, 4^e série, t. XVI, p. 105. — Pegmatite de Saint-Étienne.

Vosges; ceux que je vais décrire maintenant sont des *minéraux accidentels*.

Grenat.

Parmi ces derniers, je citerai en première ligne le *grenat* dont la présence est caractéristique pour ce granite et en général pour le granite à deux micas. Il est en cristaux ordinairement microscopiques, mais cependant très-nets, qui ont la forme du dodécaèdre pentagonal; ces cristaux sont rouges, rouge-brunâtres ou bruns; ils sont souvent transparents. Le *grenat* s'observe surtout dans les variétés du granite qui sont schistoïdes et dont la structure cristalline est la moins développée, comme cela a lieu dans le gneiss et dans le leptynite; ainsi on le trouve à Docelles, à Tendon, à Wagney, à Sainte-Sabine, à Gérardmer, à Sainte-Marie-aux-Mines (1).

A Ranfaing, il est en cristaux bruns qui ont souvent plusieurs millimètres de diamètre; beaucoup de ces cristaux ont subi la pseudomorphose qui est si fréquente dans le *grenat* des roches renfermant de la magnésie (2); ils ont alors une couleur verte ou brun-verdâtre, une dureté très-faible, et ils contiennent une notable quantité d'eau.

Pinite
(Cordiérite).

Dans le gisement de Ranfaing, le *grenat* est associé avec de la *pinite* qui provient sans doute d'une pseudomorphose de *cordiérite*. Cette *pinite* a une couleur verte qui devient jaunâtre par altération. Elle est tantôt en nodules, tantôt en prismes qui ont 6 ou 12 pans. M. Carrière a mesuré au goniomètre d'application les angles de ces prismes, et il a reconnu qu'ils sont respectivement égaux à 120° ou à 150° : les prismes hexagonaux de la *pinite* sont donc réguliers.

Le gneiss de Gérardmer renferme d'ailleurs de pe-

(1) Rozet, ouvrage cité; Puton, *Métamorphoses*, p. 30.

(2) *Ann. des mines*, 4^e série, t. XVIII, p. 327.—Serpentine.

tits nodules de *cordiérite* gris bleuâtre : ces nodules sont verts sur leurs bords, et ils passent à la *pinite*.

Les cavités microscopiques de ce granite sont souvent tapissées par des lamelles ou par des grains d'une *chlorite*; cette *chlorite*, qui se retrouve très-généralement dans les roches granitiques, est d'un vert foncé qui indique qu'elle est riche en fer; elle est de plus en éventail comme la variété qu'on désigne plus spécialement sous le nom de *ripidolithe* : elle est très-fréquente au Tholy, et sur un échantillon elle m'a présenté la disposition de la *fig. 3*, Pl. IV, dans laquelle le grossissement est quintuple. Les cavités tapissées par cette *chlorite c* sont souvent entourées par une auréole verte qui forme dans la roche des taches vertes très-irrégulières, dont les contours sont un peu confus et se fondent à peu près comme l'indique la figure précédente. Le granite du Tholy a fréquemment de ces taches vertes qu'on observe plus particulièrement autour des agglomérations de mica. La *chlorite* ainsi que ces taches vertes résultent d'une pseudomorphose qui me paraît avoir eu lieu dans les mêmes conditions que la pseudomorphose qui a développé une si grande quantité de *ripidolithe* dans les cristaux de quartz et d'adulaire du Dauphiné.

Quoique la *chlorite* soit toujours en quantité extrêmement petite dans le *granite des Vosges*, elle y est cependant très-fréquente, surtout dans les variétés schistoïdes dans lesquelles les infiltrations peuvent avoir lieu facilement. Elle a rempli postérieurement les interstices de formes très-irrégulières qui sont restés libres entre les minéraux du granite, et elle est le plus souvent associée avec du mica vert, de même que dans la Protogine (1).

La *chlorite* s'observe dans un très-grand nombre de granites, mais elle y est très-peu abondante.

(1) *Bulletin de la soc. géol.*, 2^e série, t. VI, p. 250.

Chlorite.

Hornblende.

Le *granite des Vosges* contient quelquefois de l'amphibole *hornblende*, mais ce n'est généralement que lorsqu'il est très-dégradé; il passe alors à un gneiss amphibolique et schistoïde.

Il importe de remarquer que cette *hornblende* n'est pas uniformément disséminée dans le granite des Vosges comme dans le granite syénitique des Ballons; son développement est au contraire tout à fait local, et de plus il est accidentel; ainsi, par exemple, à Ranfaing et à Fondromé, le granite est traversé par des filons de diorite, et l'*hornblende* s'est développée jusque dans le granite (1); au Saint-Philippe, près Sainte-Marie-aux-Mines, l'*hornblende* paraît résulter d'une réaction du calcaire cristallin sur la roche granitique dans laquelle il est encaissé.

Graphite.

Le *graphite* ne se trouve que dans les variétés du granite qui sont complètement dégradées ou dans les gneiss qui sont à la limite du terrain granitique et qui séparent le granite des terrains stratifiés. Il y en a, par exemple, dans le gneiss de Sainte-Marie-aux-Mines, de Wissembach, de Gémaingoutte, de Fraize, du val d'Ajol (2).

Calcaire.

Ce *graphite* est assez souvent associé à des amas de *calcaire cristallin* qui sont dans les mêmes conditions de gisement (3).

Fibrolite.

D'autres minéraux, qui sont également spéciaux au gneiss, s'observent encore accidentellement dans certaines variétés du *granite des Vosges*; je citerai notamment la *fibrolite*, qui se rencontre en rognons entre Lièpvre et Saint-Hippolyte.

Enfin, de même que la plupart des roches, ce gra-

(1) *Bulletin de la soc. géol.*, 2^e série, t. IV, p. 1422-1425.

(2) Dufrenoy et Élie de Beaumont. *Explication de la carte géologique de France*, t. I, p. 527.

(3) *Ann. des mines*, 4^e sér., t. XX, p. 141. — Calcaire cristallin.

nite renferme de la *pyrite de fer*; il renferme aussi plus rarement du *fer oxydulé*.

Le *granite des Vosges* est plus riche en minéraux que le *granite des Ballons*, car indépendamment des minéraux précédents, on y retrouve également les minéraux accidentels du *granite des Ballons*, ainsi que les divers minéraux qui se sont développés dans les druses et dans les filons de ce dernier granite. Il est d'ailleurs beaucoup moins homogène et moins compacte. Il a sans doute été très-fissuré au moment de sa cristallisation, et par suite il n'est pas étonnant qu'il soit traversé par un très-grand nombre de *filons* granitiques; ces *filons* qui sont le plus généralement des *filons* de pegmatite avec tourmalines seront décrits un peu plus loin.

Il est aussi fréquemment traversé par des *filons* métallifères, surtout lorsqu'il passe au gneiss; c'est ce qui a lieu, par exemple, à Urbeis, à Lalaye, à La Croix et à Sainte-Marie-aux-Mines; c'est ce qui a lieu également sur la rive droite du Rhin (1).

Après avoir décrit les minéraux essentiels et accidentiels du *granite des Vosges*, je le considère maintenant comme roche, et je vais faire connaître ses principales propriétés.

J'ai déterminé la *densité* de deux échantillons, et j'ai obtenu :

Granite grenu (leptynite gneissique) du Tholy. . . . 2,651
Id. (leptynite) de Sainte-Étienne (Vosges). 2,617

La *densité* de ce granite, qui est supérieure à celle de l'orthose, diffère donc très-peu de celle du quartz.

Sa *perte au feu* est seulement de quelques millièmes.

Lorsqu'on traite un granite par un acide, il se produit quelquefois une légère effervescence qui est due à

Pyrite de fer.
Feroxydulé.

Filons.

Granite.

Densité.

Perte au feu
Acides.

(1) G. Leonhard, *Geognostische Skizze des Grossherzogthums Baden*. — *Neues Jahrbuch*, 1846, p. 38.

la décomposition d'un carbonate; à chaud, le mica foncé est d'ailleurs attaqué et se décolore.

Lorsqu'on fait bouillir une lessive concentrée de potasse avec du granite porphyrisé, il se dissout seulement quelques flocons de silice.

Composition
moyenne.

J'ai fait plusieurs essais pour déterminer la composition moyenne du granite des Vosges; à cet effet, j'ai réduit en poudre des échantillons pesant un demi à un kilogramme, et j'ai opéré sur quelques grammes de la poudre bien mélangée; les résultats que j'ai obtenus sont donnés par le tableau suivant (1) :

	SiO ₃	Al ₂ O ₃	Fe ² O ₃	MnO	CaO	MgO	KO	NaO	Perte au feu	Somme.
I	76,3	12,8	1,5		0,8	tr.	»	»	»	
II	75,4	12,7			0,6	»	»	»	»	
III	73,8	15,8		traces	0,9	0,9	7,8		0,80	100,00
IV	73,3	10,4	1,6		0,7	»	»	»	»	
V	72,0	15,33	0,4	traces	0,98	0,60	7,70	2,00	0,40	99,50
VI	70,4	16,6			0,6	»	»	»	»	
VII*	70,0	17,3			0,6	»	»	»	»	
VIII	67,3	16,2			1,9	0,6	»	»	»	
IX	66,7	»	1,8		0,9	»	»	»	»	

I. — *Granite* (leptynite) de *Mehachamp*. Il est blanc, mais il devient un peu rosé par altération. Il est formé de quartz et d'orthose grenu; il contient en outre quelques paillettes de micas, ainsi que des petits cristaux de grenat qui sont rouge-brunâtres et translucides.

II. — *Granite* (leptynite) de *Docelles*, pris au sommet du coteau qui se trouve sur la rive droite de la Vologne et dans les

* L'essai du granite du Pont-des-Fées a été exécuté sous ma direction par M. Paufert.

(1) Les guillemets placés dans les colonnes de ce tableau indiquent que la détermination quantitative de la substance n'a pas eu lieu.

carrière explorées en 1847 par la Société Géologique (1). Il est à grain fin, et sa structure rappelle celle d'un grès; il est d'ailleurs recouvert par le grès vosgien auquel il semble passer. Il contient du quartz grenu, de l'orthose en petites lamelles assez nettes, du mica noirâtre qui est très-irégulièrement réparti, du mica blanc et des grenats rouges qui sont microscopiques. Le mica forme à la fois des veinules et des agglomérations dans cette roche, qu'on désigne habituellement sous le nom de leptynite gneissique et maculé.

III. — *Granite* pris au-dessus des *Feignes de Volognes*, commune de la Bresse. Il est très-blanc et à grain moyen. Il contient du quartz gris qui est quelquefois cristallisé, de l'orthose d'un blanc nacré, de l'oligoclase d'un rouge très-vif, du mica tantôt brun et tantôt vert, ainsi qu'un peu de mica blanc. Il est représenté par la fig. 4, Pl. III.

IV. — *Granite* (leptynite) des environs de *Ranfaing*. Il est blanc à grain très-fin; c'est la variété qu'on appelle leptynite; il contient du quartz, de l'orthose blanc en lamelles minces à éclat vitreux, quelques paillettes de mica vert brunâtre et des grenats microscopiques brun-jaunâtres.

V. — *Granite* (leptynite) de *Mehachamp*, variété du n° 1, prise vis-à-vis la maison Parisot et à 0^m,2 de son contact avec le *granite des Ballons*. La séparation de ces deux granites est très-nette et le deuxième granite a traversé le premier dans lequel il a été injecté, comme le montre la fig. 5, Pl. III.

Le *granite* à deux micas de *Mehachamp* est grenu; il contient en outre quelques grenats rouge-brunâtres.

Le *granite* à un mica de *Mehachamp* est porphyroïde: son analyse a été donnée, sous le n° V, à la page 384.

VI. — *Granite* (leptynite), pris vers le milieu de la rive droite de l'étang du *Xenois*, commune de Saint-Étienne. Il est gris jaunâtre et à grain très-fin. Il contient du quartz, de l'orthose, quelques paillettes de mica qui sont à peine visibles et des grenats microscopiques.

VII. — *Granite* (gneiss) du *Pont-des-Fées*, près de Remiremont. Il a une structure gneissique très-prononcée, et tous ses minéraux forment des veines à peu près parallèles; sa couleur rose est due à une légère altération de son orthose. Il contient du quartz, de l'orthose rose, du mica vert foncé et du mica blanc d'argent.

VIII. — *Granite* du haut de la vallée des *Truches*, près de Rochesson et sur la route de Gérardmer; il est au contact d'un filon d'eurite micacée. Son grain est moyen; il commence à se

(1) *Bulletin de la soc. géol.* de 1847, 2^e série, t. IV, p. 1405.

décomposer. Il contient du quartz gris, de l'orthose blanc, un peu de feldspath rouge lie de vin, du mica noirâtre et du mica blanc.

IX. — *Granite du Couchetot*, près de Rochesson et sur la rive gauche de la Mosellotte, à 2 mètres du contact de ce granite avec un filon d'eurite. Il est à grain fin : il ressemble beaucoup à l'échantillon n° VIII.

Les analyses précédentes montrent que la teneur en silice du *granite des Vosges* est comprise entre 66 et 77 p. 100. La teneur en silice du *granite des Vosges* est donc généralement plus grande que celle du *granite des Ballons*, et au contraire sa teneur en alumine est plus petite : sa teneur en chaux et sa teneur en eau sont également plus petites.

Ces résultats de l'analyse s'expliquent facilement en observant que le *granite des Vosges* est celui qui renferme le moins de feldspath du sixième système.

Dans les variétés du *granite des Vosges*, qu'on désigne sous le nom de Leptynites, la quantité de mica est généralement tellement petite qu'elle est tout à fait négligeable ; on peut donc regarder la roche comme formée seulement d'orthose et de quartz ; il est facile de voir d'après cela qu'un leptynite, dont la teneur en silice est seulement de 71 p. 100, contient déjà un cinquième de quartz (1).

Filons de granite.

Le *granite des Vosges* est fréquemment traversé par de petits *filons de granite* qui ont au plus quelques décimètres, et dont les directions sont très-variables. Il y en a également dans le *granite des Ballons*, mais ils y sont cependant beaucoup plus rares que dans le *granite des Vosges*.

(1) *Bulletin de la société géologique*, 2^e série, t. VI, p. 629. — M. Hornig a constaté que la teneur en silice du leptynite de Teufelsmauer est de 82 p. 100 ; par conséquent ce leptynite contient 1/2 de quartz. (*Sitzungsberichte der Kaiserlichen Academie*, 1851, t. VIII, p. 583.)

Filons de granite dans le granite des Vosges et dans le granite des Ballons.

Les *filons de granite* sont toujours riches en quartz et pauvres en mica. Ils contiennent de l'orthose blanc ou rougeâtre, quelquefois du feldspath du sixième système et notamment de l'oligoclase, comme je l'ai constaté à Cléscy (1). Ils contiennent très-souvent de la tourmaline, quand ils sont encaissés dans le *granite des Vosges*, surtout dans les variétés qu'on désigne sous le nom de gneiss et de leptynite.

Enfin ils contiennent aussi du fer oligiste et divers minéraux des filons.

Le mica qui s'est développé dans les *filons de granite* est, le plus souvent, le mica *clair* et dans certains cas le mica *foncé* ; il est généralement peu abondant, mais il est mieux cristallisé que le mica des granites encaissants ; ainsi il forme fréquemment des cristaux isolés qui atteignent plusieurs centimètres de longueur.

Le mica de ces filons est d'ailleurs en relation avec celui des granites encaissants ; en effet, dans le *granite des Vosges* qui contient du mica *clair*, le mica des filons est généralement *clair* ; dans le *granite des Ballons*, qui ne contient que du mica *foncé*, le mica des filons est au contraire *foncé*. Par conséquent, le mica de ces filons est généralement *clair* dans le granite à deux micas, tandis qu'il est *foncé* dans le granite à un mica.

Toutefois, il importe de remarquer que le granite à un mica peut être traversé par des *filons de granite* contenant à la fois le mica *clair* et le mica *foncé*.

Les *filons de granite* avec mica *clair* ont déjà été décrits sous le nom de Pegmatite (2) ; quant à ceux avec mica *foncé*, ils ne présentent rien de particulier, et je ne m'y arrêterai pas plus longtemps.

Quelquefois ces *filons de granite* se réduisent à des

(1) *Annales des mines*, 4^e série, t. XIX, p. 156.

(2) *Annales des mines*, 4^e série, t. XVI, p. 97.

filons de quartz à peu près pur, et il y en a, par exemple, de très-remarquables qui atteignent 4 mètres de puissance dans les granites de la Bresse, du Valtin et de Granges. Ces derniers filons sont pénétrés par une substance qui est vert jaunâtre et douce au toucher comme une stéatite; toutefois cette substance fond en un émail blanc et elle devient blanche et nacrée par calcination: c'est une variété de mica squammeux qui ressemble à certains lépidolithes et qui est bien différente des deux micas précédemment décrits. Elle remplit les fissures des *filons de granite* et elle s'observe plus spécialement dans les cristaux d'orthose auxquels elle passe insensiblement. Elle s'est donc développée par pseudomorphose, de même que le mica signalé par M. G. Rose dans le granite de Hirschberg.

La structure cristalline de tous les *filons de granite* est d'ailleurs très-variable; tantôt elle est très-développée; tantôt, au contraire, elle est grenue; dans ce dernier cas ils ressemblent beaucoup au leptynite; ainsi, par exemple, on observe entre le lac des Corbeaux, la Bresse et Cornimont, des *filons de granite* grenu contenant du mica foncé, qui, au premier abord, paraissent être du leptynite, et qui sont d'ailleurs encaissés dans une variété syénitique et bien caractérisée du *granite des Ballons*.

On conçoit cependant que ces *filons de granite* ne sauraient provenir d'une injection du leptynite, car le granite qui les encaisse est certainement postérieur au leptynite; d'après tous leurs caractères, ils sont contemporains de chacun des granites dans lesquels on les observe, et ils résultent du remplissage des fissures qui se sont formées au moment de la cristallisation de ces mêmes granites.

Le quartz étant le dernier des minéraux du granite qui soit resté fluide, il n'est d'ailleurs pas étonnant que

ces *filons de granite* soient toujours riches en quartz, et qu'ils se réduisent quelquefois à du quartz pur.

Gisement.

Le gisement du *granite des Ballons* et du *granite des Vosges* a été étudié depuis longtemps par les divers géologues qui se sont occupés des Vosges (1).

Gisement du granite des Ballons et du granite des Vosges.

Le *granite des Ballons* constitue de grands massifs arrondis qui ne sont généralement pas recouverts par des roches stratifiées.

Le *granite des Vosges* constitue des montagnes plus petites, qui entourent les massifs précédents et qui sont recouvertes par des roches stratifiées auxquelles ce granite peut même passer d'une manière insensible lorsqu'il dégénère en gneiss. La plus grande différence que les deux granites présentent dans leurs hauteurs est de 742 mètres.

Il est d'ailleurs facile de constater que le *granite des Ballons* est le plus récent; en effet, indépendamment de ce qu'il forme habituellement les massifs les plus élevés, on peut reconnaître qu'il est essentiellement éruptif et qu'il a pénétré violemment dans le *granite des Vosges*.

Parmi les localités dans lesquelles on observe le contact des deux granites, on peut citer le Tholy (2), Ranfaing, Mehachamp, Munster, etc.

La fig. 5, Pl. III, représente un échantillon de Mehachamp sur lequel on voit le mode de pénétration du *granite des Ballons*, qui est porphyroïde, dans le *granite des Vosges*, qui est grenu.

Quelquefois le granite porphyroïde a non-seulement

(1) Voir spécialement Dufrenoy et E. de Beaumont, *Explication de la carte géologique*, t. I; de Billy, *Esquisse de la géologie des Vosges*.

(2) *Société géologique: Bulletin*, t. IV, p. 1404.

traversé le granite grenu, mais il l'a même recouvert, comme cela a lieu sur la route de Tendon au Tholy; dans certains cas, il a d'ailleurs pénétré jusque dans le schiste, comme cela a lieu au Schliffels (val Saint-Amarin) (1).

Toutefois, il importe de remarquer que le *granite des Ballons* n'est pas toujours séparé du *granite des Vosges* d'une manière aussi nette que dans les localités que je viens de citer; quelquefois même il passe à ce granite d'une manière insensible, et la limite entre les deux granites est tout à fait incertaine; comme le *granite des Ballons* a nécessairement fait éruption à l'état plastique, on conçoit d'ailleurs que sur certains points il se soit fondu dans le granite qui l'enveloppait; on conçoit aussi qu'il ait empâté des lambeaux et même des masses considérables de ce granite.

Les phénomènes géologiques qui ont produit les deux granites qui viennent d'être étudiés, étaient nécessairement très-complexes: or, si les laves d'un volcan diffèrent souvent beaucoup dans leurs caractères minéralogiques, il n'est pas étonnant que le *granite des Ballons* et le *granite des Vosges* présentent chacun plusieurs variétés.

Ces variétés diffèrent non-seulement par leurs caractères minéralogiques, mais encore par leurs caractères géologiques ou par leur gisement.

Si l'on considère d'abord le *granite des Ballons*, on peut le diviser au moins en deux grandes variétés: le *granite porphyroïde* et le *granite syénitique* qui contient de l'amphibole; chacune de ces variétés se subdiviserait d'ailleurs en plusieurs autres; car le *granite syénitique* du Ballon d'Alsace est tout différent du *granite syénitique* de Sainte-Marie-aux-Mines.

(1) Éd. Collomb, *Bibliothèque universelle de Genève*, t. VIII (1848), p. 257.

Si l'on considère de même le *granite des Vosges*, on peut le diviser au moins en trois grandes variétés: le *granite grenu*, le *leptynite*, le *gneiss*. Le *leptynite* et le *gneiss* ne contiennent que peu ou point de feldspath du sixième système; ils sont principalement formés d'orthose et de quartz. Le *leptynite* est, de plus, très-pauvre en mica, et il contient des grenats; le *gneiss* renferme du mica qui lui donne sa structure spéciale, et il contient quelquefois du graphite (1).

Le *granite des Ballons* et le *granite des Vosges* peuvent par conséquent se subdiviser chacun en plusieurs variétés qui diffèrent entre elles par leurs caractères minéralogiques; j'ajouterai d'ailleurs que ces variétés diffèrent aussi par leurs caractères géologiques. En effet, elles forment soit des massifs, soit des systèmes de montagnes distincts. Quelquefois encore elles se sont développées dans une position déterminée, comme cela a eu lieu pour le *gneiss* et le *leptynite* qui se trouvent généralement à la séparation du granite et des terrains stratifiés.

Les variétés des deux granites que j'ai distingués dans les Vosges représentent donc au moins les phases différentes d'un phénomène éruptif; il est même possible que chacune d'elle résulte de phénomènes éruptifs ou métamorphiques d'âges très-différents: toutefois les variétés d'un granite ayant le même caractère minéralogique forment des massifs qui se fondent tellement l'un dans l'autre, qu'il est difficile et quelquefois même impossible d'en tracer les limites sur des cartes géologiques, et que jusqu'à présent l'âge relatif des diffé-

(1) Les caractères minéralogiques que j'attribue au *leptynite* et au *gneiss* sont ceux qui me paraissent devoir être adoptés pour définir ces roches d'une manière nette; je ferai remarquer cependant que d'après M. Naumann la roche appelée *leptynite* dans la Saxe contient quelquefois beaucoup de mica.

rentes variétés du *granite des Ballons* et du *granite des Vosges* est resté très-incertain.

—

Transformation du granite en arène et en kaolin.

Arène du granite.

Lorsqu'un granite se laisse facilement désagréger, on le désigne dans les Vosges sous le nom d'*arène*.

La transformation du *granite* en *arène* résulte de ce que les minéraux du granite sont devenus très-friables et de ce qu'ils ont subi des altérations dans leurs propriétés physiques ainsi que dans leurs propriétés chimiques; cette transformation a eu lieu fréquemment, soit dans le *granite des Ballons*, soit dans le *granite des Vosges*.

L'*arène* s'observe, par exemple, à Saint-Hippolyte, au Mont-Chauve près de Barr, à Orbey, à Andlau, à Saales, au Plain-de-Corravillers, à Saint-Bresson, à Plombières, à Turkheim dans le val de Munster. Elle est généralement grise; cependant elle est aussi jaunâtre, brunâtre, rougeâtre, rouge lie de vin et violacée; elle doit ses couleurs variées aux oxydes de fer et de manganèse que contenaient les granites desquels elle provient.

Minéraux
de l'arène.

Si nous passons rapidement en revue les minéraux de l'*arène* et que nous prenions comme exemple l'*arène* de Plombières, nous trouvons que ces minéraux sont tous très-friables; mais cela a surtout lieu pour le *quartz* qui est complètement fendillé.

L'*orthose* est en cristaux blancs ou grisâtres qui ont perdu leur éclat et leur translucidité, et qui sont souvent imprégnés d'hydroxyde de fer brunâtre.

Le *feldspath* du sixième système n'est généralement plus reconnaissable lorsque la décomposition est un peu avancée; on voit seulement quelques taches blanches qui proviennent de son kaolin.

Le *mica* a pris une teinte bronzée plus claire; il contient alors une quantité d'eau notablement plus grande que lorsqu'il est à l'état normal, car j'ai constaté que sa perte au feu peut être de plus de 5 p. 100; cependant, de tous les minéraux du granite, le *mica* est de beaucoup celui dont les propriétés physiques et chimiques sont le moins altérées: un essai du *mica* de l'*arène* m'a montré en effet qu'après calcination, sa composition est à peu près la même que celle du *mica* ordinaire du granite.

L'*hornblende* a pris une couleur verdâtre ou vert grisâtre; le plus souvent elle est complètement pseudomorphosée et elle s'est changée en un hydrosilicate d'alumine, de magnésie et de fer qui est très-tendre et facilement rayé par l'ongle.

Cette *hornblende* pseudomorphosée s'observe aussi dans des granites qui ne sont pas transformés en *arène*, tels que ceux du Rothenbach, du Drummont, de Saint-Nicolas, de Saint-Amarin.

J'ai fait un essai de l'*orthose* de l'*arène*, qui borde la rive gauche de la vallée de l'Ogronne, un peu avant d'arriver à la fontaine Amélie, près de *Plombières*.

Orthose
de l'arène.

Cet *orthose* est en cristaux qui sont blanc grisâtre, ou légèrement colorés en brun par de l'hydroxyde de fer.

Il a des clivages beaucoup plus faciles que ceux de l'*orthose* non décomposé; il est en effet très-friable, et il peut même s'égrener entre les doigts.

Il retient de l'eau, mais cette eau n'est pas combinée comme dans le kaolin, et elle se dégage par une simple dessiccation; l'analyse suivante montre d'ailleurs que sa perte au feu est très-faible lorsqu'il a été desséché.

J'ai trouvé pour sa composition :

Silice.	64,16
Alumine avec un peu d'oxyde de fer.	19,16
Chaux.	0,56
Magnésie.	0,55
Potasse et soude (diff.).	14,97
Perte au feu.	0,60
Somme.	100,00

Le granite porphyroïde qui a produit l'*arène* de Plombières a été décrit précédemment sous le n° I, p. 384; l'*orthose* de ce même granite a de plus été analysé sous le n° I (p. 575). Or si on compare la composition de l'*orthose* de l'*arène* à celle de l'*orthose* du *granite* de Plombières, on voit qu'elle est la même; car les différences entre les analyses de ces deux *orthoses* sont tout à fait de l'ordre de celles que peut présenter un minéral dans une même roche.

Il est très-remarquable que la composition chimique de cet *orthose* de l'*arène* n'ait point encore varié, bien qu'il ait perdu sa cohésion et bien que ses propriétés physiques soient complètement altérées; c'est seulement par la suite que sa composition chimique sera modifiée; alors il perdra ses alcalis, une partie de sa silice, il se combinera avec de l'eau et il se changera en *kaolin*.

Comme l'*arène* est d'ailleurs très-perméable à l'eau, on conçoit que l'eau pure ou chargée d'acide carbonique et d'oxygène sera le principal agent de la transformation de l'*arène* en *kaolin*.

En résumé, il résulte de ce qui précède que les seuls minéraux de l'*arène* dont la composition soit notablement modifiée, sont : le feldspath du sixième système et l'*hornblende*. Le mica a seulement absorbé une certaine quantité d'eau, mais le quartz ainsi que l'*orthose*

ont conservé la même composition chimique, bien qu'ils soient devenus très-friables.

La transformation du granite en *arène* précède le plus souvent sa transformation en *kaolin* de laquelle elle est cependant très-distincte : comme l'a fait remarquer M. Fournet, l'*arène* résulte en effet d'une simple *désagrégation* de l'*orthose*, tandis que le *kaolin* résulte d'une *décomposition* complète de l'*orthose* (1).

L'*arène* du granite renferme souvent des blocs arrondis formés par un *granite* non décomposé. La transformation de ce *granite* en *arène* se propage du reste de la circonférence vers le centre et suivant des zones concentriques.

Près de l'église d'Orbey, par exemple (Voir fig. 4, Pl. IV), une carrière d'*arène* qui est très-remarquable présente des blocs arrondis de *granite* non décomposé G, qui sont disséminés dans l'*arène* g et qui au premier abord ressemblent à un amas de blocs erratiques; il est facile de constater toutefois que des filons de *granite* grenu pp' traversent le *granite* G ainsi que de l'*arène* g, et que par conséquent toutes ces roches sont en place.

Le *granite* G a d'ailleurs une composition minéralogique différente de celle de l'*arène* g qui l'enveloppe; en effet, g est plus riche en mica que G qui contient peu de feldspath du sixième système; or, comme ce feldspath est celui qui se décompose le plus facilement et comme il y en a généralement beaucoup dans les va-

Granite enclavé dans l'*arène*.

(1) Berthier, *Annales de chimie et de physique*, t. XXIV, p. 107; t. LXII, p. 225.— Fournet, *Annales de chimie et de physique*, t. LV, p. 225.— Von Leonhard, *Charakteristik*, p. 62.— Blum, *Die pseudomorphose*, p. 72.— A. Brongniart, *Arts céramiques*.— Naumann, *Lehrbuch der geognosie*.— Bischof, *Lehrbuch der geologie*; Fuchs, Forchhammer.

riétés du granite qui sont riches en mica, on comprend que *g* ait pu se décomposer, bien que *G* ne soit aucunement altéré.

La résistance inégale de certaines parties du granite à la décomposition peut donc s'expliquer dans certains cas, par les différences que ces parties présentent dans leur constitution minéralogique.

Quelquefois les blocs de *granite* enveloppés dans l'*arène* sont des sphéroïdes qui ont une structure globuleuse; comme le font observer MM. Lyell et Naumann, ils ont alors été produits par les mêmes causes que les sphéroïdes de basalte: la structure globuleuse de ces sphéroïdes de granite résulte donc, non-seulement de ce que la décomposition a commencé par les angles des prismes qui leur ont donné naissance, mais encore de ce que dans la cristallisation du granite, ses minéraux se sont groupés avec une certaine symétrie autour d'un centre (1).

RÉSUMÉ.

Les faits exposés dans ce mémoire peuvent se résumer brièvement comme il suit :

Il y a dans les Vosges au moins deux granites qui se distinguent par leurs caractères minéralogiques et géologiques: le premier est le *granite des Ballons*; le deuxième le *granite des Vosges*.

1° Le *granite des Ballons* contient du quartz, de l'orthose, du feldspath du sixième système, du mica foncé attaquant par les acides et assez souvent de l'horn-

(1) *Recherches sur les roches globuleuses*. Mémoires de la société géologique, 2^e série, t. IV, p. 545.

blende. Le quartz est peu abondant, l'orthose est souvent fauve ou rougeâtre. L'hornblende est ordinairement accompagnée de sphène.

Ce granite est fréquemment porphyroïde; il peut même contenir une pâte feldspathique: ses cristaux, et notamment ceux d'orthose, atteignent cependant de grandes dimensions.

La teneur en silice des échantillons analysés est comprise entre 63 et 71 p. 100.

2° Le *granite des Vosges* contient du quartz, de l'orthose, du feldspath du sixième système, du mica foncé attaquant par les acides et de plus du mica clair non attaquant par les acides.

L'orthose et le quartz constituent presque entièrement ce granite. Le feldspath du sixième système y est très-peu abondant, et il peut même y manquer complètement. Le mica clair y est moins abondant que le mica foncé; il est en outre disséminé d'une manière moins régulière. On y trouve accidentellement du grenat, de la pinite, du graphite et même du calcaire cristallin.

Ce granite est généralement grenu et il prend souvent la structure gneissique.

La teneur en silice des échantillons analysés est comprise entre 66 et 77 p. 100.

Il importe d'ajouter que la teneur en silice du feldspath du sixième système dans ces deux granites est toujours inférieure à celle de l'albite; elle est comprise en effet entre celle de l'oligoclase et entre celle de l'andesite; par conséquent aucun de ces granites ne contient de l'albite.

— Lorsqu'on étudie le gisement de ces deux granites, on reconnaît que le *granite des Ballons* est éruptif et qu'il forme les parties les plus élevées de la chaîne

granitique ; au contraire le *granite des Vosges* a plutôt les caractères d'une roche métamorphique et il forme les contre-forts de la chaîne granitique : de ces deux granites, celui dont la teneur en silice est ordinairement la plus petite et la teneur en alumine la plus grande, est donc celui qui est le plus récent.

— La distinction de deux granites dans la chaîne des Vosges n'est pas simplement locale et elle me paraît présenter beaucoup d'importance ; une distinction analogue peut en effet s'établir dans la plupart des régions granitiques, et il serait facile de citer à cet égard de nombreux exemples parmi lesquels je mentionnerai seulement la rive droite du Rhin, la Normandie, la Bretagne, l'Auvergne, l'Irlande, etc.

La généralité des observations qui précèdent résulte d'ailleurs de ce que les phénomènes géologiques qui ont formé les roches granitiques se sont reproduits les mêmes à différentes époques, et surtout de ce qu'ils embrassent une très-grande échelle ; par suite, comme l'a fait remarquer M. G. Rose, il n'est pas étonnant que l'observation ait montré dans la plupart des régions granitiques deux granites dont l'un est *porphyroïde* et à un seul *mica*, tandis que l'autre est *grenu* et à deux *micas* ; le granite à un *mica* est d'ailleurs plus récent et généralement moins riche en silice que le granite à deux *micas* dans lequel il a fait éruption.

NOTE

SUR LA STABILITÉ DES MACHINES LOCOMOTIVES.

Par M. RESAL, ingénieur des mines.

Plusieurs tentatives avaient déjà été faites par différents ingénieurs pour atténuer, autant que possible, les mouvements nuisibles d'une locomotive, lorsque M. Nollau fit connaître et M. Lechatelier introduisit en France, en 1849, un système de contre-poids qui y devint immédiatement d'un usage général. Mais bientôt on s'aperçut, par l'usé qui ne tarda pas à se manifester en certains points des circonférences des roues motrices, que ces contre-poids n'avaient résolu qu'approximativement la question. M. Ivon Villarceau a, le premier, étudié les conditions de stabilité des locomotives, dans un beau et savant mémoire d'analyse, inséré dans les Comptes rendus de la Société des ingénieurs civils (janvier à juin 1851). Dans cette note, je me suis uniquement proposé de donner une solution simple du même problème, en cherchant à éviter les longues transformations analytiques employées par le précédent auteur.

Une locomotive se compose de deux parties bien distinctes : l'une *relativement fixe*, c'est la réunion du bâtis, de la chaudière, etc. ; l'autre *mobile* par rapport à la première, formée de l'ensemble des essieux, roues, bielles, manivelles et pistons.

Nous appellerons *plan méridien* de la locomotive, le plan de séparation des deux machines identiques qui, réunies, constituent la locomotive elle-même. Ce plan

renferme le centre de gravité de la locomotive, celui du système de plusieurs pièces semblables des deux machines partielles, puisque les éléments semblables de ces machines se trouvent à égale distance de ce même plan.

Le *plan moyen* d'un *organe mobile* sera pour nous le plan passant par son centre de gravité et parallèle au plan méridien.

Enfin, pour simplifier le langage, nous désignerons sous le nom d'*attirail du piston*, d'*attirail de la bielle d'accouplement* de chaque machine partielle, l'assemblage du piston, de la bielle motrice et de sa manivelle d'une part, de la bielle d'accouplement et des manivelles correspondantes des roues motrices de l'autre. Les pièces composant chaque attirail seront supposées avoir le même plan moyen.

Si nous admettons qu'il n'y ait pas glissement sur les rails, toutes les parties de la locomotive sont animées d'un mouvement de translation commun parallèle à la voie, et dont la vitesse et l'accélération sont les mêmes que celles du mouvement des roues à leurs circonférences extérieures. Or, la condition essentielle que doit remplir toute locomotive consiste en ce que *sa partie fixe soit uniquement animée de ce mouvement*. Si donc on conçoit que l'on imprime à tout le système une vitesse et une accélération égale et de sens contraire à celle du mouvement précédent, la partie fixe devra se trouver réduite au repos. Mais dans la réalité, à part certaines dispositions particulières, il n'en est pas ainsi; les organes mobiles du système tendent à développer sur la partie fixe, différents mouvements que l'insuffisance des réactions des rails dans les divers sens, pour neutraliser les pressions variables correspondantes résultant de l'inertie même des pièces mobiles, ne per-

met pas d'atténuer complètement. C'est ainsi que, lorsque les réactions transversales des rails deviennent insuffisantes, la machine se déplace jusqu'au moment où les mentonnets des roues, venant à les presser, leur permettent de développer des réactions capables de détruire les pressions correspondantes. Cela posé, on peut se demander s'il ne serait pas possible de construire les organes mobiles des locomotives de telle façon que leur inertie n'ait aucune influence sur la partie fixe du système supposé ramené au repos comme plus haut. Pour qu'il en soit ainsi, il faut :

1° Que les forces d'inertie de ces pièces n'aient aucune composante parallèle ou perpendiculaire à la voie, ou que le centre de gravité de leur ensemble, par suite celui du système total, reste invariable quelle que soit la position des manivelles. Si ces deux conditions sont remplies, il n'y aura aucune tendance aux mouvements de *tangage* et *oscillatoire normal à la voie*.

2° Que les sommes des moments des forces d'inertie des pièces mobiles prises par rapport à trois axes rectangulaires d'origine quelconque, respectivement horizontal, perpendiculaire et parallèle à la voie, soient séparément nulles, ou encore que les sommes semblables relatives aux quantités du mouvement correspondantes soient constantes. On évitera ainsi les mouvements de *galop*, de *lacet* et de *roulis* que tendrait à prendre le système total autour de trois axes passant par son centre de gravité et parallèles aux précédents.

Afin de donner autant de généralité que possible au problème que nous nous proposons de résoudre, nous considérerons une machine fictive telle que sa partie mobile comprenne comme cas particuliers les différentes dispositions usitées. La Pl. II représente l'un des deux systèmes constituant la partie mobile.

Soient AB la bielle motrice ; $l = AB$ la longueur ; b son centre de gravité ; $Ab = b$ la distance de ce point à l'articulation A ; B la masse de cette bielle ; P la masse du piston ; p son centre de gravité ; $Bp = p$ la distance de ce point à l'articulation B .

La bielle motrice est articulée en A à une manivelle AO , et nous admettrons que l'axe de cette articulation se trouve fixé à la bielle d'accouplement $D'D''$, à laquelle la bielle motrice pourra transmettre ainsi directement le mouvement.

Soient en outre, l' et μ la longueur et la masse de chacune des manivelles $CD, C'D'$... des n roues motrices situées d'un même côté du plan méridien ;

$a = Ca = C'a' = \dots$ les distances des centres de gravité de ces manivelles aux axes de rotation correspondants ; il est évident que leur centre de gravité général est le même que celui d'une manivelle hypothétique C,D , identique aux précédentes, tournant autour d'un axe C , complètement déterminé, et où se trouveraient concentrées les n masses μ ; appelons d la distance OC ;

μ' et a' la masse et la distance du centre de gravité à l'axe de rotation correspondant de la manivelle du piston ;

B' la masse de la bielle d'accouplement ; $AF = OE = d'$ la distance de son centre de gravité F à l'articulation A ;

$I_\mu, I_{\mu'}, I_B$ les moments d'inertie respectifs de chacune des pièces de masses μ, μ', B , par rapport à un axe passant par son centre de gravité et perpendiculaire à son plan moyen ;

$\theta = \angle BOC$ l'angle d'inclinaison des cylindres sur la voie ;

α l'angle variable AOB formé par les manivelles avec la direction des cylindres ;

β l'angle formé par la bielle motrice avec cette même direction ;

$\alpha + \frac{\pi}{2}$ et β' les angles analogues aux précédents pour la position contemporaine de l'autre système mobile ;
 e et e' les distances au plan méridien, des plans moyens des attirails respectifs de chaque piston et bielle d'accouplement.

Nous prendrons pour origine des trois axes rectangulaires Ox, Oy, Oz , respectivement parallèle, perpendiculaire à la voie et horizontal, le milieu de la droite projetée en O , qui joint les centres des cercles décrits par les boutons des deux bielles motrices.

CONDITIONS RELATIVES AU MOUVEMENT DE TANGAGE
 ET AUX OSCILLATIONS NORMALES.

Si l'on a égard aux relations

$$\sin \beta = \frac{l'}{l} \sin \alpha, \quad OB = l' \cos \alpha + l \cos \beta,$$

on obtient facilement pour la somme des moments, pris par rapport au plan xz , des pièces mobiles représentées sur la figure

$$(A) \left(n\mu a + \mu' a' + B'l' + B'b' - Bb \frac{l'}{l} \right) \cos \theta \sin \alpha - (n\mu a + \mu' a' + B'l' + Pl' + B'l) \sin \theta \cos \alpha - (Bb + Pl) \cos \beta - Pp.$$

En ajoutant cette expression à elle-même après y avoir remplacé α par $\alpha + \frac{\pi}{2}$, β par β' , on aura la somme des moments des masses des pièces mobiles (à part les roues et essieux dont le centre de gravité est fixe) par rapport au plan précédent. Or, pour qu'il n'y ait pas d'oscillations normales à la voie, il faut que cette somme soit constante quel que soit α ; ce qui nécessite que les

coefficients des termes en $\sin \alpha$, $\cos \alpha$, $\cos \beta$, $\sin \beta$, soient séparément nuls. On arrive ainsi à trois relations, qui, combinées entre elles d'une certaine façon, se réduisent à :

$$(1) \quad Bb + Pl = 0.$$

$$(n\mu a + \mu'a' + B'l' + B'l'' + Pl') [\cos \theta \pm \sin \theta] = 0,$$

ou

$$(2) \quad n\mu a + \mu'a' + B'l' + B'l'' + Pl' = 0,$$

attendu que l'on ne peut pas avoir simultanément $\sin \theta \pm \cos \theta = 0$.

Il est facile de voir que si l'on exprime de même que la somme des moments des masses des pièces mobiles par rapport au plan yz est constante, afin qu'il n'y ait aucune tendance au tangage, on tombe sur les deux conditions ci-dessus, puisqu'elles ne changent pas en y remplaçant θ par $90^\circ + \theta$.

Ainsi donc, pour qu'il n'y ait tendance ni au tangage ni aux oscillations, il faut que les deux conditions (1) et (2) soient satisfaites; or elles exigent que a et b soient négatifs, ou que les centres de gravité des manivelles et bielles motrices soient situés sur leurs prolongements; c'est à quoi il sera possible d'arriver en adoptant, suivant ces prolongements, des contre-poids sur la grandeur et la position desquels nous reviendrons plus tard.

CONDITIONS RELATIVES AUX MOUVEMENTS DE ROULIS, DE LACET
ET DE GALOP.

Il est évident que la somme des projections des quantités de mouvement de chaque attirail sur le plan yz ne diffère de la même somme relative au plan xz , qu'en ce que θ s'y trouve remplacé par $\theta + 90^\circ$; la détermination de l'une d'elles suffit donc pour les avoir toutes les deux.

Connaissant la somme des projections des quantités de mouvement de l'un des attirails sur le plan xz , on aura la somme analogue correspondant à l'attirail semblable de l'autre machine partielle en changeant, dans la première, α en $\alpha + \frac{\pi}{2}$, β en β' , et comme les distances à l'origine des droites suivant lesquelles se projettent ces deux groupes de forces sont égales et de sens contraire, il en résulte que pour avoir la somme de leurs moments par rapport à l'axe Oy , il suffira de prendre la différence entre les deux sommes de forces précédentes, et de la multiplier par leur bras de levier commun.

Termes relatifs aux quantités de mouvement des roues et essieux. — Les quantités de mouvement, relatives à chaque roue ou essieu, se réduisant à un couple, parallèle au plan yx , ayant pour moment le produit de la vitesse angulaire $\frac{d\alpha}{dt}$ par le moment d'inertie de la pièce pris par rapport à son axe de rotation, il s'ensuit que les roues et essieux ne donneront lieu qu'à un moment autour de l'axe Oz , que nous représenterons par

$$(z) \quad I_n \frac{d\alpha}{dt}.$$

I_n désignant la somme des moments d'inertie de toutes ces pièces par rapport à leurs axes respectifs.

Termes relatifs à chaque bielle d'accouplement et à ses manivelles. — Chaque élément matériel d'une bielle d'accouplement décrivant un cercle de rayon l' , sa quantité de mouvement totale est perpendiculaire à EF , est représentée par $B'l' \frac{d\alpha}{dt}$, et passe par le point F . La résultante des quantités de mouvement des manivelles,

$n\mu a \frac{d\alpha}{dt}$, passe en un certain point K de C.D., déterminé par

$$C_i K = \frac{a^2 \mu + I_\mu}{a \mu}.$$

La somme des projections des quantités de mouvement de la bielle d'accouplement et de ses manivelles sur le plan xz est donc :

$$(xz) \quad -(n\mu a + B'l') \sin(\alpha - \theta) \frac{d\alpha}{dt},$$

et la somme de leurs moments par rapport à l'axe Oz,

$$(z) \quad [n\mu a^2 + nI_\mu + B'l' + \cos(\alpha - \theta)(n\mu a d + B'l'd')] \frac{d\alpha}{dt}.$$

Termes relatifs au piston. — Soient S le centre instantané de rotation de la bielle motrice, situé à l'intersection de OA prolongée et de la perpendiculaire BS à OB, on a :

$$\sin \beta = \frac{l'}{l} \sin \alpha, \quad \frac{SB}{SA} = \frac{\sin(\alpha + \beta)}{\cos \beta} \sin \alpha + \frac{1}{2} \cdot \frac{l'}{l} \frac{\sin 2\alpha}{\cos \beta},$$

$$SA = -l \frac{\cos \beta}{\cos \alpha},$$

et pour la vitesse au point B :

$$l' \frac{d\alpha}{dt} \cdot \frac{SB}{SA} = l' \frac{d\alpha}{dt} \left[\sin \alpha + \frac{1}{2} \cdot \frac{l'}{l} \frac{\sin 2\alpha}{\cos \beta} \right].$$

La quantité de mouvement du piston estimée suivant Ox sera donc :

$$(xz) \quad -Pl' \cos \theta \left[\sin \alpha + \frac{1}{2} \frac{l'}{l} \frac{\sin 2\alpha}{\cos \beta} \right] \frac{d\alpha}{dt}$$

Termes relatifs à la bielle motrice. — Soient m un élément quelconque de la bielle; m' , m'' ses projections sur BS et BO. La vitesse du point m étant $\frac{l'd\alpha}{dt} \frac{Sm}{SA}$, sa quantité de mouvement projetée sur SB sera,

$$(a) \quad m \times \frac{Bm''}{SA} l' \frac{d\alpha}{dt} = -m \cdot Bm \cdot \frac{l'}{l} \cos \alpha \frac{d\alpha}{dt},$$

et la somme de toutes les expressions semblables,

$$(b) \quad -B(l-b) \frac{l'}{l} \cos \alpha \frac{d\alpha}{dt}.$$

Le moment de la quantité de mouvement (a) par rapport à l'axe Oz étant,

$$m \cdot Bm \cdot \frac{l'}{l} \cos \alpha (OB - Bm \cos \beta) \cdot \frac{d\alpha}{dt} = m \cdot Bm \cdot \frac{l'}{l} (l' \cos \alpha + l \cos \beta - Bm \cos \beta) \frac{d\alpha}{dt}$$

la somme de tous ces moments sera,

$$\frac{l'}{l} [(l' \cos \alpha + l \cos \beta) B(l-b) - \cos \beta (I_b + B(l-b)^2)] \cos \alpha \frac{d\alpha}{dt}$$

ou

$$(c) \quad \frac{l'}{l} [B(l-b) l' \cos \alpha + (B(l-b)b - I_b) \cos \beta] \cos \alpha \cdot \frac{d\alpha}{dt}.$$

La quantité de mouvement du point m , projetée suivant BO étant

$$(d) \quad m \cdot l' \frac{d\alpha}{dt} \cdot \frac{Bm'}{SA} = ml' \frac{d\alpha}{dt} \left[\frac{SB}{SA} + \frac{Bm}{SA} \sin \beta \right] = ml' \frac{d\alpha}{dt} \left[\sin \alpha + \frac{1}{2} \cdot \frac{l'}{l} \frac{\sin 2\alpha}{\cos \beta} - \frac{1}{2} Bm \cdot \frac{l'}{l} \frac{\sin 2\alpha}{\cos \beta} \right]$$

la somme de toutes les expressions analogues sera :

$$(e) \quad Bl' \left[\sin \alpha + \frac{1}{2} \cdot \frac{l'b}{l} \frac{\sin 2\alpha}{\cos \beta} \right] \frac{d\alpha}{dt}$$

La somme des moments de ces mêmes quantités de mouvement par rapport à Oz, s'obtiendra en multipliant l'expression (a) par

$$Bm \cdot \sin \beta = Bm \cdot \frac{l'}{l} \cdot \sin \alpha,$$

et faisant la somme de tous les produits semblables, on arrive ainsi à

$$(f) \frac{l'}{l} \left[B(l-b) \sin^2 \alpha + \frac{1}{2} \frac{l' \sin 2\alpha \cdot \sin \alpha}{l^2 \cos \beta} (B(l-b)b - I_B) \right] \frac{d\alpha}{dt}$$

On obtiendra la somme totale des projections des quantités de mouvement de la bielle sur le plan xz , en ajoutant les expressions (b) et (c) multipliées respectivement par $-\sin \theta$ et $-\cos \theta$; d'où

$$(xz) \quad -Bl' \left[-\frac{(l-b)}{l} \cos \alpha \sin \theta + \sin \alpha \cos \theta + \frac{1}{2} \frac{l'}{l^2} b \frac{\sin 2\alpha}{\cos \beta} \cos \theta \right] \frac{d\alpha}{dt}$$

et la somme totale des moments par rapport à l'axe oz , en ajoutant les expressions (e) et (f) :

$$(z) \frac{l'}{l} \left[B(l-b)l' + \frac{1}{2} \frac{l' \sin 2\alpha \cdot \sin \alpha}{l^2 \cos \beta} (B(l-b)b - I_B) + \left(\frac{B(l-b)b - I_B}{l} \right) \cos \beta \cos \alpha \right] \frac{d\alpha}{dt}$$

Termes relatifs à la manivelle de la bielle motrice. — Ces termes s'obtiendront en supposant

$$B' = 0, \quad d = 0, \quad d' = 0, \quad n' = 1,$$

et remplaçant μ par μ' , a par a' , dans les termes qui se rapportent aux manivelles et bielle d'accouplement :

$$(xz) \quad -\mu' a' \sin(\alpha - \theta) \frac{d\alpha}{dt}$$

$$(z) \quad (\mu' a'^2 + I_{\mu'}) \frac{d\alpha}{dt}$$

ÉQUATION DES CONDITIONS RELATIVES AUX MOUVEMENTS DE LACET ET DE ROULIS.

Pour qu'il n'y ait aucune tendance au mouvement de lacet, il faut, comme nous l'avons vu plus haut, faire la somme de toutes les expressions (xz) précédentes

multipliées respectivement par les bras de levier correspondants, en retrancher le résultat obtenu en y changeant α en $\alpha + \frac{\pi}{2}$, β en β' , et exprimer que les termes variables et dissemblables sont séparément nuls. Mais avant d'aller plus loin, nous remarquerons que par le changement de β en β' , les termes en $\cos \beta$ ne donnent que des termes *nouveaux*, et comme ces derniers ont les mêmes coefficients que les précédents, il est inutile de s'en occuper.

En suivant la marche ci-dessus, on arrive à :

$$\text{Coefficient de } \sin \alpha \quad (n\mu a e' + B'l'e' + \mu' a' e)(\cos \theta - \sin \theta) + P'l'e \cos \theta + B'l'e \cos \theta - \frac{B'l'(l-b)}{l} \sin \theta = 0$$

$$\text{Coefficient de } \cos \alpha \quad (n\mu a e' + B'l'e' + \mu' a' e)(\sin \theta + \cos \theta) + P'l'e \cos \theta + B'l'e \cos \theta + \frac{B'l'(l-b)}{l} \sin \theta = 0$$

$$\text{Coefficient de } \frac{\sin 2\alpha}{\cos \beta} \quad (1) \quad Pl + Bb = 0.$$

équations dont la dernière a déjà été trouvée plus haut; or, en ajoutant et retranchant les deux premières, en ayant égard à la troisième, on trouve qu'elles se réduisent à

$$(3) \quad n\mu a' e' + \mu' a' e + B'l'e' + P'l'e + B'l'e = 0.$$

Ainsi, il suffit que les conditions (1) et (3) soient satisfaites pour qu'il n'y ait pas de tendance au mouvement de lacet, et si elles sont remplies, il n'y aura aucune tendance au roulis, puisqu'elles sont indépendantes de θ .

Pour qu'il n'y ait simultanément ni tangage, ni oscillations normales à la voie, ni lacet, ni roulis, il faut que les équations (1) et (3) soient compatibles; or si l'on retranche (3) de (2), multipliée par e' , on arrive à l'équation :

$$[\mu'a' + P(l + B)l](e - e') = 0,$$

qui peut être vérifiée soit en posant :

$$(4) \quad e = e'.$$

condition à laquelle il faudra réunir les deux autres (1) et (2), ou

$$(5) \quad \mu'a' + (B + P)l = 0,$$

qui, retranchée de (2), donne :

$$(6) \quad n\mu a + B'l = 0.$$

En général, dans les machines à cylindres extérieurs, on a sensiblement $e = e'$, de sorte que, pour éviter les quatre mouvements précédents, il suffit de satisfaire aux équations (1) et (2).

Dans les machines à cylindres intérieurs, la différence $e - e'$ est notable, de sorte que, pour annuler simultanément ces quatre mouvements, il faudrait que la condition (5) fût vérifiée; ce qui, matériellement, ne paraît pas possible, puisqu'il serait nécessaire pour cela d'adapter des contre-poids en sens inverse des manivelles μ' , c'est-à-dire des coudes de l'essieu moteur. Laissons de côté cette dernière condition pour ne nous occuper que des équations (1) et (2). Or, pour qu'elles soient vérifiées, il faut, comme nous l'avons vu plus haut, placer des contre-poids sur le prolongement des bielles motrices et des manivelles. Si nous appelons μ_1, μ_2 les masses de chaque manivelle proprement dite et de son contre-poids; a_1, a_2 les distances de leurs centres de gravité à l'axe de rotation correspondant, il vient, en attribuant à B_1, B_2, b_1, b_2 des significations semblables.

$$\mu a = \mu_1 a_1 - \mu_2 a_2, \quad Bb = B_1 b_1 - B_2 b_2,$$

et les équations (1) et (2) donneront pour les masses des contre-poids.

$$(B) \quad B_2 = \frac{B_1 b_1 + Pl}{b_2}$$

$$(C) \quad \mu_2 = \frac{n\mu_1 a_1 + \frac{l}{b_2} [B_1(b_1 + b_2) + B'b_2 + P(l + b_2)] + \mu'a'}{na_2}$$

a_1, b_1 étant deux longueurs supposées données *a priori* et subordonnées au dispositif des pièces de la machine.

- Pour les machines à 6 roues accouplées à cylindres extérieurs, on supposera. . . $\mu' = 0, n = 3$
- Pour les machines à 6 roues accouplées à cylindres intérieurs, on supposera. . . $n = 3$
- Pour les machines à 4 roues accouplées à cylindres extérieurs, on supposera. . . $\mu' = 0, n = 2$
- Pour les machines à 4 roues accouplées à cylindres intérieurs, on supposera. . . $n = 2$
- Pour les machines à 4 ou 6 roues indépendantes. $B' = 0, \mu' = 0, n = 1$

Enfin pour les machines dans lesquelles la bielle motrice agit directement sur la bielle d'accouplement, on supposera $\mu' = 0$.

ÉQUATIONS DE CONDITION RELATIVES AU MOUVEMENT DE GALOP.

Pour exprimer qu'il ne doit y avoir aucune tendance au mouvement de galop, il suffit d'égaliser à zéro les coefficients des termes variables et dissemblables de la somme obtenue, en ajoutant les expressions (xz) à celles que l'on obtient en y changeant α et β en $\alpha + \frac{\pi}{2}$ et β' . On arrive ainsi au tableau suivant :

Coefficients des termes

$$\text{en } \cos(\alpha - 0), \quad n\mu a d + B'l'd' = 0; \quad (7)$$

$$\text{en } \frac{\sin 2\alpha \cdot \sin \alpha}{\cos \beta}$$

$$\text{et en } \cos \beta \cos \alpha, \quad I_B - B(l - b)b = 0. \quad (8)$$

Nous n'exprimons pas que le coefficient $\frac{da}{dt}$, indépendant de la variable α , est nul, parce que, en général, la vitesse angulaire est sensiblement constante; si cependant on voulait que l'inertie des pièces mobiles n'eût aucune influence sur la marche de la machine, indépendamment de toute accélération de mouvement, il faudrait en outre satisfaire à cette nouvelle condition, c'est-à-dire à

$$I_n + n\mu a' + nI_\mu + \mu' a'^2 + I'_\mu + B \frac{(l-b)l^2}{l} = 0,$$

équation impossible, eu égard à la relation (8); ainsi il est inutile d'insister davantage sur ce point.

L'équation (8) exprime que si l'on considère la bielle motrice comme *un pendule composé oscillant autour d'un axe perpendiculaire à son plan moyen, passant par l'une de ses extrémités, le centre d'oscillation doit coïncider avec l'autre extrémité.*

Les équations de condition (1) et (8), quoique exigeant toutes deux que la bielle motrice soit prolongée au delà du bouton de la manivelle, sont cependant incompatibles, puisque, d'après l'une b doit être positif, et négatif d'après l'autre; de sorte qu'il est complètement impossible de faire disparaître complètement et simultanément les cinq mouvements nuisibles d'une locomotive; dans la pratique, ce que l'on aura de mieux à faire, sera d'adapter sur le prolongement de la bielle, un contre-poids que l'expérience seule pourra déterminer, et qui, sous le rapport de la masse et de la position, devra occuper un intermédiaire entre le contre-poids donné par la condition (B) et celui qui résulte de la condition (8) dont nous allons maintenant nous occuper d'une manière spéciale.

Soient (*fig. 2*) comme plus haut, B , I_B , b , la masse,

le moment d'inertie par rapport à son centre de gravité, la distance de l'extrémité A de ce centre g , relatifs à la bielle motrice proprement dite; B , I_B , b , les grandeurs analogues correspondant au contre-poids dont g est le centre de gravité. D'après les propriétés des moments d'inertie et du centre de gravité, on a

$$\begin{aligned} I_B + Bb^2 &= I_{B_1} + B_1b_1^2 + I_{B_2} + B_2b_2^2 \\ Bb &= B_1b_1 + B_2b_2; \end{aligned}$$

par suite

$$I_B - B(l-b)b = I_{B_1} - B_1(l-b_1)b_1 + I_{B_2} + B_2(b_1 + l)b_2 = 0.$$

Supposons par exemple que l'on veuille donner au contre-poids B , la forme d'une lentille de rayon $\rho = b$, on aura

$$I_{B_2} = \frac{B_2\rho^2}{4},$$

d'où, en vertu de l'équation précédente

$$B_2\rho = \frac{B_1b_1(l-b_1) - I_{B_1}}{l + \frac{\rho}{4}}$$

D'après cela, on voit que si l'on veut faire disparaître toute tendance au mouvement de galop en calculant $B_2\rho$ d'après cette formule, et rendre en même temps le premier membre de l'équation (1) ou Bb aussi petit que possible, *il faudra donner au rayon ρ sa valeur minimum ou donner au contre-poids la plus grande épaisseur permise par la disposition même des pièces de la machine* (*).

(*) Approximativement, on peut considérer la bielle motrice comme un parallépipède rectangle de longueur l , dont les dimensions transversales sont très-faibles relativement à l'autre, de sorte que l'on a sensiblement

$$b_1 = \frac{l}{2} I_{B_1} = \frac{l}{12} \cdot B_1 l^2;$$

et, en négligeant $\frac{\rho}{4}$ devant l , $B_2\rho = \frac{B_1 l}{12}$, formule d'une simplicité remarquable et d'une application tout à fait pratique.

Pour les machines à six roues accouplées ou non, les machines à quatre roues non accouplées, les machines où la bielle motrice agit directement au milieu de la bielle d'accouplement, ou a $d' = d = 0$; et l'équation (7) est satisfaite d'elle-même.

Mais il n'en est pas de même des machines à quatre roues accouplées, si la bielle d'accouplement ne satisfait pas à certaines conditions de construction que l'on déterminera en éliminant $n\mu a$ entre les équations (2) et (8), ce qui donne

$$(9) \quad B'(d' - d) = d(P + B).$$

égalité à laquelle on pourra satisfaire plus ou moins en répartissant convenablement la matière dans la construction de la bielle d'accouplement, ou au moyen d'une masse additionnelle placée en quelque point de sa longueur. Soient B' , la masse de la bielle proprement dite et dont le centre de gravité coïncide sensiblement avec celui des deux manivelles, B'_1 la masse additionnelle ci-dessus, d'_1 la distance de son centre de gravité au bouton de la manivelle de l'essieu moteur, on aura $B'd' = B'_1d + B'_1d'_1$, d'où en vertu de l'équation (9).

$$B'_1(d'_1 - d) = d(P + B).$$

Si par exemple on conçoit qu'on adapte la masse B'_1 à l'extrémité de la bielle prolongée s'il le faut d'une longueur convenable dans le sens opposé à l'essieu moteur, cas qui correspond à peu près à la plus grande valeur pratique de d_1 , on a $d'_1 = 2d$ et

$$B'_1 = B + P.$$

masse très-considérable qu'il sera urgent de restreindre dans la pratique.

DES CONTRE-POIDS

appliqués aux roues motrices

DES MACHINES LOCOMOTIVES,

ET DES LIMITES QU'IL CONVIENT DE LEUR ASSIGNER.

Par M. COUCHE,

Ingénieur des mines, professeur à l'École des mines.

L'application des contre-poids aux roues motrices des locomotives n'est pas assujettie à des règles uniformes. En Angleterre, on équilibre quelquefois la manivelle seule, plus fréquemment la totalité des forces perturbatrices *verticales*, mais on ne dépasse jamais cette limite. En Allemagne et en France, c'est à l'équilibre complet des forces perturbatrices *horizontales* qu'on s'attache assez généralement, en lui sacrifiant l'autre.

On ne peut avoir raison des deux côtés du détroit : il n'est donc pas inutile de comparer les deux systèmes, et de chercher auquel il convient de donner la préférence jusqu'au moment où l'un et l'autre céderont la place à une solution moins imparfaite du problème.

Je rappellerai d'abord les causes qui développent et celles qui modifient les perturbations auxquelles il s'agit de remédier; j'examinerai ensuite le mode d'action des contre-poids (*) et je chercherai à déduire de cet examen, et de l'expérience acquise aujourd'hui, les limites dans lesquelles il convient d'user de cet expédient.

(*) M. Lechatelier a publié sur ce sujet un mémoire intéressant (*Études sur la stabilité des machines locomotives*. 1849); mais la méthode suivie dans ce travail pour analyser les perturbations (méthode reproduite sommairement dans un utile ouvrage, le *Guide du mécanicien*, qui renvoie, pour une étude plus approfondie, au mémoire cité), ne semble pas irréprocha-

Deux opinions
sont en présence
à ce sujet.

I. CAUSES QUI TENDENT A PRODUIRE DES MOUVEMENTS PARASITES
DANS LES MACHINES LOCOMOTIVES.

1° Perturbations horizontales.

Perturbations
horizontales.

Le centre de gravité d'un système sollicité par des forces quelconques se meut comme si toutes ces forces lui étaient immédiatement appliquées; la situation de leurs points d'application relativement au centre de gravité n'a d'influence que sur la rotation du corps autour de ce point. Les mouvements relatifs déterminés par des forces *intérieures* n'affectent donc en rien la position du centre de gravité, puisque ces forces se détruisent deux à deux, et le mouvement de ce centre est dû uniquement aux forces *extérieures*.

Tel est le cas d'une locomotive. Les mouvements relatifs des pièces du mécanisme ne modifient nullement la position de son centre de gravité, dont le mouvement est déterminé par les forces extérieures, c'est-à-dire par l'action des rails sur les roues motrices, la pesanteur sur une pente, etc.

Tangage,
ou recul.

Quand le centre de gravité de l'ensemble des pièces du mécanisme marche en avant ou en arrière, le centre de gravité *de la chaudière et du véhicule* est sollicité par une force qui *tend* à le pousser en arrière ou en avant, d'une quantité telle que le centre de gravité *général* reste immobile. C'est ce déplacement du centre de gravité de la chaudière qui constitue le mouvement de *tangage* ou de *recul* (*); il peut être atténué ou annulé par les

ble au double point de vue de la simplicité et de l'exactitude. Peut-être n'est-il pas hors de propos de développer ici un mode d'exposition que j'ai indiqué ailleurs¹ il y a trois ans.

(*) La seconde expression est peut-être préférable, parce qu'elle indique à la fois la nature et la cause du mouvement dont il s'agit. Le phénomène est exactement le même que celui de recul dans le tir des projectiles, et il y a un certain avan-

¹ *Annales des chemins de fer* du 21 avril 1850.

forces extérieures suivant qu'elles détruisent en partie ou entièrement la force appliquée au centre de gravité de la chaudière: mais dans cet état d'équilibre qui s'établit ainsi par son intermédiaire, le système est soumis à des efforts additionnels d'une grande intensité, auxquels il importe de la soustraire.

En supposant même la machine libre horizontalement, c'est-à-dire les rails et les fusées sans frottement, le *recul* serait la seule perturbation horizontale s'il n'y avait qu'un cylindre unique placé dans le plan moyen, ou si tout était symétrique dans les deux appareils moteurs disposés latéralement. Mais par suite de la position rectangulaire des manivelles, les mouvements relatifs s'opèrent des deux côtés dans des sens alternativement concordants et opposés; la somme des moments, relativement au centre de gravité *général*, des forces de recul appliquées aux deux manivelles change périodiquement de signe, et tend à imprimer à la chaudière un mouvement oscillatoire ou de *lacet* qui peut être, comme le précédent et mieux que lui, réduit ou annulé par les forces extérieures.

Lacet.

L'intensité de la résultante des deux forces de recul et les circonstances de ce mouvement, dans l'hypothèse de la liberté du système, se déduisent immédiatement de sa définition.

Lois
du mouvement
de recul.1° *Machines à roues indépendantes.*Machines à roues
indépendantes.

Soient :

μ la masse de la manivelle; d et r les rayons des circonférences décrites par son centre de gravité et par le centre du bouton; B la masse de la bielle; P la masse du piston, augmentée de celle du plongeur, s'il est conduit directement par le piston.

tage à rattacher ainsi le fait qu'on veut analyser, à un autre dont la notion est claire et distincte pour tout le monde.

Considérons, par exemple, la marche en avant et, pour l'un des côtés de la machine, l'origine de la course directe.

L'essieu ayant tourné d'un angle β , le déplacement horizontal du centre de gravité de la manivelle est : $d(1 - \cos \beta)$. Le centre de gravité du système du piston et du plongeur parcourt un chemin horizontal égal à très-peu près à : $r(1 - \cos \beta)$, et le centre de gravité de la bielle décrit un arc dont la projection horizontale a très-sensiblement la même valeur (*).

On a également, de l'autre côté de la machine, la manivelle partant de la verticale : $d \sin \beta$, pour le déplacement horizontal du centre de gravité de la manivelle, et $r \sin \beta$ pour le déplacement approché du centre de la bielle, et de celui du piston et du plongeur. La condition de l'invariabilité du centre de gravité *général* est donc, M désignant la masse de la machine entière et x le déplacement du centre de gravité *de la chaudière et du véhicule* :

$$[M - 2(\mu + B + P)]x = \mu d(1 - \cos \beta + \sin \beta) + (B + P)r(1 - \cos \beta + \sin \beta),$$

$$\text{d'où } x = \frac{\mu d + (B + P)r}{M - 2(\mu + B + P)}(1 - \cos \beta + \sin \beta),$$

où, m étant une masse telle que $mr = \mu d$ (c'est-à-dire la manivelle *réduite au centre du bouton*), et négligeant $2(\mu + B + P)$ devant M ,

(*) 1° b étant la longueur de la bielle, le chemin parcouru par le piston est exactement $r(1 - \cos \beta) - b\left(1 - \sqrt{1 - \frac{r^2}{b^2} \sin^2 \beta}\right)$; or, dans la pratique, $\frac{r^2}{b^2} \sin^2 \beta$ peut être négligé devant 1.

2° Les chemins *horizontaux* parcourus par les deux extrémités de la bielle étant dès lors sensiblement égaux, le déplacement *horizontal* de son centre de gravité est à peu près le même que si elle se transportait parallèlement à elle-même, c'est-à-dire à peu près égal à $r(1 - \cos \beta)$.

$$(1) \quad x = \frac{m + B + P}{M} r(1 - \cos \beta + \sin \beta).$$

valeur nulle pour $\beta = 0$ et $\beta = 270^\circ$. Ses limites correspondent à $\tan \beta = -1$, c'est-à-dire à $\beta = 135^\circ$, qui donne le maximum $x' = \frac{m + B + P}{M} r(\sqrt{2} + 1)$, et $\beta = 315^\circ$, qui donne

$$\text{le minimum } x'' = -\frac{m + B + P}{M} r(\sqrt{2} - 1).$$

Ainsi, le centre de gravité de la chaudière marche vers la gauche jusqu'à ce que $\beta = 135^\circ$. Il a alors parcouru x' . Il rétrograde, repasse par sa position initiale pour $\beta = 270^\circ$, la dépasse vers la droite de la distance x'' quand $\beta = 315^\circ$, marche de nouveau vers la gauche, et revient à sa position initiale pour $\beta = 56^\circ$.

L'amplitude totale de ce mouvement est :

$$L = x' - x'' = \frac{m + B + P}{M} r 2\sqrt{2} \quad (*).$$

Amplitude totale
du recul.

(*) M. Lechatelier regarde la bielle (pages 14 et 52 de son mémoire) comme formée de deux masses, solidaires, l'une avec le bouton, l'autre avec le piston. Il évalue dès lors les forces centrifuges de la première, considérée comme tournant *autour de l'axe de l'essieu*.

Cette assimilation est légitime, quant à l'exactitude des résultats auxquels elle conduit, pour la perturbation horizontale, mais cette légitimité aurait besoin d'être démontrée : l'évaluation de la force centrifuge appliquée sans aucune explication et sans démonstration à la masse *fictive*, supposée solidaire avec la manivelle, est d'autant plus propre à induire en erreur que la bielle tourne effectivement, mais tout entière, et autour d'un centre instantané, qui passe à l'infini quand la manivelle est verticale.

De plus, cette décomposition de la bielle n'est plus permise en ce qui concerne la perturbation verticale, et elle conduit, comme on le verra plus bas (p. 436, note), à une évaluation inexacte des effets de cette perturbation.

Dans le *Guide du mécanicien*, la bielle est considérée comme marchant parallèlement à elle-même (pages 345 et 346), ce qui aggrave encore l'erreur, cette hypothèse annulant l'influence de la bielle sur la force perturbatrice verticale. « On n'est pas obligé, ajoute le même ouvrage (page 347), d'analyser le mouvement de la bielle motrice, ce qui ne pourrait se faire

1 Voir la remarque ci-après, p. 433.

Vitesse théorique
du recul.

(1) donne :

$$\frac{dx}{dt} = v = \frac{m + B + P}{M} r (\sin \beta + \cos \beta) \omega \quad (2),$$

ω , désignant la vitesse angulaire supposée constante, $\frac{d\beta}{dt}$.

Cette valeur est nulle pour $\beta = 135^\circ$, $\beta = 315^\circ$, angles qui correspondent aux extrémités de la course. Elle est maximum, et égale à $\frac{m+B+P}{M} r \omega \sqrt{2}$, par $\beta = 45^\circ$, $\beta = 225^\circ$, c'est-à-dire au milieu de chaque course.

Force de recul
qui sollicite
le
centre de gravité
de la chaudière.

(2) donne pour la force accélératrice :

$$\frac{dv}{dt} = \varphi = \frac{m + B + P}{M} r (\cos \beta - \sin \beta) \omega^2 \quad (3),$$

expression dont le maximum, en valeur absolue, correspond à $\beta = 135^\circ$, $\beta = 315^\circ$ (extrémités de la course) et est :

$$\Phi = \frac{m + B + P}{M} r \omega^2 \sqrt{2}.$$

La valeur de φ est :

Positive de $\beta = 0$ à $\beta = 45^\circ$. Le centre de gravité parcourt alors le second quart de sa course de droite à gauche, la force agit dans le sens du mouvement, qui est dès lors accéléré.

Négative de $\beta = 45^\circ$ à $\beta = 135^\circ$, et par suite contraire au mouvement. Le centre de gravité parcourt, en effet, d'un mouvement retardé la deuxième moitié de sa course de droite à gauche.

Encore négative, mais accélératrice, de $\beta = 135^\circ$ à $\beta = 225^\circ$, le sens du mouvement changeant quand $\beta = 135^\circ$, et le centre parcourant la première moitié de sa course de gauche à droite.

Positive et retardatrice de $\beta = 225^\circ$ à $\beta = 315^\circ$. Le centre parcourt, en effet, la deuxième moitié de la course de gauche à droite.

Positive et accélératrice de $\beta = 315^\circ$ à $\beta = 360^\circ$, le sens du mouvement ayant changé par $\beta = 315^\circ$, et le centre parcourant

que par des méthodes de calcul d'un ordre beaucoup plus élevé.

La considération du mouvement exact ou très-approché du centre de gravité n'est pas moins élémentaire pour la bielle que pour le piston et la manivelle, et elle est tout aussi indispensable.

rant le premier quart de sa course de gauche à droite et revenant ainsi à sa position initiale.

Les deux composantes $(m + B + P) r \omega^2 \cos \beta$, Moment qui produit le lacet.
— $(m + B + P) r \omega^2 \sin \beta$, de la force de recul totale ont pour bras de levier commun h , $2h$ étant la distance d'axe en axe des cylindres. Le moment qui produit le lacet est donc : $(m + B + P) r \omega^2 h (\cos \beta - \sin \beta)$; il change de sens pour $\beta = 45^\circ$, $\beta = 225^\circ$, c'est-à-dire en même temps que φ .

La force motrice $(m + B + P) r (\cos \beta - \sin \beta) \omega^2$ est égale à la somme des composantes horizontales des forces centrifuges d'une masse $m + B + P$, supposée concentrée sur le bouton de la manivelle.

Remarque.

2° Machines à roues couplées.

m' étant la masse d'une manivelle d'accouplement réduite à la distance r de l'axe de l'essieu et B' la masse d'une bielle d'accouplement, le déplacement horizontal du centre de gravité de chacune d'elles sera $\pm r(1 - \cos \beta)$ pour l'un des côtés, et $\pm r \sin \beta$ pour l'autre : valeurs exactes non plus seulement pour la manivelle, mais aussi pour la bielle, puisqu'elle est toujours parallèle à elle-même. Le signe + correspond aux machines à cylindres extérieurs, et le signe — aux machines à cylindres intérieurs, les manivelles d'accouplement étant supposées calées à 180° des manivelles motrices.

Machines à roues
couplées.

On a donc :

1° Pour les machines à cylindres extérieurs (dans lesquelles $m' = m$, et où la manivelle motrice sert en même temps à l'accouplement) :

1° à cylindres
extérieurs.

A quatre roues couplées :

$$L = \frac{2m + B + B' + P}{M - 2(2m + B + B' + P)} r \cdot 2 \sqrt{2}, \quad \Phi = \frac{L \omega^2}{2}.$$

A six roues couplées :

$$L = \frac{3m + B + 2B' + P}{M - 2(3m + B + 2B' + P)} r \cdot 2\sqrt{2}, \quad \Phi = \frac{L\omega^2}{2}$$

2° à cylindres intérieurs.

2° Pour les machines à cylindres intérieurs :

A quatre roues couplées :

$$L = \frac{m + B + P - 2m' - 2B'}{M - 2(m + B + P + 2m' - 2B')} r \cdot 2\sqrt{2}, \quad \Phi = \frac{L}{2} \omega^2$$

A six roues couplées :

$$L = \frac{m + B + P - 3m' - 2B'}{M - 2(m + B + P - 3m' - 2B')} r \cdot 2\sqrt{2}, \quad \Phi = \frac{L}{2} \omega^2$$

On peut, dans les machines à cylindres intérieurs et à quatre roues couplées, disposer des masses m' et B' pour annuler à peu près complètement L et Φ . Mais dans les machines à six roues couplées ce terme est le plus souvent dépassé, les masses de l'accouplement l'emportent sur celles du mécanisme, et c'est alors leur excès qui produit les perturbations.

L'accouplement est d'ailleurs moins efficace contre le lacet que contre le tangage, puisque les pièces animées de vitesses contraires ne se meuvent pas dans le même plan. Dans les machines à cylindres intérieurs, les pièces de l'accouplement peuvent même, tout en diminuant la résultante des forces de recul et par suite le tangage, augmenter leur moment relativement au centre de gravité, et par suite le lacet.

2° Perturbations verticales.

Nous avons supposé la machine libre horizontalement.

Si elle était placée dans les mêmes conditions verticalement, si elle était soustraite à l'action de la pesanteur et

Perturbations verticales.
Machines à roues indépendantes.

des rails, elle éprouverait dans ce sens les mêmes effets, c'est-à-dire des mouvements verticaux de recul et de lacet.

L'essieu tournant de β , le centre de gravité de la manivelle qui part de l'horizontale s'élève de $r \sin \beta$; celui de la bielle, de $r \sin \beta \cdot \frac{\lambda}{b}$ (λ désignant la distance de ce point à la petite tête); celui du piston et du plongeur, de o , les cylindres étant supposés horizontaux (*). De l'autre côté, les longueurs correspondantes sont :

$$r(1 - \cos \beta), \quad \frac{\lambda r}{b} (1 - \cos \beta),$$

et on a, comme précédemment, L' désignant l'amplitude totale du déplacement du centre de gravité pour le système supposé libre, et Φ' la force, rapportée à l'unité de masse, qui produit ou tend à produire ce mouvement,

$$L' = \frac{m + B \frac{\lambda}{b}}{M - 2\left(\mu + B \frac{\lambda}{b}\right)} 2r \cdot \sqrt{2}, \quad \Phi' = \frac{m + B \frac{\lambda}{b}}{M - 2\left(\mu + B \frac{\lambda}{b}\right)} r \omega^2 \sqrt{2},$$

valeurs qui se déduisent de celles de L et de Φ , relatives à la perturbation horizontale, en faisant $P = 0$, et remplaçant B par $B \frac{\lambda}{b}$.

Si les roues sont couplées chaque paire de manivelles d'accouplement, réduite à la distance r , introduit un terme $\pm m'r (\sin \beta + 1 - \cos \beta)$, et chaque paire de bielles, un terme $\pm B'r (\sin \beta + 1 - \cos \beta)$. On a donc :

Machines à roues couplées.

(*) La force perturbatrice verticale due au déplacement du centre de gravité du piston dans les machines à cylindres inclinés est une objection de plus contre cette disposition; je ne m'y arrête pas, parce qu'une grande inclinaison des cylindres est condamnée sans retour par des motifs surabondants.

1° à cylindres extérieurs.

1° Pour les machines à cylindres extérieurs :

A quatre roues couplées :

$$F = M\Phi' = (2m + B\frac{\lambda}{b} + B')r\omega^2\sqrt{2}.$$

A six roues couplées :

$$F = M\Phi' = (3m + B\frac{\lambda}{b} + 2B')r\omega^2\sqrt{2}.$$

2° à cylindres intérieurs.

2° Pour les machines à cylindres intérieurs :

A quatre roues couplées :

$$F = (m + B\frac{\lambda}{b} - 2m' - B')r\omega^2\sqrt{2}.$$

A six roues couplées :

$$F = (m + B\frac{\lambda}{b} - 3m' - 2B')r\omega^2\sqrt{2}.$$

La force perturbatrice verticale est donc beaucoup moindre que la force horizontale, dans les machines à roues indépendantes et dans celles à roues couplées et à cylindres extérieurs ; mais dans les machines à roues couplées et à cylindres intérieurs, si l'excès des masses d'accouplement fait reparaitre une force perturbatrice horizontale, la force verticale excède évidemment celle-ci de :

$$(B\frac{b-\lambda}{b} + P)r\omega^2\sqrt{2}.$$

Il n'y a pas, verticalement, de perturbations totales.

La machine est bien moins libre dans le sens vertical que dans l'autre. Son poids et les réactions verticales des rails font équilibre aux forces dont F est la résultante, de sorte qu'il n'y a, verticalement, ni recul ni lacet.

Mais la pression des roues motrices sur les rails éprouve une variation :

$$2\left(m + B\frac{\lambda^2}{b^2}\right)r\omega^2\sqrt{2} (*);$$

(*) Ce n'est pas la totalité de la force de recul F qui vient

et s'il n'y a pas, dans le sens vertical, de perturbations en masse affectant toute la chaudière, il peut se développer sous l'influence des forces verticales appliquées à la paire de roues motrices, des perturbations *partielles* aggravées par la facilité avec laquelle le système change de forme dans la région sur laquelle agissent ces forces, par la grande flexibilité qu'on donne à dessein à la machine dans le sens vertical.

Je reviendrai tout à l'heure sur cette perturbation spéciale, en considérant les machines complètement équilibrées ou censées telles, qui y sont plus exposées que les autres.

II. APPLICATION DES CONTRE-POIDS.

La suppression partielle ou totale des mouvements parasites peut être obtenue de deux manières : 1° par le défaut de liberté de la machine, en d'autres termes

Suppression des mouvements parasites.

modifier alternativement en plus et en moins la pression des roues motrices sur les rails. La composante verticale de la force due aux manivelles, se transmet tout entière à l'essieu moteur ; mais la force appliquée au centre de gravité de chacune des bielles se décompose entre le manneton et la glissière, de sorte que les deux bielles donnent sur l'essieu moteur une composante seulement égale à $(B\frac{\lambda}{b}r\omega^2\sqrt{2}) \times \frac{\lambda}{b}$. L'autre

composante $(B\frac{\lambda}{b}r\omega^2\sqrt{2})\frac{b-\lambda}{\lambda}$, appliquée à la chaudière dans le plan normal aux glissières, en leur milieu, se décompose elle-même entre les trois essieux et s'ajoute ainsi aux autres causes qui modifient la répartition du poids suspendu entre les trois couples de points d'appui. (Voir la note I) En supposant la force perturbatrice verticale de la bielle appliquée entièrement à l'essieu moteur, on exagère beaucoup l'influence de cet organe sur la variation de l'adhérence : l'erreur varie d'ailleurs avec le contingent, sur l'essieu moteur, provenant des forces appliquées aux glissières, contingent dont les limites sont faciles à assigner.

par les réactions des rails et du train remorqué ;
2° par l'emploi de masses additionnelles introduisant dans l'expression de φ des termes négatifs, comme le font les pièces de l'accouplement dans les machines à cylindres intérieurs.

Équilibre de la manivelle.

Dès l'origine des locomotives, le compte de la manivelle a été réglé ; un appendice symétrique, ou une masse équivalente placée vers la jante, a ramené sur l'essieu le centre de gravité de la roue. La force perturbatrice a été ainsi réduite : horizontalement, à $(B + P)r\omega^2\sqrt{2}$, et, verticalement, à $B\frac{\lambda}{b}r\omega^2\sqrt{2}$, ou $B\frac{\lambda^2}{b^2}r\omega^2\sqrt{2}$, si on tient compte seulement de la composante qui affecte immédiatement les roues motrices.

Équilibre de la force verticale.

Méthode des constructeurs anglais.

Bientôt on alla plus loin en Angleterre.
« On comprenait avec plus ou moins de précision, disent les auteurs du *Guide du mécanicien* (page 562), qu'il fallait combattre l'effet de la force centrifuge, et on appliquait à l'opposé des manivelles des contre-poids égaux (ou équivalents suivant leur position) au poids des parties tournantes de la machine ; et pour en déterminer les dimensions, on mettait les roues motrices sur les pointes d'un tour en augmentant le contre-poids jusqu'à ce qu'il fût équilibré au poids de la manivelle, et de la bielle suspendue par sa petite tête à un point fixe qui représentait la coquille du piston. »

En procédant ainsi, les constructeurs anglais « croyaient-ils effectivement détruire seulement les forces centrifuges des parties tournantes, » sans entrevoir même les perturbations dues au reste du mécanisme ? Peut-être. Mais il faut reconnaître alors que le hasard les a bien servis, car le mode d'évaluation des contre-poids indiqué donne, exactement, la masse $m + B\frac{\lambda}{b}$, qui, appliquée sur chaque roue à l'opposé

de la manivelle, annihile complètement la force perturbatrice totale, dans le sens vertical. Or l'intention bien arrêtée (et sinon motivée, au moins incontestablement réfléchie) des ingénieurs anglais est encore aujourd'hui de détruire la force verticale, et de s'en tenir là.

Quoi qu'il en soit, la force horizontale et l'amplitude du tangage étaient réduites par l'application de ce contre-poids à

$$\left[B\left(\frac{b-\lambda}{b}\right) + P \right] r\omega^2\sqrt{2}, \text{ et } \left[B\left(\frac{b-\lambda}{b} + P\right) \right] r.2\sqrt{2}.$$

Plus tard l'allongement des chaudières et la position des boîtes à feu en porte-à-faux aggravèrent les effets de cette force et notamment le lacet, en même temps que les progrès de la vitesse faisaient attacher plus de prix à la régularité du mouvement de translation. Les ingénieurs anglais se préoccupèrent alors de faire disparaître aussi cette portion de la force horizontale qui survivait à la destruction de la force verticale : c'est dans ce but que M. Heaton proposa, au lieu d'un contre-poids tournant appliqué à la roue, une masse glissante égale à celle du piston et du plongeur, et mue par une bielle et une manivelle égales et symétriques à la bielle et à la manivelle motrices.

Théoriquement, cette solution est complète quant au tangage, puisqu'elle réalise l'invariabilité propre du centre de gravité général, l'annulation immédiate de la résultante des forces de recul ; quant à la destruction de leur moment, c'est-à-dire du lacet, elle dépendrait du type de la machine ; mais une disposition aussi compliquée est difficilement admissible en pratique.

On ne demandait donc pas mieux en Angleterre, en

Tentatives faites en Angleterre pour réaliser l'équilibre horizontal complet sans sacrifier l'autre.

1847 comme aujourd'hui (plus même qu'aujourd'hui), que de faire disparaître complètement les perturbations horizontales; mais alors comme aujourd'hui, on ne voulait pas que ce fût au prix de l'équilibre vertical.

Aussi, tout en reconnaissant que M. Nollau a le premier réalisé l'équilibre horizontal complet, semble-t-il assez probable que les ingénieurs anglais aient dû déjà songer à cette conséquence si naturelle des principes qu'ils appliquent depuis longtemps.

Méthode
de M. Nollau.

La méthode de M. Nollau s'explique d'ailleurs d'elle-même. Le contre-poids déterminé par la méthode anglaise laisse subsister une force horizontale $(B \frac{b-\lambda}{b} + P)r\omega^2 (\cos \beta - \sin \beta)$. L'équilibre horizontal serait donc établi, complètement pour le recul, plus ou moins complètement pour le lacet, en ajoutant de chaque côté une masse $B \frac{b-\lambda}{b} + P$, animée d'un mouvement rectiligne égal et contraire à celui du piston. Cette condition ne pouvant être réalisée simplement, M. Nollau a remplacé la masse additionnelle animée d'un mouvement rectiligne par une masse animée d'un mouvement circulaire ayant la même projection horizontale, et que la roue motrice permet de produire si facilement. Au contre-poids $g(m + B \frac{\lambda}{b})$ de l'équilibre vertical, M. Nollau ajoute donc, comme complément de l'équilibre horizontal, un nouveau contre-poids $g(B \frac{b-\lambda}{b} + P)$, qui se confondant avec le premier, est, comme lui et avec lui, remplacé par son équivalent reporté vers la jante. On a donc en tout un contre-poids $g(m + B + P)$, qui supprime entièrement le recul, et qui supprime aussi le lacet si les cylindres sont assez rapprochés du plan des

roues pour que l'équilibre s'établisse de chaque côté de la machine.

Mais ce contre-poids, convenable pour l'équilibre horizontal, est exagéré pour l'équilibre vertical, et fait reparaitre dans ce sens, de chaque côté, une force perturbatrice *beaucoup plus grande que celle qui existait avant l'application des contre-poids*.

Examinons les effets de cette force.

Conséquences de l'application d'un contre-poids réalisant l'équilibre horizontal.

Avant l'application d'un contre-poids, chaque côté de la machine est sollicité par une force perturbatrice ver-

ticale dont la valeur maximum est $(m + B \frac{\lambda}{b}) r\omega^2$, et

chaque roue motrice par une force $(m + B \frac{\lambda^2}{b^2}) r\omega^2$.

Avec le contre-poids total $g(m + B + P)$, ces forces deviennent respectivement :

$$\left[P + B \left(1 - \frac{\lambda}{b} \right) \right] r\omega^2, \quad \left[P + B \left(1 - \frac{\lambda^2}{b^2} \right) \right] r\omega^2.$$

Quand on accepte cet état de choses, on croit en être quitte pour une diminution indifférente de l'adhérence pendant que le contre-poids décrit sa demi-révolution supérieure, et pour une surcharge inoffensive du bandage et des rails pendant la demi-révolution inférieure.

L'influence de la diminution périodique de l'adhérence n'a pas été examinée d'assez près : l'uniformité du mouvement de rotation, ou l'égalité des vitesses de translation et à la circonférence, n'a sans doute jamais été constatée d'une manière bien précise pour des roues à contre-poids complets. La limite des réactions horizontales des rails diminuant quand le contre-poids s'élève, on conçoit que la rotation puisse s'accélérer lorsqu'il approche de l'extrémité de sa course; mais

Conséquences
de l'application
du contre-poids
total.

1° Effets
de la diminution
de l'adhérence.

rien ne prouve en somme que cette accélération ait lieu, que le contre-poids entraîne un patinage périodique et, par suite, soit une détente, soit même, pour les longues admissions, une dépense de vapeur improductives; de sorte *qu'au point de vue de la diminution de l'adhérence*, la force perturbatrice verticale qui agit sur la roue semble n'avoir en effet qu'une gravité très-médiocre.

2° Effets
de la surcharge.
sur les bandages.

Mais il n'en est pas de même des effets de surcharge: leur gravité n'est que trop prouvée pour les bandages, que trop probable pour les rails.

Les bandages des roues motrices sont soumis à des efforts qui déterminent une usure *générale* beaucoup plus rapide que celle des bandages de support; et le surcroît périodique de pression dû à la force perturbatrice verticale détermine dans la partie du bandage voisine du contre-poids, une usure *locale*.

Graves
inconvenients
d'une usure
locale.

Une usure locale n'est pas simplement l'équivalent d'un surcroît uniforme d'usure; elle est plus grave. La roue n'étant plus centrée imprimerait à la machine des trépidations saccadées qui deviendraient bientôt intolérables, si on n'y remédiait promptement par le rafraichissage. L'usure locale ne se borne donc pas à exiger lors du tournage le sacrifice d'une fraction plus notable de l'épaisseur du bandage; elle peut aussi contraindre à mettre la roue sur le tour, avant l'époque où cette opération serait rendue nécessaire par l'altération générale de la conicité, par le creusement uniforme à la gorge.

Son influence est d'ailleurs fort aggravée, par la dépendance des deux roues conjuguées dans les machines à roues libres, des quatre ou des six roues couplées dans les autres. Dans ce dernier cas une *flache* exigeant le rafraichissage d'un bandage rend par cela même indispensable celui des cinq autres, fussent-ils d'ailleurs en très-bon état. Les causes d'inégalité d'usure, c'est-à-

dire les défauts dans le fer, les surcharges périodiques, et en général les efforts qui agissent sur une partie déterminée du bandage, doivent donc être évitées avec tout le soin possible: les usines livrent aujourd'hui des bandages dont l'homogénéité laisse peu à désirer, mais qui possèdent bien rarement une dureté assez grande pour subir à peu près impunément l'action du contre-poids total.

L'usure locale maximum ne doit pas, du reste, être mise entièrement sur le compte de la force perturbatrice; une autre cause concourt avec celle-ci. La marche plus ou moins rapide de la destruction du bandage en chaque point est un effet complexe. La réaction normale du rail tend à laminer, à écraser le bandage: la réaction tangentielle tend à y produire une usure proprement dite, et le maximum d'aplatissement est le résultat de l'influence combinée de ces deux causes.

La partie variable *G* de la pression normale en chaque point est la somme des composantes verticales de la pression due à l'inertie du contre-poids en excès et de l'effort (toujours dirigée de haut en bas pendant la marche en avant) transmis par la bielle au bouton. Son expression est donc:

$$G = \left[P + B \left(1 - \frac{\lambda^2}{b^2} \right) \right] r \omega^2 \sin \beta \pm \frac{\Pi r \sin \beta}{\sqrt{b^2 - r^2 \sin^2 \beta}},$$

le signe + se rapportant à la course directe, et le signe - à la course rétrograde, β étant toujours l'angle dont l'essieu a tourné à partir de l'origine de la course directe, Π la pression effective totale de la vapeur sur le piston, et abstraction faite des frottements.

Celle de la pression tangentielle est:

$$H = \pm \Pi \cdot \left(1 - \frac{r \cos \beta}{\sqrt{b^2 - r^2 \sin^2 \beta}} \right) \frac{r}{\rho} \sin \beta,$$

étant le rayon de la roue, et le mouvement de rotation étant supposé uniforme.

Autre cause
qui contribue
à l'usure locale
des bandages.

Déplacement
du maximum
d'usure.

En examinant un grand nombre de bandages de roues munies des contre-poids de l'équilibre horizontal, j'ai constaté sur presque tous ceux dont l'usure générale était prononcée, l'existence d'un maximum d'usure dont le milieu ne correspond pas à celui du contre-poids, mais le précède très-notablement.

Cause probable
de ce fait.

Cette anomalie apparente s'explique par l'application, presque continuelle aujourd'hui, d'une détente prolongée. Si π était constant, G et H seraient *maximum* l'un et l'autre pour $\beta = 90^\circ$. L'aplatissement maximum devrait donc correspondre exactement au rayon moyen du contre-poids. Mais π décroissant bien avant que β ait atteint 90° , les *maximum* de G et H ne se superposent plus. Celui du second terme de G et celui de H correspondent à des valeurs de β moindres que 90° ; et le maximum total correspond dès lors à une valeur intermédiaire entre 90° , limite relative à la pression due au contre-poids, et une valeur β , d'autant plus inférieure à 90° , que la période d'admission est plus courte (*).

Le fait du déplacement du maximum d'usure m'a paru très-caractérisé, et plusieurs ingénieurs m'ont dit l'avoir également observé. Il semble d'ailleurs moins

(*) π_1 étant la pression constante pendant l'admission, β_1 la valeur de β à l'instant où la détente commence, k la hauteur d'un cylindre de même section que le piston et de même volume que l'espace libre et le conduit de la lumière, on a, en supposant que la détente s'opère suivant la loi de Mariotte :

$$G = \left\{ \left[P + B \left(1 - \frac{\lambda^2}{b^2} \right) \right] \omega^2 + \pi_1 \frac{k + r(1 - \cos \beta_1)}{[k + r(1 - \cos \beta)] \sqrt{b^2 - r^2 \sin^2 \beta}} \right\} r \sin \beta$$

$$H = \frac{\pi_1 k + r(1 - \cos \beta_1)}{\rho [k + r(1 - \cos \beta)]} \left(1 - \frac{r \cos \beta}{\sqrt{b^2 - r^2 \sin^2 \beta}} \right) r \sin \beta,$$

expressions dont le maximum ne peut être déterminé que par tâtonnement.

prononcé, si ce n'est nul, dans les machines à marchandises, ce qui tiendrait à l'emploi beaucoup moins prolongé de la détente. Mais les éléments me manquent pour vérifier numériquement une explication peut-être insuffisante. L'examen des bandages exige une certaine précaution : une *flache*, très-sensible par ses effets, peut fort bien ne l'être ni à l'œil ni au toucher. C'est donc seulement sur le tour que la position du maximum d'usure peut être exactement déterminée, à moins qu'il ne soit très-prononcé : on peut employer aussi un gabarit en tôle, découpé exactement suivant le profil normal de la roue au milieu du bandage, mais ce moyen est sujet à caution.

La région d'usure locale occupe naturellement un arc assez grand, dont l'étendue est en quelque sorte l'expression complexe des variations de la vitesse, de la détente, et de la pression pendant l'admission. C'est, du reste, un fait heureux. Si, par suite de la constance de ces éléments, l'action se concentrerait sur un même point, il se produirait un brusque *méplat* semblable à ceux qui résultent du jeu fréquent et prolongé des freins, et dont les conséquences sont bien plus nuisibles encore que celles d'une excentricité graduelle.

L'influence de la surcharge périodique sur les rails ne se révèle pas comme pour les bandages par l'accumulation des effets sur une même région, mais il est difficile de la considérer comme insignifiante, surtout dans le système de voie employé jusqu'ici en France d'une manière exclusive, celui de la pose sur traverses ; il est très-possible même qu'elle grève plus lourdement le compte de la voie que celui des roues motrices. Les bandages n'éprouvent en somme, par suite de la suppression de l'équilibre vertical, qu'une sorte de lamination ; tandis que, pour les rails fléchis transversale-

b : Effets
de la surcharge
sur les rails.

ment, il s'agit d'un énorme surcroît de charge nécessairement appliqué très-souvent de la manière la plus défavorable, c'est-à-dire vers le milieu de l'intervalle des appuis. On s'attache, dans la répartition du poids suspendu sur les essieux, à limiter strictement la pression des roues motrices, à ce qu'exige l'adhérence : que devient cette garantie de conservation de la voie, en présence d'une surcharge accidentelle il est vrai, mais qui atteint 60, 80 p. 100 de la charge normale, et dont on ne tient pas, dont on ne peut pas tenir compte?

Sans doute, lorsque le milieu du contre-poids correspond au milieu d'une portée, la flèche est moindre à cet instant que si le rail avait été soumis à cette pression dans toutes les positions de la roue dès le point d'appui, et elle croît moins dans les positions subséquentes; sans doute aussi le contre-poids coïncide aussi souvent avec un appui qu'avec le milieu de la portée, mais enfin cette coïncidence a lieu. On remarque, pour atténuer la gravité de l'action du contre-poids, que la durée de cette action diminue quand son intensité augmente avec la vitesse; mais c'est une bien médiocre compensation. Qu'elle soit variable et constante, la charge agit toujours sur la section dangereuse pendant un temps d'autant plus court que la vitesse est plus grande, ce qui n'empêche pas l'accroissement de vitesse d'être par lui-même fort aggravant. Les expériences bien connues, faites à l'arsenal de Portsmouth dans des conditions fort analogues à celles des chemins de fer (c'est-à-dire avec des charges mobiles dont la masse était considérable relativement à celle des barres fléchies), ont mis hors de doute cette influence de l'accroissement de vitesse à charge constante. Qu'est-ce donc quand la charge croît elle-même? En somme, s'il

est impossible de prouver directement la gravité de cette surcharge, en saisissant pour ainsi dire le contre-poids sur le fait comme pour les bandages, il est tout aussi impossible de la nier.

Ce n'est pas tout : il y a un danger qu'on a pu pendant longtemps regarder comme chimérique, mais dont l'expérience s'est chargée de prouver la réalité : celui d'un déraillement des roues motrices, soulevées par la force verticale. A trois reprises différentes des roues motrices de machines *Crampton* ont déraillé, au chemin du Nord, sous l'influence des contre-poids de l'équilibre horizontal, et ces accidents se seraient certainement multipliés si on n'y avait coupé court en diminuant les contre-poids.

Ces déraillements supposent sans contredit un concours de circonstances qui doit se présenter rarement : il a fallu que l'intensité de la force perturbatrice fût accrue par une grande vitesse, et que son action fût favorisée par un balancement de la chaudière de l'arrière à l'avant, par une forte pression d'un des boudins contre le bord du rail, et sans doute aussi par un certain dérèglement de la répartition normale du poids suspendu. La tendance à l'application du boudin contre le rail n'a pas seulement consommé le déraillement, une fois le soulèvement produit; on conçoit qu'en déterminant le glissement du boudin sur le bord du rail, elle a pu aussi concourir au soulèvement qui n'aurait pu sans cela acquérir une amplitude de 0^m,05 au moins. Mais, quant au fait de la séparation de la roue et du rail, indépendamment de cette amplitude, il est facile de se convaincre que la force perturbatrice a pu être assez près de compte pour laisser peu à faire aux causes accessoires.

Perturbation partielle.

Déraillement des roues motrices causé par les contre-poids de l'équilibre horizontal.

Le piston pèse avec sa tige et sa tête.	159	} on a $r = 0^m,275$ et $\frac{\lambda}{\delta} = \frac{3}{5}$ environ.
Le plongeur.	20	
La bielle.	135	
La manivelle.	60	
Contre-poids de l'équilibre horizontal, rapporté au centre du bouton.	574	

Une vitesse de 90 kil. (25^m par ") est certainement atteinte fréquemment dans le service des trains *express*. Les roues ayant $2^m,10$, $\omega = \frac{25}{1,05} = 23,81$. La valeur correspondante de la force perturbatrice appliquée à la roue, à l'instant où la manivelle est verticale et en bas, est dans l'hypothèse de l'équilibre horizontal : 4.217 kil.

Les machines dont il s'agit pèsent 27^t garnies : l'essieu du milieu ne doit pas porter autant que les extrêmes ; mais ce n'est cependant pas aller trop loin, à coup sûr, que d'admettre comme assez fréquente une répartition très-sensiblement uniforme, soit 4.500 kil. par roue (*). On pourrait ajouter à ce chiffre la composante verticale de l'effort de la bielle ; mais la grande longueur de cette pièce (2^m,50) atténuée beaucoup sa valeur. Il est d'ailleurs plus exact de ne pas faire entrer cet élément en ligne de compte, puisqu'il disparaît si on vient à fermer le régulateur.

On arrive donc bien près de l'égalité, sans faire aucune hypothèse forcée, sans sortir des conditions du service ; la force perturbatrice suffit, sans faire intervenir aucune autre cause, pour que la roue ne fasse plus pour ainsi dire qu'effleurer le rail. Quand on est aussi près de la limite, on comprend facilement que sous l'influence des causes accessoires indiquées, la

(*) Les mécaniciens savent très-bien que leurs machines *courent* d'autant mieux que les roues motrices portent moins, pourvu qu'on n'aille pas, bien entendu, jusqu'à manquer d'adhérence. En réduisant la surcharge de l'essieu moteur, on améliore, en effet, le graissage des fusées, et on diminue la flexion des rails, flexion sans doute assez prononcée pour les rails de 30 kil. du chemin du Nord, malgré l'addition de la cinquième traverse.

pression sur le rail puisse devenir tout à fait nulle, soit seulement à l'instant où le rayon du contre-poids passe par la verticale, soit même plus tôt, auquel cas la roue sera soulevée : et indépendamment de toute application des mentonnets contre les rails, l'amplitude de ce soulèvement, toutes choses égales d'ailleurs, sera d'autant plus grande que les ressorts de suspension seront plus flexibles. (Voir la note II.)

J'ai considéré une roue seulement. Chaque roue peut en effet, malgré sa liaison avec l'autre, obéir librement, dans certaines limites, à la force perturbatrice qui lui est immédiatement appliquée ; la séparation de la roue et du rail n'implique donc pas nécessairement un soulèvement en masse. Le soulèvement alternatif est possible quand le soulèvement simultané ne l'est pas encore, puisque pour celui-ci la masse est double et la force plus grande seulement dans le rapport $\sqrt{2}:1$. Le premier est d'ailleurs tout aussi propre que le second, si ce n'est plus, à dégénérer en déraillement : c'est donc celui qu'il convenait de considérer.

III. CONCLUSION.

La compensation simultanée par un mouvement unique, des mouvements distincts de la manivelle, de bielle et du piston, est impossible.

Obtenus par ce moyen, l'équilibre horizontal et l'équilibre vertical sont incompatibles : il faut opter entre eux, ou prendre un terme moyen.

La convenance de l'application d'un contre-poids n'est pas et n'a jamais été en question ; en fait, tout le monde est d'accord sur un point : l'utilité d'un contre-poids réalisant l'équilibre vertical.

Mais faut-il s'en tenir là comme en Angleterre, ou

Chacune des roues conjuguées peut se soulever indépendamment de l'autre.

Conclusion.

bien, comme on le fait généralement en Allemagne et en France, aller jusqu'à l'équilibre horizontal?

Ce dernier parti entraîne, on l'a vu, des conséquences très-graves : pour les bandages, une usure locale d'autant plus onéreuse qu'elle altère *le centrage* des roues, et qu'elle n'affecte pas également toutes les roues assujetties, par l'accouplement, à une rigoureuse égalité des diamètres; pour la voie, une surcharge dont l'influence destructive paraît incontestable; pour la machine, quand elle marche à grande vitesse, le danger immédiat d'un déraillement partiel, c'est-à-dire le danger à coup sûr assez prochain d'un déraillement total.

De semblables déraillements partiels peuvent bien, une triple expérience l'a prouvé, ne pas tirer à conséquence; mais ces faits renferment cependant un enseignement qui ne doit pas être perdu. Ils prouvent que sous l'influence des contre-poids complets, — ces prétendus gages de stabilité, de sécurité, — l'une et l'autre peuvent être gravement compromises, et cela, dans les circonstances les plus favorables d'ailleurs : machine très-stable par elle-même, montage et entretien très-soignés, voie en bon état. Quoique la possibilité d'une annulation complète de la pression de chaque roue motrice sur les rails fût facile à prévoir, on pouvait en faire bon marché tant qu'il s'agissait seulement, on pouvait le croire, du risque du patinage. Mais on voit qu'il s'agit d'un danger autrement sérieux.

Quand on songe à l'époque déjà éloignée à laquelle remontent les recherches dont la stabilité des locomotives a été l'objet en Angleterre, aux tentatives faites pour réaliser l'équilibre simultané dans les deux directions, au témoignage qu'elles portent de la netteté des idées de leurs auteurs sur la nature des perturba-

tions, enfin à l'empressement avec lequel les applications utiles sont accueillies dans ce pays, il est difficile de se défendre d'une certaine prévention en faveur du système qui y prévaut avec persistance. On voit que la répulsion des ingénieurs anglais pour les contre-poids complets s'explique et se justifie, en effet, par de puissants arguments.

Mais à la conviction très-fondée assurément des graves inconvénients attachés à l'abus des contre-poids se joint aujourd'hui, en Angleterre, la conviction beaucoup moins justifiée de l'inutilité de l'équilibre horizontal complet, fût-il obtenu par des moyens exempts de ces inconvénients.

Sans doute les conditions sont notablement modifiées depuis l'époque où on se préoccupait, en Angleterre, de la perturbation horizontale non détruite, et où M. Heaton proposait son contre-poids mixte. En renonçant aux boîtes à feu en porte-à-faux et reportant pour les machines à grande vitesse l'essieu moteur du milieu à l'arrière, en appliquant aux glissières des plaques de garde des vis de rappel, on a sans doute beaucoup amélioré la stabilité *effective* des locomotives. Mais la destruction partielle des perturbations horizontales par les contre-poids de l'équilibre vertical est-elle réellement suffisante? n'y a-t-il aucun inconvénient à laisser au défaut de liberté de la machine le soin de fournir à la stabilité le complément qui lui manque? La question de l'équilibre horizontal n'a-t-elle plus, en un mot, qu'un intérêt théorique?

Cette stabilité a un vice grave, elle *est forcée*, elle est obtenue aux dépens de la machine et, jusqu'à un certain point, de la voie elle-même. En Angleterre on accepte sans difficulté cet état de choses, parce que ses inconvénients ne se révèlent par aucun caractère bien

Utilité
d'une disposition
qui concilierait
les
deux équilibres

Inconvénients
de la
stabilité forcée.

tranché (*). Mais suffit-il, pour regarder les forces de recul non détruites comme inoffensives, qu'elles ne déterminent pas de ruptures dans les organes de la machine? Et, pour être si indifférent sur leur compte, sait-on bien au juste, en Angleterre, pour quelle part elles entrent dans les dépenses si considérables de l'entretien des machines?

D'ailleurs, si l'équilibre vertical suffit après tout sous le rapport essentiel, celui de la suppression des mouvements parasites, c'est souvent à la condition d'appeler à son secours des moyens *indirects*, un grand empatement, un parallélisme absolu des essieux extrêmes, etc. Or il est dès à présent, il sera chaque jour plus impossible de se soumettre dans tous les cas à de pareilles exigences du matériel, qui devront fléchir devant celles, plus impérieuses, du tracé, de l'économie de l'établissement. On peut objecter sans doute que dans ces circonstances particulières les pentes ou les courbes exclueront la vitesse et atténueront beaucoup par cela même l'intensité des forces perturbatrices. Cela est exact pour les cas extrêmes : mais s'il faut se garder de sacrifier l'éco-

(*) Il n'en est même pas toujours ainsi : lorsqu'en présence d'une nécessité si clairement démontrée, on s'est décidé, au chemin du Nord, à diminuer les contre-poids des machines Crampton, on s'est arrêté à la moyenne de l'équilibre vertical et de l'équilibre horizontal ; mais on n'a pas tardé à observer de fréquentes ruptures de coussinets des boîtes à graisse motrices. A moins d'admettre qu'il s'agit d'une simple coïncidence accidentelle, il est impossible de ne pas attribuer ces ruptures à l'intensité des forces de recul que fait reparaître l'imperfection de l'équilibre horizontal. D'un autre côté, cependant, comment expliquer que les mêmes ruptures ne s'observent pas sur les nombreuses machines anglaises construites sur le même type, marchant à la même vitesse, et dont le montage et l'entretien ne sont certainement pas plus parfaits que ceux des machines du Nord ?

nomie de l'établissement du chemin à l'uniformité du moteur, il faut aussi éviter l'écueil opposé, c'est-à-dire éviter de multiplier outre mesure les types spéciaux de machines, en renonçant trop facilement pour elles à la faculté de fonctionner convenablement, au besoin, aux vitesses ordinaires.

D'un autre côté, restreinte même à l'équilibre vertical, l'application des contre-poids introduit dans les machines à six roues couplées et à cylindres extérieurs un poids mort d'autant plus notable que le diamètre des roues motrices est alors très-limité. C'est là un grief d'une importance secondaire, mais cependant réelle. Tous les jours on voit se reproduire contre le principe de la traction fondé sur l'adhérence, le reproche depuis longtemps stéréotypé d'exiger nécessairement la surcharge systématique de la machine : ce principe n'est certainement pas à l'abri de sérieuses critiques ; mais celle dont il s'agit, et qui pourra être justifiée un jour, ne repose jusqu'à présent sur aucun fondement. La grandeur si variable, si impressionnable pour ainsi dire de l'adhérence, a des inconvénients graves sans doute, mais passagers, et moins graves que les inconvénients permanents d'une surcharge. Les locomotives sont lourdes, parce qu'il faut qu'elles soient lourdes pour être puissantes et solides ; et loin de les alourdir à dessein, les ingénieurs s'attachent de plus en plus à les alléger. Les énormes contre-poids qu'exigent, même pour l'équilibre vertical seulement, les machines à marchandises à cylindres extérieurs, présentent donc à ce point de vue quelques inconvénients.

On les évite en plaçant les cylindres à l'intérieur ; mais cette disposition, qui présente des avantages réels, celui entre autres de laisser le champ libre pour l'ac-

Inconvénients de la grande masse des contre-poids, même pour l'équilibre vertical dans les machines à six roues couplées et à cylindres extérieurs.

couplement, a aussi des défauts graves, tels que la difficulté d'accès du mécanisme, la difficulté du graissage, la complication et les dérangements des grosses têtes de bielles, le diamètre exagéré des tourillons de l'essieu, l'échauffement fréquent des coussinets, etc.

Aussi remarque-t-on aujourd'hui quelques indices d'une réaction en faveur des machines à roues couplées et à cylindres extérieurs : réaction qui pourrait invoquer des motifs valables (ce qui n'a pas toujours lieu pour les transformations du matériel des chemins de fer) et qui serait plus prononcée si ce type de machines pouvait échapper à la nécessité de contre-poids aussi volumineux.

La méthode anglaise doit être préférée, malgré ses imperfections.

On voit en résumé que la question de la stabilité n'est résolue pratiquement ni par le contre-poids d'équilibre vertical, ni par le contre-poids d'équilibre horizontal. Entre deux maux, il faut choisir le moindre, et à ce titre le premier expédient doit incontestablement être préféré. Le contre-poids horizontal est un remède appliqué à trop haute dose; il guérit un mal, mais en aggravant l'autre d'une manière souvent intolérable, tandis que le contre-poids vertical guérit le second et atténue le premier; les forces extérieures font le reste.

La méthode anglaise est donc celle qui remplit le moins mal les conditions essentielles du problème. Mais encore une fois, si les ingénieurs anglais ont parfaitement raison de s'en tenir, faute de mieux, à cette solution, ils ont tort de la regarder comme répondant pleinement aux exigences de la pratique.

Il convient donc d'imiter leur prudente réserve dans l'application du seul expédient connu jusqu'à présent, mais non leur indifférence à l'égard d'une question ré-

solue sous le rapport de la sécurité, mais encore presque entière au point de vue de l'économie du matériel.

P. S. M. Yvon Villarceau (*), et tout récemment M. Résal par une méthode très-simple (**), ont établi les conditions analytiques de la stabilité *propre* en vertu de la construction même des pièces du mécanisme. Ces résultats de la théorie ne présentent pas seulement un intérêt scientifique; ils méritent de fixer l'attention des ingénieurs. La suppression totale des perturbations fondée sur ce nouveau principe entraîne encore des conditions incompatibles, mais dont les plus importantes peuvent sans doute être conciliées à un degré suffisant pour la pratique. Le prolongement de la bielle soulève, il est vrai, des objections assez graves. Il semble même inadmissible pour les machines à cylindres intérieurs, mais il n'a rien d'impraticable en lui-même pour les machines à cylindres extérieurs; il est seulement à craindre que la bielle ne *fouette* sous l'influence du prolongement et porte à faux. L'expérience est facile, du reste, et mérite d'être faite.

(*) *Théorie de la stabilité des machines locomotives.* in-8, 1852.

(**) *Note sur la stabilité des machines locomotives.* (*Annales des mines*, 5^e série, t. III, p. 411.)

NOTES.

NOTE I.

Sur les variations qu'éprouve la répartition du poids suspendu sur les essieux par suite de l'admission de la vapeur dans les cylindres.

Cette influence est souvent évaluée d'une manière inexacte malgré sa simplicité.

P étant le poids suspendu, d et d' les distances des deux essieux, d'arrière (moteur) et d'avant, à la verticale du centre de gravité, le premier supporte, le régulateur étant fermé,

$$P \frac{d'}{d+d'}$$

Supposons maintenant le régulateur ouvert, et soient :

Π La pression effective (supposée, pour simplifier les formules, la même des deux côtés) de la vapeur sur le piston, et par conséquent aussi sur le fond postérieur du cylindre pendant la course directe et sur le fond antérieur pendant la course rétrograde.

b La longueur des bielles motrices, r celle des manivelles.

δ et δ' Les distances du plan vertical passant par l'axe de l'essieu antérieur, aux plans verticaux passant, l'un par les centres des fonds postérieurs, et l'autre par les centres des fonds antérieurs des cylindres, δ étant positif ou négatif suivant que le centre du fond postérieur se projette au delà de l'essieu antérieur, ou entre les deux essieux.

i L'inclinaison des cylindres à l'horizon.

α et β Les angles que font au même instant avec l'axe du cylindre la bielle et la manivelle d'un même côté.

Supposons qu'il s'agisse, par exemple, de la course directe, on trouve facilement que :

1° La force Π , appliquée au piston, donne sur l'essieu moteur :

(a) une composante verticale $\frac{\Pi}{\cos \alpha} \sin(\alpha - i)$, dont le sens dépend du signe de $\alpha - i$;

(a') une composante horizontale $\frac{\Pi}{\cos \alpha} \cos(\alpha - i)$, dirigée de gauche à droite.

2° La force $\Pi \tan \alpha$, appliquée normalement et de bas en haut sur la glissière supérieure, se décompose en :

(b) verticalement : $\Pi \tan \alpha \cos i$, de bas en haut;

(b') horizontalement : $\Pi \tan \alpha \sin i$, de droite à gauche.

3° La force Π , appliquée au fond du cylindre, donne :

(c) Verticalement : $\Pi \sin i$, de haut en bas;

(c') Horizontalement : $\Pi \cos i$, de droite à gauche.

On a donc d'abord pour la somme des composantes horizontales, en ayant égard à leurs sens respectifs,

Composantes horizontales.

$$(a') - (b') - (c') = \frac{\Pi}{\cos \alpha} \cos(\alpha - i) - \Pi \tan \alpha \sin i - \Pi \cos i,$$

c'est-à-dire 0, ce qui est évident ces forces se détruisant par l'intermédiaire du bâti.

L'admission de la vapeur dans le cylindre que nous considérons ajoute à la charge $P \frac{d'}{d+d'}$:

Poids reporté de l'essieu antérieur sur l'essieu moteur.

1° La force (a);

2° La composante de la force (b), appliquée à la glissière et décomposée entre les deux points d'appui (les deux roues d'un même côté);

3° La composante de la force (c), appliquée au fond postérieur du cylindre et décomposée également entre les deux roues.

On a ainsi : l désignant la distance variable de la tête du piston à l'essieu moteur, et f le surcroît de charge de l'essieu moteur résultant de la tension du système sous l'action de la vapeur :

$$f = \frac{\Pi}{\cos \alpha} \sin(\alpha - i) - \Pi \tan \alpha \cos i \left(1 - \frac{l}{d+d'} \right) - \Pi \sin i \left(\frac{\delta}{d+d'} \right)$$

ou, à cause de $l = \cos i (b \cos \alpha - r \cos \beta)$ et $\sin \alpha = \frac{r}{b} \sin \beta$,

$$(A) f = -\Pi \sin i \left(1 + \frac{\delta}{d+d'} \right) + \frac{\Pi r \sin \beta \cos^2 i}{d+d'} \left(1 - \frac{r \cos \beta}{\sqrt{b^2 - r^2 \sin^2 \beta}} \right)$$

Course directe.

β étant compris entre 0 et 180°.

On trouve de même, pour la course rétrograde, β étant toujours compté à partir de l'origine de la course directe, et compris dès lors entre 180 et 360° :

$$(B) f' = \Pi \sin i \left(1 + \frac{\delta'}{d+d'} \right) - \frac{\Pi r \sin \beta \cos^2 i}{d+d'} \left(1 - \frac{r \cos \beta}{\sqrt{b^2 - r^2 \sin^2 \beta}} \right)$$

Course rétrograde.

valeur qui se déduirait immédiatement de la précédente en remplaçant Π par $-\Pi$ et δ par δ' .

Autre côté
de la machine.

On aura évidemment les valeurs *simultanées* relatives à la course directe et à la course rétrograde de l'autre piston, en remplaçant dans (A) et (B), β par $\beta + 90^\circ$.

Expression com-
plète du dépla-
cement de poids
par la vapeur.

Il est facile maintenant d'avoir l'expression du surcroît total F de charge de l'essieu moteur correspondant à une position quelconque des manivelles.

1^{er} quart
de révolution.

1^o Entre $\beta = 0$ et $\beta = 90^\circ$ (pour le piston de droite, par exemple), le piston de gauche parcourt la deuxième moitié de sa course *directe*. Remplaçant donc dans (A), β par $\beta + 90^\circ$, et ajoutant à (A) l'expression ainsi obtenue, on a pour le premier quart de révolution :

$$F_1 = -2\Pi \sin i \left(1 + \frac{\delta}{d+d'} \right) + \frac{\Pi r \cos^2 i}{d+d'} (\sin \beta + \cos \beta) + \frac{r \sin \beta \cos \beta}{\sqrt{b^2 - r^2 \cos^2 \beta}} - \frac{r \sin \beta \cos \beta}{\sqrt{b^2 - r^2 \sin^2 \beta}},$$

β étant compris entre 0 et 90° .

2^o quart.

2^o De $\beta = 90^\circ$ à $\beta = 180^\circ$, la course est directe pour le piston de droite et rétrograde pour celui de gauche; il faut donc ajouter (A) à (B) après avoir remplacé dans la seconde expression β par $\beta + 90^\circ$.

On a ainsi pour le second quart de révolution :

$$F_2 = \Pi \sin i \cdot \frac{\delta' - \delta}{d+d'} + \frac{\Pi r \cos^2 i}{d+d'} (\sin \beta - \cos \beta) - \frac{r \sin \beta \cos \beta}{\sqrt{b^2 - r^2 \cos^2 \beta}} - \frac{r \sin \beta \cos \beta}{\sqrt{b^2 - r^2 \sin^2 \beta}},$$

β étant compris entre 90 et 180° .

On trouve de même :

3^o quart.

Pour le troisième quart, en ajoutant à (B) cette même expression dans laquelle on aura remplacé β par $\beta + 90^\circ$,

$$F_3 = 2\Pi \sin i \left(1 + \frac{\delta}{d+d'} \right) - \frac{\Pi r \cos^2 i}{d+d'} (\sin \beta + \cos \beta) + \frac{r \sin \beta \cos \beta}{\sqrt{b^2 - r^2 \cos^2 \beta}} - \frac{r \sin \beta \cos \beta}{\sqrt{b^2 - r^2 \sin^2 \beta}},$$

β étant compris entre 180 et 270° .

4^o quart.

1^o Et pour le quatrième quart, en ajoutant (B) à (A) après avoir remplacé dans cette expression β par $\beta + 90^\circ$:

$$F_4 = -\Pi \sin i \frac{\delta' - \delta}{d+d'} + \frac{r \cos^2 i}{d+d'} (\cos \beta - \sin \beta) + \frac{r \sin \beta \cos \beta}{\sqrt{b^2 - r^2 \cos^2 \beta}} + \frac{r \sin \beta \cos \beta}{\sqrt{b^2 - r^2 \sin^2 \beta}},$$

β étant compris entre 270 et 360° .

Si les cylindres sont horizontaux et si on néglige $r^2 \sin \beta$ et $r^2 \cos^2 \beta$ devant b^2 , on a :

$$F_1 = \frac{\Pi r}{d+d'} (\sin \beta + \cos \beta), F_2 = \frac{\Pi r}{d+d'} (\sin \beta - \cos \beta - \frac{2r}{b} \sin \beta \cos \beta),$$

$$F_3 = -\frac{\Pi r}{d+d'} (\sin \beta + \cos \beta), F_4 = -\frac{\Pi r}{d+d'} (\sin \beta - \cos \beta - \frac{2r}{b} \sin \beta \cos \beta),$$

valeurs dont les maximums correspondent respectivement à $B = 45^\circ, 135^\circ, 225^\circ, 315^\circ$, et sont :

$$\frac{\Pi r}{d+d'} \sqrt{2} \text{ pour } F_1 \text{ et } F_3, \quad \frac{\Pi r}{d+d'} \left(\sqrt{2} + \frac{r}{b} \right) \text{ pour } F_2 \text{ et } F_4.$$

Les plus petites valeurs correspondent aux limites de chaque quadrant, et ont pour expression commune $\frac{\Pi r}{d+d'}$.

La charge minimum de l'essieu moteur est donc $\frac{Pd' + \Pi r}{d+d'}$: la charge maximum $\frac{1}{d+d'} \left[Pd' + \Pi r \left(\sqrt{2} + \frac{r}{b} \right) \right]$, et, par suite, la variation maximum $\frac{\Pi r}{d+d'} \left(0,41 + \frac{r}{b} \right)$.

Dans les machines à six roues, la décomposition entre les trois essieux des forces appliquées aux glissières et aux fonds des cylindres est indéterminée, de même que pour le poids P, et on ne peut plus assigner que les limites supérieure et inférieure de la charge sur chaque essieu. La détermination de ces limites est trop facile, après les développements qui précèdent, pour qu'il soit nécessaire de s'y arrêter.

Machines
à six roues.

NOTE II.

Du soulèvement des roues motrices sous l'influence du contre-poids.

Soient : gR le poids de la paire de roues; p la masse $P + B \left(1 - \frac{\lambda^2}{b^2}\right)$, dont l'inertie sollicite verticalement chacune des roues; β l'angle du rayon moyen du contre-poids avec l'horizontale; ω la vitesse angulaire constante.

roues supposées non chargées. Supposons d'abord les roues non chargées, et cherchons la loi de leurs mouvements verticaux, la condition $pr\omega^2 > gR$ étant supposée satisfaite.

Il y a dès lors un angle $\beta_1 < 90^\circ$, tel que $pr\omega^2 \sin \beta_1 = gR$. La roue commencera à s'élever dès que β dépassera β_1 ; la force accélératrice croîtra jusqu'à ce que $\beta = 90^\circ$; elle décroîtra ensuite, mais restera positive jusqu'à ce que $\beta = 180 - \beta_1$. Alors la vitesse commencera à décroître; elle deviendra nulle pour une valeur β_2 facile à déterminer. La roue commencera alors à descendre d'un mouvement rapidement accéléré, viendra exercer un choc sur le rail et restera sans vitesse verticale jusqu'à ce que β égale de nouveau β_1 .

On a :

$$(a) \quad \frac{pr\omega^2}{R} \sin \beta - g = \omega \frac{dv}{d\beta};$$

d'où

$$(b) \quad v = \frac{1}{\omega} \int_{\beta_1}^{\beta} \left(\frac{pr}{R} \omega^2 \sin \beta - g \right) d\beta = \frac{pr\omega}{R} (\cos \beta_1 - \cos \beta) - \frac{g}{\omega} (\beta - \beta_1),$$

expression maximum pour $\sin \beta = + \frac{gR}{pr\omega^2}$, et $\cos \beta$ négatif, c'est-à-dire pour $\beta = \pi - \beta_1$, ce qui est évident *a priori*.

$$\text{Ce maximum est : } V = \frac{2pr\omega}{R} \cos \beta_1 - \frac{g}{\omega} (\pi - 2\beta_1).$$

L'espace parcouru est :

$$(c) \quad e = \frac{pr}{R} [\sin \beta_1 - \sin \beta + (\beta - \beta_1) \cos \beta_1] - \frac{g}{2\omega^2} (\beta - \beta_1)^2.$$

Et faisant $\beta = \pi - \beta_1$, on a pour le soulèvement à l'instant où cesse l'accélération :

$$e_1 = (\pi - 2\beta_1) \left[\frac{pr}{R} \cos \beta_1 - \frac{g}{2\omega^2} (\pi - 2\beta_1) \right].$$

La roue continue à s'élever jusqu'à ce que β égale la valeur β_2 , qui satisfait à $v = 0$, équation qui ne peut être résolue que

numériquement. Cette valeur, reportée dans (c), donnera l'amplitude totale E du soulèvement.

A partir de $\beta = \beta_2$, v est négatif, e décroît, et la valeur β_3 déduite de $e = 0$ fixerait la position du point de la jante par lequel la roue viendrait rencontrer le rail, point qui serait toujours le même pour une vitesse uniforme *et qui serait par suite indiqué par un maximum d'usure, plus ou moins éloigné du contre-poids.*

En faisant dans (b), $\beta = \beta_3$ on aurait la composante verticale de la vitesse avec laquelle la roue viendrait choquer le rail.

Soit maintenant Q la charge normale de la roue.

Si la condition $pr\omega^2 > R + Q$ était satisfaite *et si le système était rigide*, il suffirait de remplacer, dans ce qui précède, R par $R + Q$ (en négligeant la solidarité du poids Q avec celui que porte les autres essieux).

Mais il n'en est plus ainsi quand on tient compte de la présence du ressort. La condition théorique du soulèvement initial de la roue est la même, mais les circonstances de ce mouvement changent. Quand le système est supposé rigide, la roue ne peut s'élever elle-même sans élever la charge Q de la même quantité; tandis que quand le système est flexible l'élévation de la charge pendant le temps très-court du mouvement ascendant de la roue peut être beaucoup moindre, et même presque nulle. (Le débandement ultérieur du ressort affecterait également fort peu la charge, puisqu'il s'opérerait surtout, à cause de la rapidité de la rotation, pendant la chute de la roue, c'est-à-dire par le milieu du ressort et non par ses extrémités.)

L'amplitude du soulèvement croîtrait évidemment toutes choses égales d'ailleurs, avec la flexibilité du ressort. f étant sa flexion statique sous la charge Q , β et φ les valeurs simultanées de l'inclinaison du contre-poids, et du surcroît de flexion dû au soulèvement de la roue et à l'inertie de la chaudière, la réaction du ressort au même instant serait $Q \frac{f + \varphi}{f}$ et l'équation (a) deviendrait :

$$\frac{pr}{R} \omega^2 \sin \beta - g - \frac{Q}{R} \frac{f + \varphi}{f} = \omega \frac{dv}{d\beta}$$

$$\text{avec la condition : } \varphi = \frac{1}{\omega} \int_{\beta_1}^{\beta} v d\beta.$$

Mais en pratique la condition $pr\omega^2 > R + Q$ n'est jamais ou

Roues avec leur charge normale.

a : le système étant supposé rigide.

b : le système étant flexible.

presque jamais satisfaite, de sorte que le soulèvement serait impossible sans l'influence des mouvements qu'impriment à la masse suspendue les inégalités de la voie. Ces mouvements qui d'ailleurs ne suivent aucune loi, peuvent avoir pour effet de réduire accidentellement la charge réelle à une valeur $Q' < Q$, telle que la condition du soulèvement soit remplie.

Je n'insiste pas davantage sur ces aperçus, peut-être très-souvent en dehors de la réalité. Toutefois des phénomènes aussi tranchés que les déraillements cités ne semblent-ils pas révéler l'existence d'effets ignorés de même nature, mais d'une intensité beaucoup moindre, en quelque sorte habituels, et dont ces accidents remarquables seraient la manifestation portée à ses dernières limites?

DE LA MÉTHODE NOUVELLE

EMPLOYÉE DANS LES FORÊTS DE LA CARINTHIE

POUR LA FABRICATION DU FER,

ET DES PRINCIPES AUXQUELS DOIVENT RECOURIR LES PROPRIÉTAIRES DE FORÊTS ET D'USINES À BOIS POUR SOUTENIR LA LUTTE ENGAGÉE EN EUROPE ENTRE LE BOIS ET LE CHARBON DE TERRE (*).

Par M. LE PLAY,

ingénieur en chef des mines, professeur à l'École des mines.

INTRODUCTION.

APERÇU DES QUESTIONS TRAITÉES DANS CE MÉMOIRE (**).

L'une des circonstances qui occuperont désormais la place la plus considérable dans l'économie des sociétés européennes, est la lutte engagée depuis le commence-

1. Lutte des deux combustibles; essor rapide des mines de charbon de terre et des usines qui en dépendent.

(*) Les principaux éléments de ce mémoire m'ont été fournis par l'étude des usines de la Styrie et de la Carinthie, dans le cours d'un voyage exécuté pendant les mois de septembre et d'octobre de l'année 1852. Les faits que je décris résultent surtout des observations que j'ai recueillies dans la forge de Lippitzbach, propriété de M. le comte Egger. C'est donc pour moi un devoir de témoigner combien je suis redevable à M. J. Scheliessnigg, inspecteur de l'administration et à M. W. Baidon, directeur de cette forge, pour l'accueil libéral que j'ai trouvé auprès d'eux. Je dois en partie le succès de mon voyage à l'appui que m'ont prêté MM. J.-K. Hocheder, secrétaire du ministère de l'agriculture et des mines à Vienne; J. Hampe, directeur des forges de Lanau; Tunner, directeur, et Sprung, professeur à l'Institut impérial de Léoben. J'ai trouvé un utile concours dans mes anciens élèves, M. Landsberg, ingénieur civil, et M. Norroy, pour les travaux entrepris à l'occasion de ce mémoire et pour les expériences relatives à la fabrication du ligneux. J'ajoute que pour me préparer à l'étude de la nouvelle méthode de Carinthie, j'ai profité des indications présentées dans diverses publications de MM. Scheliessnigg et Tunner sur le même sujet et dans un journal de voyage rédigé en 1851 par M. Duchanoy, élève ingénieur des mines.

(**) Les divers sujets traités dans ce mémoire sont signalés par des notes marginales, accompagnées de numéros d'ordre; ces mêmes numéros placés çà et là dans le texte entre parenthèses, invitent le lecteur à se reporter aux passages correspondants.

ment du XIX^e siècle, et surtout depuis l'établissement de la paix générale, entre le bois et le charbon de terre.

Les combustibles minéraux exploités depuis une époque fort ancienne en Angleterre, en France et en Belgique, n'y étaient encore employés au moyen âge que par les populations voisines des bassins carbonifères. Les premiers documents qui constatent l'emploi régulier des charbons de terre extraits des mines du Forez, c'est-à-dire du principal gîte de combustible connu jusqu'à ce jour sur le territoire français, ne remontent pas au delà du XIV^e siècle : les renseignements qui témoignent d'une exploitation régulière sur les deux principaux bassins carbonifères de la Belgique et de l'Angleterre, ne remontent guère eux-mêmes au delà du XII^e siècle. A partir des centres de production d'abord établis dans le Northumberland, dans le pays de Liège et dans le Forez, l'usage du combustible minéral se répandit de proche en proche dans les foyers domestiques des populations pauvres, et surtout dans les forges de serruriers et de maréchaux, auxquelles ce combustible convient mieux que le charbon de bois. Mais le charbon de terre n'acquies en industrie une importance considérable que vers la fin du dernier siècle, lorsque les machines à vapeur commencèrent à se propager, et surtout à la suite des découvertes mémorables qui permirent d'employer ce combustible à la fabrication du fer, en remplacement du bois réputé jusqu'alors indispensable à la production de ce métal. La substitution du charbon de terre au bois s'est opérée plus facilement que pour la fabrication du fer dans d'autres branches de la métallurgie ; et dès le milieu du siècle dernier, les usines à cuivre du sud-ouest de la Grande-Bretagne en faisaient un usage à peu près exclusif. Aujourd'hui des contrées entières ont complètement renoncé au bois,

soit dans l'industrie, soit dans l'économie domestique : les innovations qui, dans ces derniers temps, y ont le plus contribué au progrès de la civilisation, l'accroissement de la production du fer, les chemins de fer, la navigation à vapeur, reposent essentiellement sur l'emploi du charbon de terre. Dans cet état de choses, la concurrence établie entre les deux combustibles refoule incessamment le bois et provoque la destruction graduelle des forêts. On peut déjà remarquer dans l'occident de l'Europe le caractère exceptionnel des régions qui n'admettent pas dans leur consommation, une proportion considérable de charbon de terre.

L'incessante impulsion donnée à l'emploi du charbon de terre se fait sentir dans les arts métallurgiques, encore plus que dans les autres branches de l'activité humaine ; elle se manifeste surtout dans les usines à fer, où la chaleur est, par excellence, l'agent de production. La prépondérance que prend le charbon de terre dans la métallurgie doit être attribuée à trois causes principales.

Le charbon de terre est, en général, obtenu à un prix moins élevé que le bois dans la plupart des usines. Cette circonstance elle-même est due en partie à ce que l'extraction du combustible minéral est ordinairement concentrée dans un espace peu étendu, et à ce qu'en conséquence on a pu relier par des voies de communication économiques, chemins de fer ou canaux, les lieux de production et de consommation.

La concentration des sources de production du charbon de terre a déterminé la création de nouveaux types d'usines, où se produisent de grandes quantités de fer, et où l'on a pu faire concourir de puissantes machines à la production économique de ce métal. Cette

circonstance, en particulier, a provoqué la découverte et la propagation du laminoir à cannelures, qui a donné à la fabrication du fer brut la même impulsion que la mule-Jenny au filage des matières textiles.

Enfin, la composition chimique du charbon de terre se prêtant à la production de flammes portées à des températures fort élevées, on a pu appliquer avec succès à la production du fer, des fours à réverbère où ce métal est réchauffé rapidement en grandes masses, et qui se prêtent par conséquent à l'intervention du laminoir; tandis que ce moyen mécanique est peu compatible avec les anciennes méthodes, où le fer est produit ou réchauffé avec lenteur dans de petits foyers, au contact du charbon de bois.

Ces mêmes éléments de prospérité sont refusés dans beaucoup de districts métallurgiques aux usines au bois.

Le prix de revient du bois est ordinairement plus élevé que celui du charbon de terre. La production du bois est d'ailleurs disséminée sur de grandes surfaces qui ne peuvent guère être mises en communication avec les usines, au moyen de canaux ou de chemins de fer.

On ne peut, par le même motif, accumuler dans une même usine une grande force productive, et dès lors, il n'y a pas lieu d'y faire intervenir utilement les laminoirs et les autres machines dont l'emploi n'est économique que lorsqu'on opère sur des masses considérables.

Enfin, et c'était là peut-être la principale cause d'infériorité des forêts devant les mines de houille, la composition chimique des bois et surtout l'irrégularité de leur teneur en eau hygrométrique ne permettaient guère jusqu'à ce jour au métallurgiste de produire, dans des fours à flamme, les hautes températures indispensables à la fabrication du fer.

Cette situation désavantageuse se fait vivement sentir dans plusieurs régions de l'occident. En France particulièrement, elle se trouve encore aggravée par l'organisation vicieuse imprimée depuis le dernier siècle au système forestier. La propriété des forêts n'étant plus liée en général à celle des usines, souffre à la fois de la concurrence des mines de charbon de terre et des luttes intestines provoquées par la fixation du prix du bois, au milieu des variations incessantes qui se manifestent dans le prix des fers.

Il s'en faut de beaucoup cependant que la supériorité des mines de charbon de terre et des usines à fer qu'elles alimentent puisse être établie comme principe général, et qu'elle doive entraîner la décadence de tous les groupes métallurgiques, dont l'activité se fonde sur l'emploi du combustible végétal. Les usines à fer au bois ne sont menacées en Europe d'une destruction immédiate que dans quelques régions du centre, de l'occident et surtout du littoral maritime. Plusieurs groupes métallurgiques placés dans ces conditions peuvent même se maintenir avec succès, s'ils s'empressent de s'approprier, autant que le comporte la nature du combustible, les méthodes de travail expéditives et économiques qui assurent la prospérité des usines au charbon de terre. Dans l'Orient et dans le Nord, les principaux groupes d'usines au bois n'ont nullement été entravées dans leur essor par la concurrence des usines au charbon de terre. Plusieurs de ces groupes exportent même des quantités sans cesse croissantes de métaux sur les marchés neutres, où se rendent concurremment les fers fabriqués au moyen du combustible minéral.

La prospérité des usines à fer au bois du Nord et de

2. Conditions de prospérité des usines au bois; moyen d'en prévenir la décadence et de maintenir les cultures forestières qui les alimentent.

l'Orient repose en grande partie sur des conditions naturelles spéciales à ces contrées.

Elle est due, en premier lieu, au bas prix du bois ; et cet avantage résulte lui-même de la rareté de la population. Celle-ci ne réclame pour l'agriculture et les pâturages qu'une faible partie du sol ; en sorte que l'on peut se dispenser, dans de telles conditions, d'attribuer, en calculant le prix de revient du bois, une valeur appréciable au sol forestier.

La prospérité des usines du Nord doit être attribuée, en second lieu, au climat qui pendant six mois chaque année crée spontanément avec les eaux atmosphériques maintenues à l'état solide, d'excellentes voies de transport. La glace en se formant sur les rivières et les lacs, la neige en nivelant les anfractuosités du sol, couvrent le pays tout entier de voies de communication, dont la nature seule fait les frais, et sur lesquelles la traction opérée par trainage occasionne des frais moindres que ceux dont sont grevées dans le reste de l'Europe les usines pourvues des voies de transport les plus multipliées et les plus parfaites. D'ailleurs, presque toutes les usines du Nord peuvent transporter le bois, au moment de la fonte des neiges, par voie de flottage, c'est-à-dire par un moyen incomparablement plus économique que ceux qui peuvent être appliqués au transport des combustibles minéraux.

A ces éléments de succès se joindront dorénavant ceux qui résultent d'une découverte récente et dont la description fait l'objet spécial de cet ouvrage. Ce nouveau progrès de la métallurgie intéresse surtout plusieurs groupes d'usines du centre et de l'occident qui y trouveront de nouvelles ressources pour se maintenir nonobstant la rente élevée attribuée au sol forestier, pour soutenir la concurrence des usines au char-

bon de terre établies dans leur voisinage immédiat.

Dans plusieurs régions forestières du centre et de l'occident, et particulièrement dans les hautes montagnes, le sol est impropre à l'agriculture ; il y a donc intérêt à y conserver la culture du bois partout où la rente attribuée au sol dans le prix de revient de ce combustible l'emporte sur le maigre produit qu'on obtiendrait en livrant au pâturage les surfaces dénudées. Souvent même la loi prescrit, dans un intérêt public, la conservation des cultures forestières sur ces montagnes, alors même que le propriétaire ne peut trouver, dans le prix du combustible, l'équivalent d'une rente notable pour le sol forestier. Les usines placées dans ces conditions obtiennent, comme celles du nord, le bois à bas prix ; elles soutiennent parfaitement la concurrence des usines au charbon de terre, dans le cas surtout où elles peuvent aussi employer, comme véhicules, la glace, la neige ou l'eau liquide.

Les forges d'Allemagne, de France, d'Espagne et d'Italie sont pour la plupart privées de ces avantages : elles sont d'ailleurs établies à proximité de la Grande-Bretagne et de la Belgique, où de puissantes usines au charbon de terre, stimulées par la concurrence intérieure, livrent souvent leurs fers au taux minimum que comporte l'état actuel de l'art, c'est-à-dire au prix de 100 à 150 francs par tonne. Plusieurs de ces forges ont déjà succombé, et les autres ne se maintiennent qu'à la faveur du prix plus élevé que les consommateurs accordent encore pour la plupart aux fers produits au moyen du bois, ou à l'abri des droits de douane qui repoussent les fers de Grande-Bretagne, de Belgique et du Nord, ou qui du moins en élèvent le prix sur le marché national.

Le prix élevé que les forges au bois obtiennent pour

leurs produits repose sur une supériorité réelle, et qui sera vraisemblablement pendant longtemps encore une donnée essentielle de la lutte engagée entre les deux catégories d'usines. Beaucoup de forges du Nord joignent cet avantage à ceux qu'on a énumérés ci-dessus : pour quelques-unes de ces forges, cet avantage est tel, qu'elles continueraient à exporter leurs produits dans les pays étrangers, lors même qu'elles payeraient le combustible à un prix décuple du prix actuel. Ainsi les premières forges suédoises du groupe de Danemora vendent leurs fers à acier de 800 à 600 francs, en Angleterre, sur les mêmes marchés, où le prix des fers au charbon de terre se tient entre 100 et 150 francs. En France, ces mêmes fers à acier valent 1.000 à 1.100 francs, dans des localités où les fers au charbon de terre se sont vendus 200 francs. En Angleterre et en Belgique, d'anciennes forges au bois continuent à produire des fers indispensables pour certains usages, et les écoulent facilement au prix de 450 francs. Il y a tel district de Grande-Bretagne où les forges au charbon de bois consentent à payer ce combustible 120 francs la tonne, c'est-à-dire à un taux plus élevé que le prix courant du fer au charbon de terre. Beaucoup d'exploitations forestières de la Styrie, de la Carinthie, de la Thuringe, de la Westphalie, de la Champagne, de la Franche-Comté, du Berri, du Périgord, des Pyrénées, des pays Basques, de la Toscane, du Milanais, de l'État Vénitien, de la Savoie, etc., de même que les forges au charbon de bois qui en dépendent, doivent le maintien de leur prospérité à la haute qualité des fers qu'elles livrent au commerce. Tant que la métallurgie sera impuissante à produire à volonté de bons fers avec de mauvais minerais, l'existence d'un gîte de minerais de premier rang restera l'encouragement le plus efficace qui puisse être donné

aux forêts et aux usines; car elle assurera au sol forestier, dans la région contiguë, une rente supérieure à celle qui est attribuée aux meilleurs terrains agricoles.

Cette circonstance, qu'il importait de signaler ici, n'a toutefois une influence très-prépondérante que pour quelques régions métallifères : il s'en faut de beaucoup qu'elle suffise pour assurer l'avenir de la plupart des forges au bois de l'occident. Il est même à remarquer que l'avantage dont jouissent sous ce rapport les forges au bois tend chaque jour à s'affaiblir. En effet, les plus grands obstacles qu'eurent à vaincre les forges au charbon de terre créées vers la fin du siècle dernier furent suscités par la répugnance que montraient les consommateurs à adopter les nouveaux produits : les fers au charbon de terre furent d'abord jugés impropres à la plupart des usages auxquels on appliquait précédemment les fers au charbon de bois. Mais, peu à peu, l'attrait du bon marché excita les ouvriers qui mettent ce métal en œuvre à modifier leurs habitudes et à adapter leurs procédés de travail aux propriétés et aux défauts de ces nouveaux produits. En même temps, les maîtres de forges n'ont cessé d'atténuer ces défauts, et même de développer certaines qualités qui manquent dans les fers au charbon de bois : dans cette voie, les succès ont été si marqués que plusieurs forges au charbon de terre produisent aujourd'hui des sortes de fers qui ne le cèdent point, pour l'ensemble de leurs qualités utiles, aux produits correspondants fabriqués au moyen du charbon de bois. Il reste beaucoup à faire dans cette direction, et l'on peut admettre comme conséquence des faits observés dans les soixante dernières années, que la différence qui subsiste encore, eu égard à la qualité des produits, entre les deux catégories d'usines

ira en s'atténuant, dans la plupart des cas, au profit des forges au charbon de terre.

Dans un avenir, qui peut être fort rapproché, les forges au bois des quatre subdivisions géographiques situées à l'ouest du continent européen, ne devront donc, pour la plupart, compter que sur les tarifs de douane pour se maintenir devant la concurrence des forges au charbon de terre de Belgique et d'Angleterre. D'un autre côté, l'essor rapide que prennent, dans plusieurs localités de ces mêmes régions, les usines au charbon de terre, a déjà suscité une concurrence intérieure que les usines au bois soutiennent péniblement. En France particulièrement, cette concurrence est devenue si active, que le prix des fers n'y est plus réglé par le tarif imposé à l'admission des fers étrangers : la protection donnée par le tarif sera donc chaque jour de plus en plus compromise par la concurrence intérieure.

En résumé, l'essor irrésistible des forges au charbon de terre menace d'une décadence prochaine la plupart des forges au charbon de bois du centre et de l'occident, et par suite les exploitations forestières qui les alimentent. Pour conjurer cette décadence, ces forges ne peuvent se confier seulement ni à la préférence qui est encore accordée à leurs produits par certaines classes de consommateurs, ni à la protection qu'elles ont pu trouver précédemment dans les tarifs qui repoussent du marché national les fers étrangers. Elles doivent chercher des moyens de conservation dans une meilleure organisation économique, et surtout dans la modification des méthodes de fabrication qu'elles ont suivies jusqu'à ce jour.

Le but spécial de ce mémoire est d'exposer les faits et les principes qui peuvent guider les maîtres de forges et

3. Résumé sur les caractères de la lutte engagée en Europe, entre les deux catégories d'usines; plan et division de l'ouvrage.

les propriétaires de forêts dans ces tentatives de réforme.

Le point de départ des considérations qu'il y a lieu de présenter à ce sujet se trouve dans la comparaison des prix de revient des deux combustibles transportés à une certaine distance des lieux de production, et des fers fabriqués, au moyen de ces mêmes combustibles, par les méthodes les plus perfectionnées que comportent les progrès les plus récents de la métallurgie.

J'établirai successivement dans trois chapitres cette comparaison des deux combustibles et des deux groupes d'industries qu'ils alimentent.

Dans le premier chapitre, je calculerai le prix de revient du bois et du charbon de terre pour deux centres de population et d'industrie situés à égale distance des sources de production. Je déduirai les données techniques et économiques concourant à établir cette comparaison, de résultats observés dans les conditions les plus favorables que présentent en Europe soit les massifs boisés, soit les mines de houille. On peut constater en effet que les forêts et les mines situées dans de telles conditions sont celles qui fixent le prix de vente des combustibles sur les principaux marchés.

Dans le deuxième chapitre, je décrirai d'abord avec détail une méthode nouvelle pratiquée en Carinthie, et qui me paraît, entre toutes les méthodes adoptées jusqu'à ce jour, produire le fer au bois avec la moindre dépense de main-d'œuvre et de combustible. J'indiquerai le principe des perfectionnements qu'il semble possible d'apporter à cette méthode, et je comparerai enfin le prix de revient des fers au bois ainsi obtenus avec le prix de revient normal des grandes usines au charbon de terre de l'Occident.

Enfin, dans un troisième chapitre, formant la conclusion de cet ouvrage, je déduirai des faits exposés dans

les chapitres précédents, diverses conclusions touchant l'avenir réservé aux grands massifs boisés de l'Occident. Je prouverai que les usines au bois, placées dans des conditions convenables, peuvent lutter avec succès contre les usines au charbon de terre, en attribuant au propriétaire de forêts, indépendamment du remboursement des frais de production du bois, une rente assez élevée. Je prouverai aussi que cette rente peut devenir fort considérable, même dans le cas d'une libre concurrence avec les principales usines au charbon de terre, lorsque le sol est éminemment propre à la production de la matière ligneuse, et surtout lorsque des minerais de qualité supérieure se trouvent à proximité des forêts. Je ferai comprendre en même temps que cet avenir ne peut être assuré aux principaux massifs boisés de l'Occident que par la suppression de l'antagonisme qui s'est établi dans ces derniers temps entre les propriétaires de forêts et les maîtres de forge. Ces deux classes ayant le même intérêt dans la lutte désormais établie entre le bois et le charbon de terre, n'atteindront à la stabilité, qui est aujourd'hui leur principal besoin, qu'en revenant, sous ce rapport, aux principes qui n'ont cessé d'être en vigueur dans les contrées du Nord et de l'Orient, où la métallurgie, fondée sur l'emploi du bois, jouit, depuis plusieurs siècles, d'une prospérité non interrompue. On s'accorde généralement à reconnaître que l'impulsion donnée à la production du charbon de terre implique la modification des lois spéciales, qui, dans la majeure partie de l'Europe, régissent la propriété forestière : les faits exposés dans cet ouvrage viennent souvent à l'appui de cette opinion. Je terminerai donc cet exposé en énonçant quelques-uns des principes qui semblent devoir être le point de départ d'une nouvelle législation.

CHAPITRE PREMIER.

COMPARAISON DES FRAIS DE PRODUCTION DU BOIS ET DU CHARBON DE TERRE ET DES DÉRIVÉS DE CES COMBUSTIBLES EMPLOYÉS DANS LES USINES MÉTALLURGIQUES.

Pour établir les frais de production des deux combustibles dans des conditions favorables, j'admets que la forêt à laquelle se rapportent les données consignées ci-après, présente un sol approprié à la croissance des essences forestières qu'on y cultive; que ces essences sont judicieusement appropriées à la nature du climat, que le mode de culture est choisi de manière à concilier autant que possible les convenances de la reproduction avec l'économie dans la culture, et qu'en résumé chaque hectare de terrain produit annuellement 3.000 kilog. de ligneux (*).

Dans le même ordre d'idées, j'admets en outre que

(*) Le bois, dans l'état où il est récolté ou employé par l'industrie, contient une proportion d'eau hygrométrique variant, pour 1,00 de matière ligneuse contenue, de 0,15 à 0,85 : les évaluations faites en poids offrent donc de l'incertitude quand on n'y joint pas l'indication du titre pour lequel ce combustible est évalué. Si pour écarter cette difficulté, on évalue, comme le font les métallurgistes praticiens, le bois au volume cordé ou massif, on n'obtient des nombres comparables que pour un même district forestier, puisque, pour un volume donné, la quantité de matière ligneuse peut varier avec l'essence d'une contrée à l'autre, dans la proportion du simple au double. L'expérience m'a démontré depuis longtemps que l'évaluation exacte des bois ne pouvait être basée que sur le poids de la matière ligneuse contenue. Toutes les données numériques de ce mémoire sont présentées dans ce système, et s'appliquent exclusivement à la matière combustible du bois désignée sous le nom de *ligneux*. La propagation de la nouvelle méthode métallurgique décrite dans cet ouvrage donnera d'ailleurs un nouveau degré d'opportunité à cette innovation, puisque le travail du fer y est fondé essentiellement sur la préparation préalable du ligneux.

4. Frais de production et de transport du bois, dans la plupart des districts forestiers de l'Europe.

la forêt, bien que située sur un sol accidenté, dispose cependant de moyens de transport économiques; que le bois est conduit dans la forêt même, d'abord à 1 kilomètre, au moyen du charretage, puis à 2 kilomètres, sur des glissoirs, selon le système adopté dans les hautes montagnes de l'Europe centrale; que le même combustible est ensuite expédié par flottage à une distance de 95 kilomètres, et qu'enfin il est amené au lieu de consommation par un nouveau charretage, à 2 kilomètres.

Les frais relatifs au prix de revient du bois rendu chez le consommateur, peuvent être groupés sous trois titres, savoir :

Les frais spéciaux, comprenant la culture et la surveillance, la récolte, les travaux accessoires et l'entretien des outils;

Les frais généraux, comprenant l'intérêt du fonds de roulement nécessaire à la récolte, la direction supérieure, l'impôt, et divers autres frais non compris dans cette énumération;

Les frais de transport depuis le lieu de production jusqu'au lieu de consommation.

1. Frais spéciaux.

Les travaux de culture et de surveillance sont exécutés par un garde qui reçoit, outre des honoraires annuels de 540 francs, diverses allocations en nature et surtout le droit de pâturage et de récolte d'herbes dans la forêt. Cet agent récolte les graines, prépare et soigne les pépinières, et en général pourvoit à tous les travaux de sa compétence pour chaque subdivision de 600 hectares. Il en résulte pour chaque tonne de ligneux fr. une dépense de 0,300

Divers ouvriers, et surtout des jeunes filles et des enfants, viennent en aide au garde en certaines saisons, pour les travaux de semis et le repiquage du jeune plant, dans les coupes où la régénération ne se produirait que

A reporter. 0,300

	fr.
<i>Report.</i>	0,300
d'une manière incomplète par le réensemencement naturel ou par des rejets de souche. Ils fournissent par subdivision de 600 hectares 180 journées par an au prix moyen de.	0,100
Les travaux de récolte sont exécutés par des ouvriers spéciaux dits bûcherons, qui abattent et débitent à la scie, en longues bûches de 2 ^m ,30, 3 tonnes de ligneux par journée payée moyennement 1 ^f ,80. La dépense par tonne (non compris diverses allocations de produits forestiers faites en nature) monte à.	0,600
Les travaux accessoires comprenant les réparations de chemins, l'entretien des fossés, des bornes et des clôtures, exigent chaque année pour 600 hectares environ 90 journées de travail à 1 ^f ,50 et coûtent par tonne.	0,075
L'entretien et le renouvellement des outils forestiers donne lieu à une dépense de.	0,025
Total des frais spéciaux.	1,100

2. Frais généraux.

Le fonds de roulement que doit avancer le propriétaire pour la rétribution des ouvriers jusqu'au moment où il commence à toucher les sommes provenant de la vente, monte pour une exploitation de 10.000 hectares à 60.000 francs environ dont l'intérêt à 5 p. 100 donne lieu par tonne à une dépense fr. de. 0,100

L'entretien du matériel, c'est-à-dire des maisons de gardes, des routes, des glissoirs et des clôtures autres que celles qui sont détériorées par les coupes annuelles, absorbent une somme dont les 4/5 consistent en frais de main-d'œuvre et qui, répartie sur chaque tonne, monte à. 0,100

La direction donnée par des agents et des employés d'un ordre supérieur coûte. 0,400

L'impôt territorial prélevé sous toutes les formes au profit de l'État, de la province et des communes est évalué à 3^f,00 par hectare, et équivaut par tonne à. 1,000

Les assurances, les incendies, les ravages produits par les désordres atmosphériques ou par les animaux nuisibles, enfin les frais divers non compris sous les titres précédents entraînent une dépense de. 0,340

Le bénéfice à attribuer à l'exploitation forestière n'est mentionné ici que pour mémoire et sera toujours compris dans la rente attribuée au propriétaire du sol. . . »

Total des frais généraux. 1,940

3. *Frais de transport.*

Le transport de la coupe au glissoir est effectué au moyen d'un char à deux bœufs dirigé par un conducteur. Cet attelage charrie chaque jour, à la distance de 1 kilomètre, 12 tonnes de bois déjà séché à l'air, équivalant à 8 tonnes de ligneux; un ouvrier qui reste dans la coupe aide à rassembler et à charger cette quantité de bois. Les frais de ce transport montent en moyenne dans ces conditions à. 0,875

Le jet du bois par le glissoir est opéré par des ouvriers spéciaux aidés du charretier mentionné ci-dessus. Ce travail, y compris celui qui se rapporte à la construction et à la démolition des glissoirs, coûte. 0,120

La reprise du bois au bas du glissoir et le cordage près du cours d'eau où doit s'opérer le flottage, y compris un transport exécuté en partie à la brouette, en partie au moyen d'un char à deux bœufs, coûtent. 0,300

Le transport par flottage à 95 kilomètres, non compris le jet au point de départ et la reprise au point d'arrivée, coûte moyennement 0^f,020 par tonne et par kilomètre, soit. 1,880

Le jet du bois au point de départ et la reprise au point d'arrivée coûtent. 0,120

Trois conducteurs avec trois attelages à un cheval aidés par un ouvrier chargeur transportent, en faisant chacun huit voyages, à la distance de 2 kilomètres, 24 tonnes de bois flotté équivalant à 15 tonnes de ligneux, du cours d'eau au lieu de consommation que l'on suppose être établi dans un grand centre de population. Ce dernier transport donne lieu par tonne de ligneux à une dépense de. 1,027

Le cordage exécuté au lieu de consommation par un ouvrier qui, dans sa journée payée 1^f,60, corde 10 tonnes de ligneux, coûte. 0,160

L'entretien du matériel de transport, c'est-à-dire des chariots, des harnais et des brouettes, coûte. 0,098

Total des frais de transport. 4,580

En résumé la quantité de bois équivalente à 1 tonne de ligneux, transportée à 100 kilomètres de la forêt et livrée à un consommateur placé dans un grand centre de population, à proximité d'une voie flottable, revient au producteur à 7^f,620, savoir :

5. Prix de revient du bois dans une ville ou dans une usine situées sur une voie de flottage, à 100 kilom. de la forêt.

	fr.	
Frais spéciaux.	1,100	} fr.
Frais généraux.	1,940	
Frais de transport.	4,580	

Il est à remarquer ici que le flottage des bois donne lieu à une déperdition de matière ligneuse qu'on ne peut évaluer au-dessous de 12 p. 100, et qui est due à la fois à l'action dissolvante exercée par l'eau et aux chocs que subissent les bûches pendant le transport. Conformément aux habitudes suivies en pareil cas dans la comptabilité forestière, j'ai tenu compte implicitement de cette perte dans toutes les données que je viens de présenter : en conséquence, les dépenses qui y figurent s'appliquent, non à la tonne de ligneux cordée en forêt, mais à la tonne de ligneux rendue au lieu de consommation.

Le prix de revient établi ci-dessus s'applique à des consommateurs habitant une grande ville et qui traiteraient sans intermédiaires avec le producteur. Une partie importante des charges que ce consommateur supporte résulte de la nécessité de transporter le bois à une certaine distance du cours d'eau, et de le soumettre à un nouveau cordage pour constater les quantités livrées. Ces charges n'existent point, en général, pour les grandes usines métallurgiques qui reçoivent, au moyen de voies de flottage, le bois qu'elles consomment : ces usines sont ordinairement placées sur le cours d'eau lui-même, et l'on y remarque souvent des dispositions ingénieuses ayant pour objet de diminuer autant que possible les frais de reprise et de transport aux ateliers ou au dépôt.

Les usines qui jouissent, sous ce rapport, de la meilleure organisation économique, prennent livraison du bois sur le bord même des voies de flottage au moment de la mise à l'eau, et elles exécutent le transport à leur

propre compte : elles peuvent donc se dispenser de faire un nouveau cordage au lieu d'arrivée.

D'un autre côté, les foyers métallurgiques sont disposés moins souvent qu'ils ne l'étaient autrefois pour consommer du bois débité, comme on l'a admis ci-dessus, en bûches de 2^m,30 (*); il convient donc, avant de les employer ou de les mettre en dépôt, de les soumettre, au moins en partie, au sciage et même à la fente. J'ai indiqué en détail dans les chapitres suivants (12, 27) les convenances auxquelles je croirais utile de pourvoir, en ce qui concerne la préparation du bois, dans une grande usine à fer établie sur une voie de flottage. Le bois arrêté sur les cours d'eau par un barrage serait flotté jusqu'au lieu de dépôt ou de chargement, au moyen d'un canal de dérivation construit spécialement dans ce but, et qui, se ramifiant au besoin pour pénétrer dans toutes les parties du dépôt, réduirait à sa plus simple expression le travail de la reprise du bois. Élevé d'abord au-dessus du cours d'eau au moyen de plateaux mus par une machine à vapeur, le bois serait scié en partie à un ou deux traits, au moyen de scies à mouvement alternatif ou de scies circulaires. Aux points où s'arrêtent les plateaux et où fonctionnent les scies, le bois se trouverait au niveau convenable, soit pour être accumulé en piles sur le bord du canal de dérivation, soit pour être chargé sur les wagons qui le transportent immédiatement aux ateliers, où il est converti en charbon ou en ligneux. Dans ces conditions (12), les frais de transport et de manipu-

(*) Certains foyers étaient même disposés pour consommer des arbres entiers, et l'on trouve encore dans l'Europe centrale quelques vestiges de ces anciennes habitudes qui tendaient à réduire, sous ce rapport, les frais de la préparation du combustible.

lation du bois, depuis la reprise dans la coupe de la forêt jusqu'à l'arrivée dans les ateliers, qui l'élaborent pour les consommations des foyers métallurgiques, sous forme de ligneux et de charbon, pourraient être établis ainsi qu'il suit, pour chaque tonne de ligneux :

1. *Frais pour le bois à convertir en ligneux.*

	fr.
Transport de la coupe au glissoir. . (comme ci-dessus).	0,700
Déchargement et jet de bois sur le glissoir (<i>id.</i>).	0,120
Transport du glissoir au cours d'eau; cordage (<i>id.</i>).	0,300
Jet du bois dans le cours d'eau (<i>id.</i>).	0,040
Transport par flottage (<i>id.</i>).	1,880
Réception, élévation, sciage, empilage. 0 ^l ,16	} 0 ^l ,27 à 2 fr. 0,540
Reprise et chargement des wagons. . . 0,06	
Transport des wagons pleins et vides. 0,05	
Matériaux consommés à l'usine, entretien du matériel, frais divers.	
	0,220
Total.	3,800

2. *Frais pour le bois à convertir en charbon.*

Transport et manipulations depuis la coupe jusqu'au barrage près de l'usine (comme ci-dessus).	fr. 3,040
Réception, élévation, sciage, empilage. 0 ^l ,13	} 0 ^l ,29 à 2 fr. 0,580
Reprise et chargement des wagons. . . 0,06	
Transport des wagons pleins et vides. 0,10	
Matériaux, entretien du matériel, frais divers.	0,330
Total.	3,950

Le prix de revient du bois prêt à être converti en ligneux ou en charbon est donc, par tonne de ligneux contenue :

	BOIS à convertir en ligneux.	BOIS à convertir en charbon.
Frais de production :	fr.	fr.
Frais spéciaux.	1,100	1,100
Frais généraux.	1,940	1,940
Frais de transport, de conservation, de sciage, etc.	3,800	3,950
Frais imprévus évalués à.	0,160	0,210
Total.	7,000	7,200

6. Exemples du prix de revient du bois en diverses localités.

Il est à peine nécessaire de remarquer que le prix de revient du ligneux peut différer beaucoup de ce résultat moyen, dans les districts forestiers où les conditions premières de la production s'écartent elles-mêmes des données que j'ai admises. Ces différences sont cependant moins prononcées qu'on ne pourrait le croire au premier aperçu, en ce qui concerne les frais de production proprement dits : le prix total de 7 à 8 francs par tonne de ligneux ne se trouve pas dépassé même dans beaucoup de cas où les conditions du transport sont plus onéreuses que je ne l'ai supposé; parce qu'il arrive souvent que les frais de production restent notablement au-dessous des données moyennes que j'ai admises.

Ce cas se présente, par exemple, pour plusieurs forêts du Morvan, dont les bois s'expédient par flottage à Clamecy, le principal entrepôt du bassin de l'Yonne. L'une de ces forêts, d'une étendue de 400 hectares, appartenant à M. Albert de Saint-Léger, se développe près de Château-Chinon, sur des sommets granitiques peu fertiles, et impropres à toute autre culture; elle est principalement peuplée de hêtres et de chênes, et produit annuellement, dans le système du jardinage adopté pour les taillis de cette contrée, environ 800 tonnes de ligneux, soit 2 tonnes par hectare.

Le bois est d'abord extrait de la coupe au premier printemps au moyen de chars à deux bœufs qui le déposent à une distance variant de 500 à 1.000 mètres; à la fin de l'été, il est transporté par les mêmes véhicules, sur de bonnes routes, à une distance de 8 kilomètres, au delà d'une ligne de faite qui s'élève au moins à 500 mètres au-dessus du point de départ, jusqu'au bord de la voie de flottage: de là il est flotté jusqu'à Clamecy, à une distance de 91 kilomètres. Dans

ces conditions, d'après les renseignements que je dois à l'obligeance de M. de Saint-Léger, le ligneux scié en bûches de 1^m,15 revient, à Clamecy, à 8^f,10, savoir :

1. Frais spéciaux.

Travaux de culture et de surveillance: 400 fr. par année pour toute la forêt.	fr.	0,500
Ouvriers supplémentaires.	»	
Travaux de récolte: les branches et ramilles et diverses allocations en nature données aux bûcherons les indemnisant complètement de leur travail.	»	
Travaux accessoires (point de dépense appréciable). . .	»	
Entretien et renouvellement des outils (compris dans les frais de récolte).	»	
Total des frais spéciaux.		<u>0,500</u>

2. Frais généraux.

Intérêt à 5 p. 100 du fonds de roulement.	fr.	0,200
Entretien du matériel (point de dépense appréciable). .	»	
Direction supérieure de l'exploitation.	0,500	
Impôt territorial: 600 fr. par année, soit.	0,750	
Assurances: accidents (point de dépense appréciable). .	»	
Total des frais généraux.		<u>1,450</u>

3. Transports.

Transport de l'intérieur de la coupe et mise en corde (frais compris dans les frais de récolte)	»	
Vidange de la coupe et mise en dépôt sur la lisière de la forêt jusqu'au moment où le bois étant séché à l'air peut être transporté au ruisseau de flottage: travail exécuté, comme le transport principal, au moyen de chars à deux bœufs.	0,400	
Transport au ruisseau de flottage à 8 kilomètres de distance: travail confié à un charretier conduisant deux voitures à deux bœufs.	3,600	
Cordage du bois sur le bord du cours d'eau, où la livraison se fait à l'acheteur.	0,100	
Location du terrain où le bois est conservé jusqu'au moment de la mise à l'eau.	0,050	
Flottage et reprise du bois, après un trajet de 91 kilom. .	2,000	
Total des frais de transport.		<u>6,150</u>

Les frais de production et de transport sont donc en résumé :

Frais spéciaux.	fr. 0,500	} fr. 8,100
Frais généraux.	1,450	
Frais de transport.	6,150	

Le prix de revient du bois reste ordinairement au-dessous du prix moyen précédemment établi dans les usines métallurgiques du Nord et de l'Orient. Ainsi les grandes usines à fer de l'Oural évaluent dans leur comptabilité générale le prix d'une tonne de ligneux à 2^f,27, savoir :

Frais spéciaux.	fr. 0,500	} fr. 2,250
Frais généraux.	0,500	
Frais de transport (traînage) à 15 kilomètres.	1,450	

En Turquie, en Norvège, en Suède, le prix de la tonne de ligneux, déduction faite de la rente du sol forestier, est souvent compris entre 4 et 7 francs. Plusieurs usines trouvent même, dans les déchets des scieries qui préparent les bois d'œuvre pour l'exportation, des approvisionnements considérables de combustible qui ne donnent lieu à aucune dépense, et au moyen desquels on peut fabriquer des charbons revenant à 5^f,50 la tonne.

Dans les contrées où les forêts forment de grands massifs, on pourra établir au centre d'un district forestier une forge recevant directement le bois de la région environnante, sans qu'il soit nécessaire de recourir aux voies de flottage. Si, par exemple, le prix moyen du transport, par kilomètre, n'excède pas 0^f,18 par tonne de bois, ou 0^f,24 par tonne de ligneux, une forge pourra étendre jusqu'à 28 kilomètres son rayon d'approvisionnement, sans payer le combustible plus cher que celle qui serait établie dans les conditions indiquées ci-dessus sur une voie de flottage. L'étendue dans laquelle peu-

vent s'approvisionner les usines devient plus considérable dans les contrées du Nord, où les frais de transport par traînage descendent à 0^f,10.

D'un autre côté, une forge produisant annuellement 10.000 tonnes de fer marchand, dans les conditions indiquées avec détail dans le chapitre suivant, au milieu d'une forêt donnant 3 tonnes de ligneux par hectare, trouverait l'affouage qui lui est nécessaire dans l'étendue d'un cercle dont le rayon n'excéderait guère 8 kilomètres. A égalité de frais de transport, cette forge aurait encore l'avantage de ne point être grevée des pertes de matière ligneuse résultant de l'emploi du flottage. On pourra donc trouver convenance à établir de grandes forges alimentées par le bois en nature, même dans des localités où manquent les voies de flottage, où d'ailleurs les forêts ne sont pas absolument continues, et produisent moins de 3 tonnes de ligneux par hectare et par an. Ainsi les forges où la fonte sera convertie en fer malléable au moyen du bois en nature, se rattacheront à deux types différents, selon qu'elles recevront le bois par flottage ou par l'un des modes de traction (charretage ou traînage) usités dans les forêts. La Styrie et la Carinthie, où le travail du fer au bois me paraît avoir acquis plus de perfection qu'en toute autre contrée, présentent déjà de grandes forges appartenant à l'un et à l'autre type.

L'élément qui dans le centre et dans l'occident de l'Europe influe le plus sur le prix de vente du bois rendu aux usines est, sans contredit, la rente attribuée aux propriétaires du sol. Dans les contrées où le charbon de terre n'a point encore pénétré, et où les forêts suffisent à peine aux besoins de l'industrie et de la consommation domestique, la rente du sol forestier dé-

7. Rente attribuée au propriétaire du sol forestier; son influence sur le prix de vente du bois.

passé parfois celle qui est attribuée dans la même localité aux terrains agricoles de qualité moyenne. Cette même rente tend à s'annuler depuis une vingtaine d'années dans les districts boisés soumis à la concurrence directe des riches houillères.

Si la propriété forestière avait la liberté d'action et la promptitude d'allures qui existent dans les opérations purement financières, la rente due au propriétaire pourrait toujours être déterminée *a priori*. Cette rente, en effet, serait composée de deux éléments qui peuvent être séparément évalués : en premier lieu, de la valeur locative qui serait attribuée au terrain par l'industrie agricole après le défrichement de la forêt ; en second lieu, de l'intérêt annuel que produirait le placement de sommes réalisées par suite de ce défrichement.

Dans le centre et dans l'occident de l'Europe, les sols forestiers sont placés dans des conditions favorables, lorsqu'ils peuvent atteindre, après le défrichement, une valeur locative de 50 francs par hectare : d'un autre côté, le même sol produisant annuellement, comme on l'a supposé ci-dessus, 3 tonnes de ligneux par hectare, présente sur pied, sur cette même surface, au moins 25 tonnes de ligneux qui, réalisées dans des conditions favorables par une coupe à blanc et à étoc, produiraient une somme nette de 750 francs, soit une nouvelle rente annuelle de 50 francs.

Le propriétaire d'une forêt placée dans ces conditions aurait donc intérêt à la défricher, pour en appliquer le sol à l'agriculture, s'il n'obtenait une rente annuelle de 60 francs par hectare, ou de 20 francs par tonne de ligneux extraite.

Le prix de vente de la tonne de ligneux se trouverait fixé, dans ces conditions, au taux de 27 francs dans les

grands centres de population, situés près d'une voie flottable, à 100 kilomètres de la forêt, savoir :

Frais de production, de transport et de livraison. . .	fr. 7,00
Rente du propriétaire.	20,00
	<hr/> 27,00

La tonne de ligneux équivaut moyennement à 2st,5 des bois lourds qui se produisent dans les régions tempérées de l'Occident, et à 3st,6 des bois légers produits, soit dans les hautes montagnes de ces mêmes régions, soit dans les grandes zones forestières du Nord. Le prix moyen qu'on vient d'établir équivaut donc, par stère, aux prix calculés ci-après :

	Bois lourds.	Bois légers.
	fr.	fr.
Frais de production et de transport. . .	2,80	1,95
Rente du propriétaire.	8,00	5,55
	<hr/> 10,80	<hr/> 7,50

Les frais de production et de transport du bois varient, comme je l'ai déjà fait remarquer, dans les divers massifs boisés de l'Occident. Une étude spéciale faite pour un de ces massifs peut donc conduire à des résultats fort différents des chiffres moyens que je viens d'établir. J'ai lieu de penser néanmoins que ces derniers expriment l'état ordinaire des choses avec une approximation suffisante pour la comparaison qui fait l'objet spécial de cet ouvrage, et que, pour la France en particulier, il existe beaucoup de districts forestiers dont les bois pourraient être livrés, dans ces conditions, à 100 kilomètres des lieux de production.

La rente attribuée au propriétaire ne peut au contraire être l'objet d'aucune appréciation moyenne : les chiffres indiqués ci-dessus peuvent être considérés comme une limite supérieure qui n'est dépassée que dans des circonstances exceptionnelles. Ce cas s'est présenté par exemple depuis 1822, par suite de la surtaxe considé-

rable imposée en France à l'entrée des fers étrangers, pour plusieurs massifs boisés placés à proximité de forges produisant des fers de haute qualité, lorsque la concurrence des forges au charbon de terre n'avait point encore réduit les prix excessifs provoqués d'abord par le nouveau tarif douanier. Il se présente encore pour quelques forêts situées à proximité de grands centres de population éloignés des mines de houille. Mais ordinairement la rente du propriétaire reste au-dessous du taux que je viens d'indiquer. Il est rare, en effet, que les conditions favorables attribuées dans cette évaluation à la propriété forestière soient effectivement réunies dans une même localité. Peu de sols forestiers du centre et de l'occident de l'Europe donneraient, par leur conversion en terre arable ou en prairies, un produit net de 50 fr. par hectare. Dans les contrées où le progrès de la population et le développement de l'industrie tendraient à accroître le prix de vente des bois, le charbon et les métaux fabriqués avec ce combustible sont souvent amenés par des voies de communication économiques et viennent faire concurrence au combustible végétal. Le bois sur pied existant dans la forêt pourrait rarement être réalisé en totalité au prix obtenu par les coupes régulières, et, dans ce cas, l'avantage que le propriétaire retirerait du défrichement est loin d'être aussi marqué que l'indiquent les chiffres précédemment admis. D'ailleurs, les circonstances sont parfois diamétralement opposées à celles qu'on a admises dans cette même hypothèse. Le sol peut être impropre à l'agriculture et au pâturage; le défrichement à entreprendre pourrait frapper de stérilité, non-seulement les surfaces précédemment boisées, mais encore les terres contiguës, dont la fertilité ne repose que sur l'harmonie maintenue par la proximité des forêts dans le régime des vents et

des eaux atmosphériques. Enfin, dans la plupart des régions forestières du Centre et de l'Occident, en France particulièrement, des lois ayant pour but de conjurer la pénurie du combustible interdisent formellement au propriétaire la faculté du défrichement, en sorte qu'il n'est pas loisible à ce dernier de prélever sur le prix de vente des bois une rente équivalente à celle qu'il obtiendrait en réalisant toute la valeur du bois sur pied existant dans sa forêt, et en appliquant le sol au pâturage et à l'agriculture. Lorsque toutes ces influences défavorables se trouvent réunies dans la même localité, il peut arriver que la rente du propriétaire se trouve complètement annulée. Enfin, si l'interdiction de défrichement, promulguée à une époque où la pénurie du combustible pouvait être considérée comme une éventualité possible, continue à exister au moment même où la concurrence du charbon de terre avilit le prix de vente du bois au-dessous des limites précédemment atteintes, il pourra arriver que ce prix, au milieu du progrès général de la civilisation et de la hausse de tous les autres produits du sol, ne suffise plus même pour indemniser le propriétaire des frais de production. Ce cas s'est déjà présenté, en France, en plusieurs contrées, notamment dans quelques massifs du Morvan, qui depuis plusieurs siècles avaient pour clientèle le marché de Paris. Ce débouché tend, en effet, à se restreindre, à mesure que la consommation du charbon de terre s'étend sous l'influence des voies de communication nouvelles et de dispositions gouvernementales, toutes favorables à la propagation de ce combustible.

Pour établir la comparaison qui fait l'objet du chapitre II, je ferai d'abord abstraction, dans le prix de revient du bois, de l'élément variable qui correspond

à la rente du propriétaire, et je ne porterai en ligne de compte que les frais de production de la matière ligneuse, ainsi qu'ils ont été précédemment indiqués. Le prix de revient du fer au bois calculé sur ces bases, et chargé de tous les prélèvements que l'usine métallurgique doit faire pour ses frais et bénéfices, sera, en général, inférieur au prix de vente qui pourra être obtenu pour cette sorte de fer. Cette différence répartie sur chaque tonne de ligneux employée dans la fabrication représentera précisément la rente qui, dans l'état actuel de l'art, et en raison de la concurrence établie entre le bois et le charbon de terre, peut être attribuée au propriétaire de forêts. Le calcul de cette rente, dans les diverses hypothèses que l'on peut faire touchant la fertilité du sol forestier et le prix de vente comparatif des fers au charbon de terre et au bois, résumera, sous la forme la plus nette, la conclusion principale à tirer des questions soulevées dans cet ouvrage.

On pourra d'ailleurs établir dans chaque cas particulier le prix de revient de la tonne de ligneux, lorsque l'on connaîtra les données qui se rapportent à la rente prélevée par le propriétaire. Si l'on nomme :

- s* la rente annuelle par hectare (en francs) que produirait, tous frais déduits, l'application du sol forestier au pâturage ou à l'agriculture ;
- c* le capital (en francs) qui serait réalisé par hectare, déduction de tous frais, par la coupe à blanc étoc de tout le bois existant sur pied dans la forêt ;
- n* la quantité de ligneux (en tonnes) produite annuellement, dans l'aménagement régulier de chaque hectare de la forêt ;
- p* le prix (en francs) de la tonne de ligneux transportée à 100 kilomètres de la forêt.

Si, d'ailleurs, on suppose que le propriétaire ait toute liberté de disposer, pour une destination autre que la culture forestière, du sol et du bois sur pied, et qu'il puisse tirer un intérêt de 4 p. 100 des sommes réalisées par le défrichement, le prix de revient du ligneux pourra être établi ainsi qu'il suit :

$$p = 7^f,00 + \frac{s + 0,04 c}{n}$$

Cette formule ramène au prix de 27^f,00 indiqué ci-dessus comme un maximum, lorsqu'on y suppose $s = 30$ fr. $c = 750$ fr. et $n = 3$.

Le rôle important que joue le bois, considéré comme combustible, dans l'économie des sociétés européennes repose sur plusieurs qualités utiles qui le distinguent essentiellement des combustibles minéraux.

Les bois européens possèdent tous la propriété d'être plus légers que l'eau, les uns dès le moment de l'abattage, les autres après quelque temps d'exposition aux influences atmosphériques. Ils peuvent donc être transportés à bas prix par flottage à une grande distance des lieux de production : on peut par conséquent réunir sur l'un des cours d'eau sortant d'une région forestière tous les bois appartenant au système hydrographique situé en amont de cette localité. Pour faire apprécier les avantages que la propriété forestière tire déjà, et doit à l'avenir obtenir à un plus haut degré de l'emploi judicieux des voies de flottage, il suffit de consigner ici le résultat des observations que j'ai recueillies touchant le prix des principaux modes de transport qu'emploient les usines métallurgiques pour obtenir leur approvisionnement de bois.

Le transport à dos d'homme, le plus dispendieux de

8. Avantages propres au bois employé comme combustible dans les usines métallurgiques; importance des voies de flottage pour l'approvisionnement de ces usines

tous les modes employés, est d'un usage fréquent chez les populations ouvrières de l'Europe qui consacrent à ce service, dans l'intérêt de leur consommation domestique, des journées qui n'auraient aucun autre emploi. Dans quelques cas rares où certaines portions d'ateliers métallurgiques sont desservies de cette manière, le travail exécuté par un ouvrier revenant à vide s'élève environ à 35 kilogrammes, transportés à 20 kilomètres, par chaque journée moyenne de travail, payée 1^f,50; la dépense par tonne et par kilomètre est donc. 2^f,14.

Le transport par charretage est souvent exécuté, dans le centre et dans l'occident de l'Europe, au moyen d'attelages composés d'une paire de chevaux ou de bœufs : l'emploi de chaque attelage, y compris le salaire du conducteur, donne lieu ordinairement, par journée de travail, à une dépense de 6 francs pour les chevaux, et de 5 francs pour les bœufs. D'un autre côté, le travail exécuté sur des routes passables et à pentes moyennes est, avec les chevaux, de 2.000 kilogrammes, transportés à 18 kilomètres, avec une vitesse moyenne de 3.600 mètres par heure; et, avec les bœufs, de 2.500 kilogrammes, transportés à 12 kilomètres, avec une vitesse de 2.400 mètres. Dans l'un et dans l'autre cas, lorsqu'il n'y a point à supporter de frais de péage et lorsque le retour a lieu à vide, la dépense par tonne et par kilomètre est. 0^f,167.

Les frais varient souvent au-dessous ou au-dessus de cette moyenne de. 0^f,12 à 0^f,25.

Le traînage, moyen de transport par excellence des ateliers métallurgiques du nord et de l'orient, s'exécute ordinairement au moyen de véhicules à un cheval. Trois attelages de ce genre, dirigés par un conducteur et coûtant ensemble 2^f,70 par journée de travail, peuvent

transporter 1.500 kilogrammes à 35 kilomètres par journée de travail; d'où, par tonne et par kilomètre, une dépense de 0^f,12. Les circonstances sont souvent plus favorables que ne le supposent les données précédentes, particulièrement lorsque le transport peut s'effectuer sur la glace des lacs et des rivières. Les frais supportés par les principales usines métallurgiques de la Suède et de la Russie varient ordinairement, par tonne et par kilomètre, entre. 0^f,05 et 0^f,15.

Sur les chemins de fer, le bois est ordinairement transporté, dans le centre et dans l'occident, à un prix variant, selon la distance parcourue et les péages prélevés, entre. 0^f,06 et 0^f,10.

Le prix des transports en bateau varie ordinairement sur les canaux et les rivières entre 0^f,02 et 0^f,04.

Le prix des transports par flottage n'atteint que dans des cas rares à 0^f,020, c'est-à-dire au taux minimum que comportent les autres systèmes de transport. Les voies de flottage les plus parfaites fournissent en effet gratuitement le véhicule et le moteur; les frais de transport ne se composent donc souvent que des dépenses de main-d'œuvre nécessaires pour jeter le bois au lieu de départ et pour le reprendre au lieu d'arrivée; ils restent à peu près constants, quelle que soit la distance parcourue, et décroissent par conséquent, à mesure que la distance totale augmente, pour chaque tonne transportée à 1 kilomètre. Le prix moyen de ce transport, dans le Centre et dans l'Occident, ne dépasse pas vraisemblablement. 0^f,015.

Dans quelques localités, il se réduit à. 0^f,008.

Le développement donné dans le cours des derniers siècles aux principaux centres de population et à plusieurs foyers importants d'industrie métallurgique, a souvent été la conséquence directe de l'emploi des voies

de flottage. Cependant, il s'en faut de beaucoup que les ateliers métallurgiques de l'Europe, considérés dans leur ensemble, aient usé de ce moyen de succès aussi largement que l'a conseillé le simple rapprochement des chiffres rapportés ci-dessus, et qu'elles le feront vraisemblablement à l'avenir. Plusieurs obstacles dérivant des mœurs établies, de la législation concernant le régime des cours d'eau et du morcellement de la propriété, ont empêché jusqu'à ce jour les propriétaires de forêts et d'usines métallurgiques d'exploiter à leur profit, comme dans l'intérêt de la société tout entière, l'une des ressources les plus précieuses que la nature ait mises à leur disposition.

Il est rare que les plus grands propriétaires de forêts disposent exclusivement de voies de flottage qui pourraient opérer le transport de leurs bois; pour employer ce mode de transport, les propriétaires d'un même bassin hydrographique doivent donc se concerter préalablement pour régler les conditions d'après lesquelles les bois de chaque propriété seront jetés au point de départ, repris et triés au point d'arrivée. Ordinairement les voies de flottage traversent des régions agricoles situées en dehors du périmètre des forêts, et dont les propriétaires n'ont aucun intérêt direct au transport du bois: il convient cependant que les agents et les ouvriers préposés au flottage soient autorisés à parcourir les rives des cours d'eau pour reprendre le bois qui tend à s'y arrêter: il est donc indispensable que l'autorité publique intervienne, au milieu d'intérêts plus ou moins opposés, pour régler les droits et les devoirs de chacun. Or jusqu'ici, les insinuations individuelles ont empêché en beaucoup de localités, que cet accord des intérêts privés s'établît sous la haute tutelle de l'État. Ces résistances ont été

vaincues lorsque l'intérêt public était défendu par des populations influentes: et c'est ainsi que dès le *xvi^e* siècle on a pu mettre en vigueur cet admirable ensemble de règlements et d'habitudes qui a permis le développement de Paris, en lui assurant un approvisionnement de bois de chauffage provenant du bassin hydrographique de la haute Seine, et surtout des forêts situées aux sources de l'Yonne, à une distance de 400 kilomètres (*). Mais ces mêmes résistances l'ont emporté, et n'ont pas permis l'établissement d'un système régulier de flottage, lorsque celui-ci eut été seulement approprié aux convenances de quelques exploitants de forêts, de mines et d'usines métallurgiques.

Il y a lieu de remarquer en outre que, dans l'ancienne organisation de la métallurgie européenne, la concentration des bois d'un district étendu, opérée en un seul point au moyen des voies de flottage, n'avait pas l'opportunité qu'elle présente aujourd'hui. Dans la métallurgie du fer en particulier, il n'y avait pas avantage à accumuler dans le même lieu une grande force productive, tant que la chaleur nécessaire aux phénomènes de fusion et d'affinage devait être produite dans

(*) Jusqu'à ces dernières années où le charbon de terre a commencé à refouler du marché de Paris le combustible végétal, les voies de flottage ont fourni plus de la moitié d'un approvisionnement annuel de 1.200,000 stères, soit environ 250.000 tonnes de ligneux. Les nombreux ouvriers flotteurs employés au transport de ce combustible jouent dans l'économie sociale de la France un rôle équivalant à celui des marins qui transportent par cabotage les charbons de terre de Newcastle à Londres. L'opposition qui existe dans ces deux modes de transport, explique en partie la différence qu'on remarque depuis deux siècles dans l'aptitude des deux peuples pour l'industrie maritime. L'histoire de l'industrie minérale de la Grande-Bretagne donne lieu de constater que le progrès de la puissance navale de ce pays a marché de front avec le développement de la consommation du charbon de terre.

de petits foyers, et surtout tant que les appareils mécaniques (machines soufflantes et marteaux) intervenant dans ces mêmes phénomènes, ne développaient qu'une faible énergie et devaient être disséminés à l'infini sur les cours d'eau qui les mettaient en action. D'ailleurs, l'état imparfait des voies de communication ne comportait guère l'établissement de grandes usines, qui, pour placer les produits, auraient dû les expédier à des distances considérables.

D'un autre côté, lorsque les habitudes d'association n'étaient point encore établies, les propriétaires de forêts ne pouvaient point concevoir la pensée de créer de toutes pièces, au point de convergence des voies de flottage en dehors du périmètre de leur propriété, les usines destinées à en consommer les produits. L'industrie se groupait naturellement par districts forestiers : et chaque groupe se développait par la création successive de nombreuses usines, formant chacune le centre d'une petite subdivision forestière. Sauf quelques exceptions remarquables, la métallurgie du fer au bois reste encore aujourd'hui fondée sur ce principe : seulement les usines du nord, qui font leur approvisionnement par trainage, qui vont chercher les combustibles jusqu'à 40 kilomètres au milieu de forêts continues, et qui peuvent expédier au loin leurs produits par la navigation printanière, au moment de la fonte des neiges, ont pu souvent prendre une importance considérable ; tandis que les usines du centre et de l'occident, obligées d'opérer les transports par charretage, et ne pouvant guère étendre leur rayon d'approvisionnement au delà de 20 à 25 kilomètres, dans des districts agricoles où les forêts n'occupent que la moindre surface, ne portent point en général leur production au delà de limites fort restreintes.

Dans ces conditions où les frais de transport tripleaient presque toujours le prix de revient du bois en nature pris dans les coupes, toutes ces usines ont été conduites à fonder essentiellement leur fabrication sur l'emploi du charbon de bois. La comparaison complète des systèmes d'approvisionnement au moyen du bois en nature ou du charbon de bois, repose en chaque cas sur des considérations fort délicates, mais celles-ci restent toujours subordonnées à certains faits d'une influence prépondérante. En effet, le bois en nature retenant seulement, après une longue exposition à l'air, 0,243 d'eau hygrométrique, donne au plus, par la carbonisation, 0,315 de charbon de bois : celui-ci, nonobstant cette réduction de poids considérable, retient au moins les deux tiers du pouvoir calorifique qui était contenu dans le bois dont il a été extrait. Si donc on représente par l'unité le pouvoir calorifique d'une tonne de bois hydreux et les frais auxquels donne lieu le transport de cette tonne, les éléments analogues seront, pour le charbon de bois provenant de la carbonisation :

Pouvoir calorifique.	0,667
Frais de transport.	0,315

L'unité de puissance calorifique donne donc lieu, en frais de transport,

Sous forme de bois à.	1,000
— de charbon de bois à.	0,472

Cette énorme réduction sur les frais de transport l'emporte presque toujours, ainsi qu'on l'établira plus loin, sur le supplément des frais qu'entraîne la conversion du bois en charbon ; en sorte que les usines à fer ont jusqu'à ce jour admis, pour la plupart, que leur fabrication devait être essentiellement basée sur l'emploi de ce dernier combustible. Sous ces influences, la

métallurgie s'est maintenue dans un cercle vicieux, qui compromet à la fois l'avenir des forêts et celui des usines au bois : pour ne point avoir à résoudre les difficultés qui s'attachent à l'établissement d'un système de flottage, on s'est constamment préoccupé de réduire autant que possible les frais qu'entraînent les autres modes de transport, et, à cet effet, on a dû, en général, carboniser le bois dans la forêt avant d'effectuer le transport vers les usines; d'un autre côté, en maintenant les méthodes de travail fondées sur l'emploi du charbon de bois, on a complètement perdu de vue les convenances qui s'attachent à l'établissement du flottage et les avantages qu'on pourrait obtenir de l'introduction de méthodes plus économiques et plus parfaites reposant sur l'emploi du bois en nature dans les fours à flamme. En balance des inconvénients qu'elle présente, la concurrence du charbon de terre aura parfois cet avantage qu'elle obligera les propriétaires de forêts à provoquer dans les moyens de transport et dans les procédés métallurgiques une réforme radicale, et à mettre à profit celle des propriétés physiques du bois, qui désormais doit jouer un rôle prépondérant dans l'approvisionnement des usines métallurgiques.

Les bois ont sur la plupart des charbons de terre l'avantage de ne point être souillés par le mélange mécanique de matières minérales, nuisant plus ou moins à l'effet calorifique et surtout à la qualité des métaux fabriqués au contact du combustible. Les charbons de terre de qualité ordinaire contiennent souvent 10 p. 100 de leur poids de matières stériles ou nuisibles, tandis que la proportion moyenne pour le bois n'excède guère 1/2 p. 100 de substances minérales, qui ne contiennent elles-mêmes en quantité appréciable aucune matière pouvant nuire à la qualité des métaux. Cette pro-

priété précieuse donne aux usines au bois de grands avantages; mais, ainsi qu'on l'a déjà remarqué, ceux-ci tendent à s'atténuer par suite des améliorations qu'on ne cesse d'apporter à la qualité des fers fabriqués au charbon de terre.

Enfin, les bois se distinguent encore par l'uniformité de composition chimique, avantage dont les charbons de terre sont en général dépourvus. Ceux-ci, en effet, diffèrent l'un de l'autre, non-seulement par la proportion des matières terreuses qu'ils contiennent, mais encore par la proportion relative des principes constituants, et par suite par les propriétés telles que le pouvoir calorifique, la fusibilité, la combustibilité, etc., liées intimement à la composition chimique. Les méthodes de travail à employer peuvent donc varier considérablement d'une localité à l'autre, à raison de la nature du combustible minéral. Les bois, au contraire, ne présentent d'un lieu à l'autre que des différences peu essentielles, en sorte que les méthodes de travail, dont l'efficacité est prouvée pour une localité déterminée, peuvent être introduites avec sécurité dans une localité nouvelle, du moins en ce qui concerne la nature du combustible. Sous ce rapport, les usines au bois se trouvent exemptes des tâtonnements dispendieux qui ont trop souvent épuisé les ressources des fondateurs d'un nouveau groupe d'usines au charbon de terre.

Malheureusement ces qualités utiles sont balancées, en ce qui concerne les bois employés en nature, par de graves inconvénients.

En premier lieu, la matière ligneuse, c'est-à-dire l'élément combustible du bois, dégage par la combustion moins de chaleur que les combustibles minéraux : ces derniers développent ordinairement en brûlant au

9. Inconvénients résultant de la présence de l'eau hygrométrique du bois; convenance d'expulser cette eau, c'est-à-dire de convertir le bois en ligneux, quand il faut produire de hautes températures.

moins 6.000 calories, alors même qu'ils contiennent une proportion considérable de substances terreuses. Le ligneux, au contraire, développe au plus 4.000 calories; il convient par conséquent beaucoup moins que le charbon de terre aux opérations qui exigent le concours d'une température très-élevée et particulièrement à celles qui se rattachent à la fabrication du fer.

En outre, les bois, dans l'état où ils sont livrés aux usines par les exploitations forestières, forment de véritables mélanges de ligneux et d'eau hygrométrique, développant sous un poids donné des quantités de chaleur fort inégales et toujours inférieures à celles qui résultent de la combustion du ligneux pur. Les effets calorifiques produits par la combustion du bois restent tellement au-dessous de ceux qu'on obtient de la combustion du charbon de terre; ils sont d'ailleurs tellement inégaux, en raison de la diversité des doses d'eau hygrométrique contenues, même dans les bois de la même coupe, que les avantages dérivant de l'uniformité de composition de la matière ligneuse se trouvent en fait considérablement réduits.

Les bois, au moment de l'abatage, tiennent une quantité d'eau hygrométrique que plusieurs causes font varier, mais qui est rarement inférieure à 0,82 pour 1,00 de ligneux. Cette dose se réduit diversement, sous les influences atmosphériques, selon le lieu, le climat, la saison, le temps écoulé depuis l'abatage, etc. Dans les forêts de l'Europe centrale, les bois coupés pendant l'hiver ne retiennent guère à la fin de l'été plus de 0,40 d'eau; cette dose est souvent réduite à 0,33, au moment où les bois sont employés par les usines ou dans l'économie domestique; enfin, la proportion d'eau hygrométrique ne descend guère au-dessous de 0,20,

même après un séjour de plusieurs années dans un lieu sec. Mais pour les bois conservés à l'air, sous les diverses influences qu'implique ce mode de conservation, la teneur en eau hygrométrique, au moment de l'emploi du bois, s'élève au moins, selon l'époque de l'année et la situation de chaque fragment dans le dépôt, de 15 à 50 p. 100 au-dessus de cette limite inférieure.

Les chiffres suivants donnent, au reste, la mesure de l'infériorité que les bois présentent sous ce rapport.

Lorsqu'on brûle, avec l'équivalent exact d'air à 0° C., un charbon de terre de qualité ordinaire tenant 10 p. 100 de cendres et produisant seulement 6.000 calories, on développe par la combustion une température de 2.020° C. qui ne varie guère quand la proportion des matières terreuses mélangées varie elle-même dans une proportion assez notable.

Le ligneux pur, en dégageant 4.000 calories, ne développe qu'une température de 1.700° C. : la température se réduit à 1.380° C., quand le bois tient 0,40 d'eau p. 100 de ligneux, et à 1.120° C., quand la proportion d'eau atteint 0,82.

La présence de l'eau hygrométrique dans le bois n'aurait pas d'inconvénient, dans le cas où il s'agirait seulement de produire une quantité déterminée de chaleur, et où les produits gazeux de la combustion devraient être rejetés dans l'atmosphère à une température inférieure à celle où se condense la vapeur d'eau contenue dans ces gaz; mais il en est autrement lorsqu'il s'agit de phénomènes qui ne se produisent qu'à une température élevée. Il est évident, par exemple, à la vue des chiffres précédents, que la fusion de la fonte et le soudage du fer, qui exigent des températures comprises entre 1.200° C. et 1.400° C., ne peu-

vent s'effectuer avec des bois récemment abattus.

Pour obtenir du bois tout l'effet utile qu'il peut donner dans la production des hautes températures, il faut donc en expulser préalablement l'eau hygrométrique qu'il contient. C'est, en effet, le moyen auquel ont eu recours toutes les forges au bois qui, dans ces dernières années, ont appliqué avec succès à la fabrication du fer les méthodes de travail fondées sur l'emploi des fours à flamme. L'essor que la métallurgie du fer tend à prendre dans cette direction reste subordonné à la découverte de procédés au moyen desquels le bois sera converti en ligneux de la manière la plus simple et la plus économique. Ce problème est déjà en partie résolu dans les forges de la Styrie, de la Carinthie, de la Pologne, de la Russie et de la Suède. Je vais d'abord indiquer les résultats auxquels on est parvenu jusqu'à ce jour; j'analyserai ensuite les lois physiques qui doivent servir de base à la production du ligneux, et je déduirai de cet exposé les principes théoriques et les formes d'appareils qui semblent convenir le mieux à cette indispensable préparation de la matière ligneuse.

10. Description
des deux métho-
des principales
employées pour
la préparation du
ligneux.

Les méthodes assez variées qu'on a mises en usage jusqu'à ce jour, pour convertir le bois en ligneux, se rattachent à deux principes différents.

Dans le premier principe, les gaz brûlés provenant du foyer où se produit la chaleur nécessaire à l'opération, sont mis en contact immédiat avec le bois: ils agissent, en premier lieu, en portant le bois à une température supérieure à 100°C, et en provoquant par là la vaporisation de l'eau; en second lieu, ils favorisent cette vaporisation par la tendance qu'ils ont eux-mêmes à se saturer de vapeur. Ce principe est appliqué par

exemple aux forges de Lippitzbach, sur la Drave inférieure, en Carinthie, au moyen de l'appareil que représentent les *fig.* 1 à 3 de la Pl. V, et dont la description détaillée se trouve dans l'explication de cette planche placée à la fin du volume.

Cet appareil se compose essentiellement d'une chambre rectangulaire en maçonnerie, de 8^m,55 sur 5^m,52, ayant pour paroi supérieure une voûte dont le sommet s'élève à 4^m,37 au-dessus du sol. Cette chambre est partagée en deux étages par un grillage horizontal: le compartiment supérieur, d'un volume de 130 mètres cubes (*), reçoit la charge de bois à convertir en ligneux; dans le compartiment inférieur, de 60 mètres cubes environ, se prépare l'agent de cette conversion, c'est-à-dire un courant de gaz brûlés, portés à une température modérée, insuffisante pour provoquer la carbonisation. Le grillage formant la séparation des deux compartiments se compose simplement de poutres scellées par leurs extrémités dans les parois de la chambre et de poutrelles mobiles placées transversalement sur les premières, et dont l'écartement est réglé d'après les dimensions des bûches de bois. Le bois est chargé dans le four, en partie par deux portes latérales dont le seuil est au niveau du grillage, en partie par trois orifices pratiqués dans la voûte. Pour faciliter la circulation des gaz chauds au milieu de la masse à dessécher, on y réserve plus de vides qu'il n'en existe dans le bois cordé: ainsi, on ne charge dans le four dont il s'agit ici que 108 stères de bois, c'est-à-dire les 83 centièmes du volume dispo-

(*) Les chambres à ligneux de Lippitzbach ont des volumes fort différents: elles reçoivent de 51 à 108 stères de bois: je décris ici l'appareil qui a les plus grandes dimensions.

nible. Le rapport du plein au vide, qui est de 0,67 environ dans le bois cordé, se trouve donc réduit dans cette charge à 0,56.

Deux foyers, qui remplissent en partie le compartiment inférieur de la chambre, fournissent le courant de gaz chauds nécessaire à la préparation du ligneux. Ils se composent chacun d'une galerie voûtée large de 0^m,47, haute de 0^m,68, et occupant en longueur toute la largeur de la chambre. Le combustible, qui se compose en partie de copeaux et de débris provenant de la fente du bois, est chargé sur deux rangées de briques servant de chenets, sur un espace de 2 mètres environ, par une porte en tôle, au-dessous de laquelle arrive constamment un fort courant d'air. La flamme et l'air en excès se portent d'abord, en rasant le sol, vers l'extrémité postérieure du foyer; de là, ils reviennent en sens inverse, en léchant la voûte, et ordinairement ils se trouvent convertis, par leur réaction mutuelle, en gaz brûlés lorsqu'ils sont revenus dans la partie du foyer contiguë à la porte de chauffe. Dans ce trajet, ces gaz cèdent d'abord une partie de leur chaleur sensible aux parois du foyer qui la dispersent par rayonnement; ils se refroidissent encore, en se mélangeant avec de l'air affluant directement par les interstices de la porte, avant de déboucher par de nombreux ouvreaux dans le compartiment inférieur de la chambre. Dans cette région, la température des gaz brûlés subit un abaissement considérable, par suite du rayonnement exercé sur la masse supérieure. Cependant, en vertu de la température élevée (180° C. environ) qu'ils retiennent, ces gaz s'élèvent dans la portion de la masse ligneuse située au-dessus des ouvreaux du foyer, et contiguë à la paroi de la chambre, où sont pratiquées les

portes de chauffe. De là, les gaz se rendent, en longeant la voûte, vers la paroi opposée de la chambre; plus ou moins refroidis par le contact du bois et par l'absorption de la vapeur d'eau, ils redescendent le long de cette paroi, rasant le sol du compartiment inférieur de la chambre au-dessous du niveau des ouvreaux du foyer, et ils débouchent enfin au dehors par six orifices ayant ensemble 14 décimètres carrés, à une température qui s'élève graduellement, à mesure qu'avance l'opération, de 30 à 90° C.

Le temps nécessaire pour l'élaboration d'une charge varie selon l'état hygrométrique du bois et la température atmosphérique: la durée du feu peut être réduite en été à deux jours et demi; elle peut s'étendre en hiver jusqu'à six jours. Lorsqu'on juge à l'apparence des gaz qu'ils ne sont plus chargés de vapeur d'eau, on cesse de chauffer, on ouvre les portes latérales et les orifices pratiqués dans la voûte; on refroidit par là les parois de la chambre ainsi que le ligneux contenu, et l'on procède bientôt au déchargement. La consommation de bois varie selon la durée de l'opération: on l'évalue en moyenne à 0^t,35 de ligneux pour chaque tonne de ligneux préparé.

La forge de Lippitzbach appartient au type d'usines qui s'approvisionnent par charretage dans les forêts contiguës: la quantité de bois hydreux (1^t,40 à 1^t,50) correspondante à une tonne de ligneux y revient, au dépôt de la forge, à 7^t,825, non compris la rente de 2^t,105, attribuée au propriétaire du sol. Le prix de revient total, montant à 9^t,930, et calculé sous la forme adoptée précédemment, se résume dans les chiffres suivants:

Frais spéciaux de production.	fr. 1,768	} fr. 7,825
Frais généraux.	1,925	
Frais de transport par glissoirs (1,5 kilom.) et par charretage (6 kilom.).	4,132	
Rente prélevée par le propriétaire du sol, montant moyennement à 5 ^f ,20 par hectare et par an, soit. . .	2,105	
	<u>9,930</u>	

Le bois est déposé sur une aire considérable, située au-dessus du niveau de tous les appareils où il doit être ultérieurement élaboré ou consommé, à 200 mètres environ des fours à ligneux : ces derniers sont eux-mêmes situés à 60 mètres des fours à puddler et à 150 mètres des fours à réchauffer. Les transports sont favorisés par la pente du terrain ; en sorte que les chevaux chargés de ce service ont peu d'efforts à exercer. Le bois est amené par charretage du dépôt à proximité des fours à ligneux : le ligneux lui-même est immédiatement transporté par charretage soit aux fours à puddler, soit à la scie mécanique qui débite les petits billons de 0^m,25 consommés par les fours à réchauffer. Une partie des bois est fendue à bras d'homme avant d'être chargée dans les fours à ligneux : le remplissage de ces fours, la reprise du ligneux et le chargement de ce ligneux sur les voitures sont exécutés par des femmes.

Dans ces conditions, la tonne de ligneux rendue aux fours où on le consomme revient moyennement au prix de 14^f,56, ainsi que l'indique le détail consigné ci-après :

Achat et transport du bois (y compris la rente du sol forestier).	fr. 9,930
Transports intérieurs de toute nature :	
Ouvriers.	0 ^f ,415 0 ^f ,446
Chevaux.	0,150 0,513
	<u>0,759</u>
<i>A reporter.</i>	10,689

<i>Report.</i>	fr. 10,689
Fente et sciage d'une partie du bois :	fr.
Ouvriers pour la fente.	0 ^f ,450 0,535
— pour le sciage mécanique. 0,150	0,178 } 0,713
Conversion du bois en ligneux :	
Salaire des femmes employées au service des fours, 11,030	fr. 0,595
Intérêt des fonds immobilisés : 800 par an.	fr. 0,100
Frais d'entretien du matériel. 600 <i>id.</i>	0,075 } 0,355
Surveillance, frais divers. 1.440 <i>id.</i>	0,180
Bois brûlé : équivalent à 0 ^f ,33 de ligneux : débris valant seulement, à poids égal, les 2/3 du bois à convertir en ligneux, soit	2,210
	<u>3,158</u>
Prix de revient de 1 tonne de ligneux.	14,560

Le second principe employé pour la conversion du bois en ligneux, est fondé sur l'action de la chaleur rayonnante émanant des gaz développés dans un foyer. Ces gaz ne sont jamais mis en contact immédiat avec le bois : ils sont conduits vers une cheminée, au travers de l'enceinte contenant le bois à convertir en ligneux, au moyen de tuyaux en fonte ou en tôle, qui transmettent au bois par rayonnement la chaleur que leur a cédée le courant intérieur.

Ce système de fabrication, de même que le précédent, a donné lieu à des méthodes de travail et à des dispositions d'appareils assez différentes : les forges domaniales de Neuberg l'ont appliqué avec succès au moyen du fourneau décrit dans l'explication annexée à cet ouvrage, et représenté sur les *fig. 4 à 7* de la pl. V.

Le four à ligneux de Neuberg se compose d'une chambre voûtée en maçonnerie, d'une capacité de 63 mètres cubes, de forme oblongue, aux extrémités de laquelle se trouvent le foyer et la cheminée. A la sortie du foyer, la flamme circule d'abord dans un poêle en maçonnerie, à minces parois ; puis les gaz

brûlés, après avoir cédé à cette première enceinte une partie de leur chaleur sensible, se rendent à la cheminée au travers de deux gros tuyaux en fonte, établis à quelques décimètres au-dessus du sol.

Le bois à dessécher est introduit dans le four par deux portes latérales, qui servent également pour la reprise du ligneux. On charge pour chaque opération 48 stères de bois qui remplissent toute la chambre, sauf un espace de 9 mètres cubes environ, maintenu vide au-dessus du poêle et des deux tuyaux. On a soin d'ailleurs de réserver, dans la masse du bois, comme dans le four carinthien, une proportion de vides plus considérable que celle qui existe dans le bois cordé. Les deux portes de chargement sont les seules ouvertures pratiquées dans les parois de la chambre : elles sont soigneusement closes pendant le travail. L'air dilaté par la chaleur, et la vapeur d'eau qui se dégage du bois, se frayent un passage au travers des fissures de ces portes et d'un lut argileux appliqué sur leur contour.

La durée du feu varie, selon la saison et l'état hygrométrique du bois, de 40 à 60 heures. Dans l'origine, les fours à ligneux de Neuberg étaient chauffés au bois, et l'on consommait alors de 0',12 à 0',20 de ligneux, soit moyennement 0',16 pour chaque tonne de ligneux préparé. Depuis quelques années, on emploie pour cet usage les escarbilles tombant des grilles de divers fours où l'on brûle du combustible minéral : on néglige donc maintenant, dans la comptabilité de cette usine, la dépense à laquelle donne lieu le chauffage des fours.

Le bois provient pour la majeure partie de forêts domaniales où la rente du sol forestier est fixée à un taux élevé. En revanche, les canaux formant le prolongement des voies de flottage qui amènent le bois à l'usine,

et la disposition générale du terrain, permettent de répartir les dépôts de bois à proximité des fours à ligneux, voisins eux-mêmes des fourneaux où le ligneux est consommé.

Le prix de revient d'une tonne de ligneux à Lanau, l'une des usines du groupe de Neuberg, peut être établi approximativement ainsi qu'il suit :

Achat et transport du bois (y compris la rente du sol forestier)	fr.	
		14,500
Transports intérieurs de toute nature		0,510
Fente et sciage		0,820
Conversion du bois en ligneux :		
Service des fours	0,650	} 1,130
Intérêts, entretien, surveillance, etc.	0,480	
Combustible brûlé : équivalent à 0',16 de ligneux : escarbilles sans valeur provenant d'autres fours	»	
Prix de revient de 1 tonne de ligneux		16,960

La principale remarque qu'il y ait lieu de faire touchant les résultats obtenus des deux méthodes de Lipitzbach et de Neuberg, est la différence considérable qui existe dans les consommations de combustible nécessaires pour produire une tonne de ligneux. Et, ce qui semble d'abord inexplicable, c'est que la plus grande consommation a lieu dans l'appareil fondé sur le premier principe, c'est-à-dire dans lequel les gaz brûlés agissent par contact direct sur le bois à convertir en ligneux. Après avoir constaté ce fait, j'ai tout d'abord pensé qu'il fallait l'attribuer à ce que les conditions de la production du ligneux n'étaient pas comparables dans les deux appareils, et, par exemple, à ce que les bois traités dans le premier étaient chargés d'une dose d'eau hygrométrique plus considérable que ceux qu'on élabora dans le second ; mais une observation plus approfondie a prouvé que les bois à convertir en ligneux étaient,

11. Théorie de la préparation du ligneux; principes à adopter pour le perfectionnement de cet art.

sous ce rapport, identiques dans les deux localités citées comme exemple ; que cette différence dans la consommation du combustible se reproduisait également dans les fours à ligneux des autres contrées, et qu'en conséquence il fallait l'attribuer à une supériorité réelle du deuxième principe. L'examen des phénomènes qui se produisent dans les deux sortes de fours m'a donc conduit à établir sur les bases qui vont être indiquées la théorie de la production du ligneux.

Lorsqu'on applique le premier principe, il importe que, pendant la seconde moitié de l'opération, la température des gaz agissant sur le bois ne s'élève pas au-dessus de 170° C. Le ligneux est en effet un produit éminemment pyrophorique qui s'enflamme lorsque la température dépasse notablement cette limite. Pour obtenir ce résultat en brûlant un combustible qui à l'état sec développe une température de 1.700° C. (9), on a recours à trois précautions principales. En premier lieu, on charge ordinairement dans le foyer du bois plus humide que celui qu'il s'agit de convertir en ligneux ; les copeaux qu'on y emploie contiennent souvent au delà de 0,50 d'eau pour 1,00 de ligneux, et ne produiraient, par la combustion avec l'équivalent d'air atmosphérique, que 1.285° C. En second lieu, ainsi qu'on l'a indiqué précédemment, le foyer est disposé de manière à admettre un grand excès d'air, qui refroidit d'autant les gaz brûlés ; ceux-ci sortent du foyer à une température peu supérieure au terme de fusion de l'antimoine, soit à 450° C. Enfin, on se garde de les mettre immédiatement en contact avec le bois ; on le fait séjourner dans l'espace vide formant le compartiment inférieur de la chambre où ils se refroidissent en rayonnant sur les parois de cette enceinte, et surtout sur le bois qui en forme la paroi supérieure. Ces diverses circonstances

entraînent forcément des pertes considérables de chaleur, qui résultent, en définitive, de la nécessité où l'on est d'opérer à une basse température ; car il est évident que pour une même dépense de chaleur la gazéification de l'eau s'opère d'autant moins efficacement, que le four est maintenu à une température moins élevée.

Des observations faites par un beau jour d'octobre, sur un four à ligneux où l'on brûlait comme combustible du bois tenant 0,40 d'eau pour 1,00 de ligneux, ont donné lieu de constater que les gaz brûlés avaient une température de 500° C. à la sortie des carneaux du foyer, et de 200° lors de leur entrée dans la masse ligneuse. Le ligneux fabriqué et les parois des fours étaient portés à 150° C., au moment de l'ouverture de la chambre ; et l'on produisait trois parties de ligneux pour chaque partie de ligneux brûlée dans le foyer.

J'estime que, dans ces conditions, la chaleur développée pour le chauffage du four se répartissait ainsi qu'il est indiqué ci-après :

Dépense de chaleur.

Le bois équivalent à 1.000 kil. de ligneux brûlé complètement, en présence d'un grand excès d'air, dans un four maintenu à une haute température développe. . . 4.000 Calor.

Emploi de cette chaleur.

Partie utilisée :

Chaleur absorbée par 5 kil. de ligneux porté à la température de 150° C. 259 } Calor.
Chaleur absorbée par la vaporisation de 1¹/₂,20 d'eau expulsée à la température de 100° C. 780 } 1.019

Partie perdue :

Chaleur absorbée par les parois du compartiment inférieur de la chambre. 1.000 }
Chaleur retenue par 25,22 de gaz brûlés et d'air sortant de la chambre à la température moyenne de 80° C. 1.120 } 2.981
Chaleur absorbée par les parois des compartiments supérieurs, ou dispersée par le refroidissement de ces parois lors du déchargement. . . 861 } _____

Total égal. 4.000

La conduite du feu est toute différente dans les appareils fondés sur le deuxième principe : au début de l'opération, lorsque la chambre est encore remplie d'air atmosphérique, on doit d'abord pousser le feu avec ménagement, afin que le bois ne s'embrase pas sous l'influence de l'air échauffé au contact des tuyaux chauffés eux-mêmes intérieurement par les gaz brûlés. Mais comme chaque volume nouveau de vapeur qui se forme expulse un volume équivalent du mélange d'air et de vapeur précédemment formé, la proportion d'air dans ce mélange va sans cesse en diminuant. Le volume de vapeur qui se forme successivement l'emporte tellement sur le volume d'air d'abord contenu, que celui-ci doit être bientôt expulsé d'une manière complète. En effet, chaque mètre cube de la chambre à ligneux renferme après le chargement :

Volume du bois massif.	0 ^m c,508	}	1 ^m c,000
— de l'air.	0 ^m c,492		

Or, la température de la vapeur est portée moyennement à 200° C. dans les fours à ligneux fondés sur le deuxième principe : le mètre cube de cette vapeur pèse donc 0^k,463 à la pression atmosphérique, et chaque mètre cube de la chambre à ligneux en renferme 0^k,228.

D'un autre côté, le bois résineux contenu dans le même mètre cube contient :

Ligneux.	212 kil.
Eau hygrométrique.	85

Ce bois, pendant le temps où il se convertit en ligneux, dégage donc un volume de vapeur 372 fois plus considérable que la capacité du vide intérieur, ou le volume d'air contenu dans la chambre au moment du chargement : on comprend donc que cet air soit complètement expulsé dès l'origine de l'opération.

Dans les fours établis sur le deuxième principe, le

ligneux se produit donc dans une atmosphère de vapeur ; et en examinant la disposition indiquée sur les *fig. 4 à 7* de la Pl. I^{re}, on reconnaît que les circonstances doivent y être éminemment favorables à la dessiccation. Le ligneux peut se préparer au contact de la vapeur d'eau, à une température plus élevée que celle qui déterminerait l'inflammation de ce combustible en présence de l'air atmosphérique. Chaque molécule de vapeur placée au contact des tuyaux s'y échauffe à 250° environ et acquiert la propriété de dissoudre avidement une nouvelle dose de vapeur d'eau : elle s'élève aussitôt dans la masse de bois supérieure, et elle y agit à la fois par sa chaleur sensible et par son affinité pour l'eau ; refroidie par cette action même, la molécule de vapeur redescend le long des parois du four ; elle laisse déposer au contact du bois plus froid contenu dans cette région une partie de la vapeur qui avait pu se dissoudre à une température plus élevée ; l'eau liquide sort donc du four en ruisselant au-dessous des portes, après avoir restitué à la chambre toute la chaleur latente que la gazéification avait absorbée. Cet effet se produit pendant une grande partie de l'opération, et il ne se dégage de la vapeur d'eau qu'à dater du moment où toute la masse de bois est parvenue au moins à la température de 100° C. On modère le feu, vers la fin de l'opération, et on cesse de chauffer quand la température du bois est portée à 170° vers le centre, et à 140° au contact des murs. Le mouvement des molécules de vapeur déterminé par cette inégalité même de la température, achève la dessiccation en ramenant toute la masse de ligneux, comme dans le cas précédent, à une température moyenne de 150°. C'est alors seulement que l'on ouvre la chambre, en sorte que la quantité de chaleur perdue à dater de ce moment, dans le ligneux et dans les parois du four,

n'est pas plus considérable que celle qui est perdue dans le cas précédent, nonobstant l'excédant de température qui a régné dans le four à ligneux pendant la majeure partie de l'opération.

Pour un four à ligneux opérant dans ces conditions, et où l'on produisait 6 parties de ligneux pour chaque partie de ligneux brûlée dans le foyer, j'évalue approximativement ainsi qu'il suit la répartition de la chaleur dépensée pour le chauffage du four.

Dépense de chaleur.

Le bois équivalent à 1,000 de ligneux, brûlé dans le foyer sous les influences les plus favorables à une combustion complète développe. Calor. 4.000

Emploi de cette chaleur.

Partie utilisée :

Chaleur absorbée par 6 kilogr. de ligneux porté à la température de 150° C. 477 } Calor.
Chaleur absorbée par la vaporisation de 2^k,4 d'eau expulsée à la température de 100° C. . . 1.560 } 2.037

Partie perdue :

Chaleur retenue par 10^k,70 de gaz brûlés tenant un demi-équivalent d'air en sus de l'équivalent du ligneux brûlé. 1.220 }
Chaleur absorbée par les parois du four, 1,623 } 2.843
A déduire pour la chaleur restituée au four par la condensation, à l'intérieur, de 1^k,60 de vapeur d'eau. 880
Reste. 1.963 ci. 1.963
Total égal. 4.000

Les faits et la théorie que je viens d'exposer ne démontrent pas seulement la supériorité des appareils fondés sur le second principe; ils font entrevoir que les applications qu'on en a faites sont elles-mêmes susceptibles de recevoir des perfectionnements considérables. Je compléterai donc cette étude sur l'approvisionne-

ment des usines en combustibles végétaux, en exposant les moyens auxquels on peut recourir, dans l'état actuel de la science et de l'art, pour améliorer la construction des fours à ligneux.

Tous les foyers de chaleur employés dans la métallurgie du fer n'utilisent que la moindre partie du pouvoir calorifique des combustibles; les flammes perdues après avoir produit la vapeur nécessaire à la mise en action des machines, et, au besoin, d'autres effets calorifiques utiles à la production du fer, recèlent encore une quantité considérable de chaleur sensible qui peut être facilement employée à la conversion du bois en ligneux. Cette application est d'autant plus naturelle que la température des fours à ligneux devant rester inférieure à 200° C., peut être aisément développée par les gaz brûlés, déjà refroidis par leur passage dans les appareils où l'on produit l'air chaud, la vapeur, etc. Au reste, on démontrera plus loin (12) que toute grande usine à fer peut préparer, sans consommation spéciale de combustible, tout le ligneux qui lui est nécessaire.

On a vu précédemment que dans un appareil où l'on produit une quantité de ligneux sextuple de la quantité de ligneux consommée comme combustible, la majeure partie de la chaleur développée par ce dernier est employée à échauffer le ligneux produit à 150° C., et à vaporiser l'eau hygrométrique avec laquelle ce dernier était associé; mais rien n'empêche de tirer parti, dans l'intérêt de l'opération même, de la quantité de chaleur accumulée dans le ligneux et dans cette vapeur. Ainsi, au lieu de refroidir en pure perte, dans l'atmosphère, le ligneux porté à la température de 150° C., on peut employer la chaleur qu'il recèle au moment où l'opération se termine, à élever la température d'une masse d'air servant elle-même à opérer sur le bois un

premier degré de dessiccation. La chaleur latente de la vapeur d'eau dégagée du bois peut elle-même être employée à opérer l'échauffement et la dessiccation préalables du bois, d'une manière plus rationnelle que dans le four de Neuberg (10) ; dans ce dernier four, en effet, la vapeur produite au centre de la masse ne peut plus être condensée près des parois, dès que le bois contigu à ces dernières a été porté à la température de 100° C. Pour tirer parti de la majeure partie de cette vapeur, il faut donc maintenir longtemps dans le four une différence prononcée de température, et par conséquent modérer le feu pendant la majeure partie de l'opération. En résumé, on doit opérer assez lentement, et l'on n'obtient d'un matériel donné qu'une production médiocre, quand on se propose d'utiliser en partie, dans le four même, la chaleur latente contenue dans l'eau vaporisée. On obtiendra évidemment un meilleur résultat en employant la chaleur latente de la vapeur dans une enceinte distincte de celle où cette vapeur se produit. Dans ce système, la dessiccation du bois s'opérera dans deux enceintes contiguës : dans la première enceinte, le bois s'échauffera et se desséchera en partie, soit au moyen de la chaleur sensible de la masse d'air qui aura refroidi le ligneux produit dans la deuxième enceinte, soit au moyen de la chaleur latente que contient la vapeur dégagée dans cette dernière. La conversion définitive du bois en ligneux s'opérera, dans la seconde enceinte, au milieu d'une atmosphère de vapeur surchauffée. Cette vapeur fournie par le bois lui-même en sera dégagée au moyen de flammes ou de gaz chauds agissant dans des tuyaux qui traversent l'enceinte à ligneux, ou qui circulent dans une double enveloppe à la surface extérieure de cette enceinte.

Mais pour réaliser cette disposition, il faut transpor-

ter le bois successivement dans les deux enceintes : or cette double manipulation, si elle devait s'opérer dans les conditions ordinaires, entraînerait une dépense de main-d'œuvre qui balancerait l'avantage obtenu en ce qui concerne l'emploi de la chaleur. On évitera ce supplément de frais, et l'on obtiendra tous les avantages qui s'attachent à l'emploi de plusieurs enceintes, en pratiquant les effets calorifiques dont on vient d'indiquer le principe, dans une galerie où le bois sera introduit à l'aide de wagons roulant sur des rails. Les deux enceintes seront établies dans cette galerie au moyen de trois portes ou cloisons mobiles, qui se prêteront à l'entrée et à la circulation intérieure du bois, ainsi qu'à la sortie du ligneux.

En outre, pour tirer parti de la chaleur sensible contenue dans le ligneux fabriqué, on recevra ce produit dans un compartiment de sortie où il se refroidira par le contact d'une masse d'air qui y sera appelée à cet effet. La présence de cette troisième enceinte aura encore l'avantage de préserver du contact direct de l'air extérieur, au moment de l'ouverture des portes, l'enceinte où se produit le ligneux ; par un motif analogue, on trouvera également avantage à établir un compartiment servant d'entrée, en avant de l'enceinte destinée à l'échauffement et à la dessiccation préalables.

Les maîtres de forges qui n'ont point eu occasion de comparer les faits que je viens de rapporter ont, en général, donné la préférence aux appareils dans lesquels les gaz brûlés agissent par contact direct sur les bois à convertir en ligneux. Les détails présentés ci-dessus les détermineront sans doute à vérifier par expérience la supériorité des appareils où la chaleur du foyer se disperse par rayonnement dans l'enceinte à ligneux. A

12. Appareils proposés pour vérifier ou mettre en pratique les principes établis touchant la préparation du ligneux.

défaut des fours plus parfaits que je vais proposer, ils peuvent d'abord se borner à chauffer une chambre remplie de bois avec de simples poêles munis d'un développement considérable de tuyaux.

L'appareil représenté par les *fig.* 8 à 11 de la Pl. V, et décrit à la fin de cet ouvrage, me paraît assez convenable pour constater, à peu de frais, l'économie de combustible qu'on peut obtenir en préparant le ligneux conformément aux principes déjà indiqués (11).

Cet appareil d'essai se compose de quatre chambres disposées semblablement, et dans lesquelles les diverses opérations qu'on va décrire se pratiquent toutes successivement et de proche en proche. Chaque chambre est munie d'un foyer et d'une série de tuyaux où circulent les gaz brûlés; mais on ne chauffe dans chaque subdivision du travail qu'un seul de ces foyers, celui que contient la chambre où, à cette époque, le bois achève de se convertir en ligneux,

Au commencement d'une première période de travail, au moment où l'on allume le feu dans le foyer de la chambre que je désignerai par le n° 1, le bois contenu dans cette chambre a déjà subi pendant la période précédente un premier degré de dessiccation. A dater de ce moment commence la dessiccation définitive, sous l'influence du rayonnement des tuyaux recevant les gaz du foyer, et l'on continue le feu dans ce même foyer jusqu'à ce que la conversion du bois en ligneux soit achevée. Pendant cette même période, la vapeur d'eau gazéifiée dans la chambre n° 1 se rend par des conduits spéciaux dans la chambre n° 2, où elle se condense en cédant sa chaleur latente au bois qui y est déjà chargé: cette même chambre reçoit les gaz brûlés, déjà refroidis par la circulation dans les tuyaux de la chambre du n° 1; sous cette double influence le bois

de la chambre n° 2 subit un commencement de dessiccation, jusqu'à ce que le bois étant converti en ligneux dans la chambre n° 1, le moment soit venu d'éteindre le foyer de cette chambre et de commencer la deuxième période du travail, en portant le feu dans le foyer de la chambre n° 2. Durant la première période, la chambre n° 3 reçoit une charge de bois, et vers la fin, quand la charge est complète, on y admet déjà la vapeur qui ne se condense plus complètement dans la chambre n° 2. Enfin la chambre n° 4, qui au début de la première période contient une charge de ligneux récemment fabriqué, se refroidit peu à peu jusqu'à ce qu'on puisse y faire la reprise de ce combustible: on peut d'abord tirer parti de la chaleur sensible accumulée dans le ligneux et dans les parois de la chambre n° 4, en mettant le foyer n° 1 en communication avec une des extrémités de cette chambre, tandis qu'à l'extrémité opposée on admet l'air extérieur par un orifice pratiqué dans la paroi.

Pendant la deuxième période, la conversion en ligneux du bois partiellement desséché s'exécute dans la chambre n° 2, comme elle s'était opérée durant la période précédente dans la chambre n° 1; puis on pratique respectivement, dans les chambres nos 3, 4 et 1, les manipulations qui ont eu lieu précédemment dans les chambres nos 2, 3 et 4.

Dans la troisième période, le foyer est allumé et la conversion du bois en ligneux a lieu dans la chambre n° 3; le travail continue ainsi de proche en proche, et dans le même sens, jusqu'à ce que, dans la cinquième période, les choses se trouvent de nouveau disposées comme elles l'étaient pendant la première.

J'estime que dans un appareil établi sur ce principe, et préservé convenablement des pertes de chaleur qui peuvent se produire par transmission au travers des

parois, la conversion en ligneux de 10 parties du bois tenant pour 1,00 de ligneux 0,40 d'eau, n'exigera pas une consommation de combustible supérieure à une partie de bois.

Je ne propose cet appareil d'essai que comme un moyen de vérifier la supériorité du principe de dessiccation fondé sur l'intervention de la chaleur rayonnante et de la vapeur surchauffée; mais je ne saurais en conseiller l'emploi pour le travail en grand, parce qu'il offre en partie les inconvénients propres aux appareils actuellement en usage. Il donne lieu aux pertes de chaleur qui résultent de l'intermittence de l'opération et surtout du refroidissement des enceintes où le ligneux a été préparé. Le chargement et la reprise du bois y absorbent également une quantité considérable de main-d'œuvre. Sous ces divers rapports, il y a lieu de préférer la galerie à quatre compartiments, dont le principe est exposé au paragraphe précédent. J'ai esquissé sur la Pl. VIII (fig. 7 à 15), et décrit à la fin de cet ouvrage un appareil de ce genre qui me paraît satisfaire aux principales conditions du problème soulevé par la fabrication économique du ligneux.

La galerie que je propose d'employer pour la fabrication du ligneux se compose de quatre sections contiguës, où les wagons chargés de bois sont transportés sur une ligne unique de rails et séjournent successivement dans l'ordre indiqué ci-après :

La première section, ou le *compartiment d'entrée*, contient une charge de bois, c'est-à-dire un nombre de wagons égal à celui qu'on introduit en une charge dans l'enceinte où se produit le ligneux. Ce compartiment est chauffé, comme la deuxième section, au moyen des gaz et de la vapeur d'eau qui ont traversé cette dernière et qui s'y sont partiellement refroidis.

La seconde section, ou l'*enceinte de dessiccation préalable*, contient six charges de bois; le bois s'y chauffe graduellement jusqu'à 100° C. environ, et perd environ la moitié de l'eau hygrométrique qu'il contient, sous l'influence de trois sources différentes de chaleur agissant simultanément : en premier lieu, par le contact des gaz brûlés ayant produit par rayonnement leur principal effet calorifique dans la troisième section; en second lieu, par le contact de l'air qui s'est échauffé dans la quatrième section, en refroidissant le ligneux fabriqué; en troisième lieu enfin, par la chaleur latente de la vapeur d'eau formée dans la troisième section, et qui cède cette chaleur en se condensant dans des tuyaux échauffant eux-mêmes l'air situé au niveau du sol de la galerie.

La troisième section, ou l'*enceinte à ligneux* proprement dite, contient six charges de bois; la conversion du bois en ligneux s'y achève dans la vapeur surchauffée, sous l'influence de la chaleur transmise au travers de parois en tôle, et fournie par les flammes sortant d'un foyer spécial, ou par les flammes et les gaz brûlés sortant des divers foyers métallurgiques. Les gaz brûlés, après y avoir circulé sans contact avec la matière ligneuse, débouchent dans la deuxième section de la galerie, où ils se trouvent en contact avec le bois. La vapeur surchauffée, développée au contraire aux dépens du bois dans l'intérieur même de la troisième section, traverse la deuxième section dans des tuyaux fermés, c'est-à-dire sans contact avec le bois.

La quatrième section, c'est-à-dire le *compartiment de sortie ou de refroidissement*, contient deux charges de ligneux au moment où l'une de ces charges vient de sortir de la troisième section : on y reprend constamment les wagons de ligneux refroidi, au fur et à mesure des besoins de l'usine; en sorte qu'elle se trouve à moitié

vide au moment où la charge suivante va sortir de la troisième section. Le refroidissement du ligneux y est opéré par de l'air froid circulant autour de l'enveloppe en tôle mince qui forme cette partie de la galerie : dans ce système, la chaleur sensible du ligneux se transmet donc successivement à l'air contenu dans l'enceinte, à la tôle, puis à l'air extérieur. Ce dernier s'échauffe progressivement en circulant en spirale depuis l'extrémité de la galerie jusqu'à la porte placée entre les quatrième et troisième sections ; il se rend ensuite par un conduit spécial dans la deuxième section, où il concourt, comme on l'a indiqué ci-dessus, à la dessiccation préalable.

En résumé, le bois introduit froid et humide par l'une des extrémités de la galerie en sort à l'extrémité opposée, converti en ligneux, à une température peu supérieure à celle de l'atmosphère ; les rails sur lesquels s'opèrent les déplacements successifs de chaque charge sont assez inclinés pour que le mouvement se produise par la seule influence de la gravité. Les agents de la dessiccation et du refroidissement, c'est-à-dire les flammes et l'air froid, parcourent la galerie suivant une direction opposée à celle qui est imprimée au bois : admis aux extrémités de la troisième et de la quatrième section, tous ces gaz, plus ou moins refroidis, sortent ensemble à l'extrémité de la galerie, où l'on peut supposer, pour fixer les idées, qu'ils sont appelés par un ventilateur. Quant à l'eau hygrométrique, admise dans la galerie avec le bois lui-même, elle en sort sous deux états différents : la partie gazéifiée dans la première et dans la deuxième section reste en dissolution dans le mélange d'air et de gaz qui a produit la dessiccation ; la partie gazéifiée dans la troisième section se condense dans les tuyaux des deux sections précédentes et forme une source d'eau distillée liquide à 100° C., qui pourra, en

plusieurs cas, recevoir une destination utile ; elle conviendra spécialement à l'alimentation des chaudières.

La galerie est fermée à ses extrémités, et subdivisée aux trois points de jonction des diverses sections par des portes mobiles, au moyen desquelles on interrompt ou rétablit à volonté, soit la communication des sections extrêmes avec l'atmosphère, soit la communication mutuelle des sections contiguës.

On ne pourra déterminer qu'après une suite d'essais les détails de construction d'un appareil fondé sur ces principes. Pour aider autant qu'il dépend de moi aux premiers essais qui pourront être entrepris, j'ai esquissé, sur les *fig.* 7 à 15 de la Pl. VIII, un projet de galerie à ligneux destiné à une forge où l'on produirait annuellement 10.000 tonnes de fer. Dans le même but, je crois utile de présenter ici quelques données approximatives : les unes admises *a priori*, et qu'il semble, en effet, convenable d'adopter dans la pratique ; les autres déduites par le calcul de ces données premières et des conditions dans lesquelles l'appareil est établi. Le constructeur pourrait d'abord prendre ces données comme point de départ de ses recherches, en attendant que l'expérience ait fourni sur cette fabrication nouvelle des résultats plus positifs.

Pour procéder du simple au composé, j'ai d'abord calculé les divers éléments de la galerie, en admettant qu'on emploie pour chauffer cet appareil un foyer spécial consommant une partie du ligneux produit dans l'appareil même. J'admets d'ailleurs que le bois à dessécher tienne pour 1,00 de ligneux 0,40 d'eau hygrométrique.

Je suppose aussi que tous les éléments combustibles du bois soient brûlés d'une manière complète en présence d'une quantité d'air admise, comme le bois lui-

même, à 0° C., et excédant de 25 p. 100 l'équivalent chimique exact du ligneux. Dans ces conditions, pour chaque kilogramme de ligneux brûlé, le foyer livre aux carneaux de la section n° 3, 8^k,74 de gaz brûlés permanents, de vapeur d'eau et d'air portés à la température de 1.426° C., et contenant :

A l'état de chaleur latente, aussi longtemps que la vapeur d'eau conserve l'état gazeux.	313
A l'état de chaleur sensible.	<u>3.687</u>
Total.	4.000

Les surfaces de carneaux, et les quantités de bois sur lesquelles ces gaz agissent sont calculées de telle sorte que la température de ces gaz soit successivement réduite :

A la sortie de la section n° 3, à.	480° C.
— des sections n° 2 et 1, à.	72° C.

On charge dans la galerie 21 kilogrammes de bois équivalant à 15 kilogrammes de ligneux, pour chaque kilogramme de ligneux brûlé dans le foyer. Ce bois, admis dans la section n° 1 à la température de 0°, sort de la section n° 2 pour entrer dans la section n° 3, à la température de 100°, après avoir perdu 0,20 d'eau hygrométrique. Il est converti en ligneux dans cette dernière, en perdant le reste de l'eau hygrométrique. Le ligneux admis dans la section n° 4, à la température de 150°, en sort pour être dirigé vers les fours où on le consomme, à la température de 40°.

Le refroidissement du ligneux est opéré dans cette dernière enceinte au moyen de 25^k,72 d'air admis à 0°, et sortant à la température de 120°, pour se rendre dans les sections n° 2 et 1, qu'il traverse successivement pour sortir de la section n° 1 à la température de 72°, après s'être mélangé avec les gaz brûlés.

Les 0,20 d'eau expulsés du bois dans les sections

n° 1 et 2 sortent également à la température de 72°, à l'état de vapeur mélangée avec les gaz brûlés et l'air de la section n° 4. Ce mélange des trois gaz pèse 37^k,46, et se compose comme suit :

Gaz brûlés équivalent à 1,00 de ligneux.	6,62	k.
Air en excès admis dans le foyer.	1,55	
Air venant de la section n° 4.	25,72	} 37,46
Vapeur d'eau provenant de la combustion de 1 ^k ,00 de ligneux.	0 ^k ,57	
Vapeur d'eau provenant de la dessiccation partielle de 21 ^k ,00 de bois.	3,00	} 3,57

Ce mélange est loin d'être saturé de vapeur à la température de 72°, en sorte que l'eau y conserve l'état gazeux.

Les 18^k,00 de bois à demi desséché, introduits dans la section n° 3, y perdent les 3^k,00 d'eau qu'ils retiennent encore : la vapeur conduite dans des tuyaux sur le sol des sections n° 2 et 1, s'y condense en totalité ; l'eau distillée ainsi obtenue se rend, au fur et à mesure qu'elle se condense, dans un tuyau inférieur qui la conduit aux chaudières qu'elle alimente sans donner lieu, comme la plupart des eaux, à des dépôts de matières minérales.

Des soins tout particuliers sont apportés à la construction des parois de la galerie, dans le but de réduire autant que possible les pertes de chaleur qui ont lieu par diffusion au travers de ces parois. J'admets que par l'emploi de substances non conductrices employées pour revêtir les diverses enceintes, la perte due à cette cause n'excède pas les 15 centièmes de la quantité de chaleur sensible admise dans la galerie.

Dans une galerie à ligneux où ces diverses conditions seraient réalisées, la répartition des 4.000 calories développées dans le foyer par chaque kilogramme de ligneux brûlé aurait lieu ainsi qu'il est indiqué dans le tableau suivant.

Emploi de la chaleur produite par 1 de ligneux (brûlé avec 7^k,74 d'air), dans les sections nos 2 et 1, sans contact

RECETTE ET EMPLOI DE LA CHALEUR	
DANS LES QUATRE SECTIONS DE LA GALERIE A LIGNEUX.	
DÉSIGNATION des sections.	État sous lequel la chaleur est reçue ou livrée par chaque section.
Section n° 4.	
Chaleur reçue.	15 kil. de ligneux à 150°. reçu de la section n° 3 25k,72 d'air à 0° pour le refroidissement du ligneux. reçu de l'atmosphère.
Chaleur livrée.	15 kil. de ligneux à 40°. livré à l'atmosphère. 25k,72 d'air à 120°. livré à la section n° 1. Chaleur absorbée par les parois de la section n° 4.
	Totaux.
Section n° 3.	
Chaleur reçue.	Chaleur sensible de 8k,74 de gaz brûlés, à 1426° reçu du foyer. 18 kil. de bois à demi desséché à 100°. reçu de la section n° 2.
Chaleur livrée.	Chaleur sensible de 8k,74 de gaz brûlés, à 480°. livrés aux sect. nos 2 et 1. 15 kil. de ligneux à 150°. livré à la section n° 4. 3 kil. de vapeur d'eau à 100°. livrée aux sect. nos 2 et 1. Chaleur absorbée par les parois de la section n° 3.
	Totaux.
Sections nos 2 et 1.	
Chaleur reçue.	Chaleur sensible de 8k,74 de gaz brûlés, à 480°. reçus de la section n° 3. 25k,72 d'air à 120°. reçu de la section n° 4. 3 kil. de vapeur d'eau, à 100°. reçu de la section n° 3. 21 kil. de bois à 0°. reçu du dépôt de l'usine.
Chaleur livrée.	Chaleur sensible de 8k,74 de gaz brûlés, à 72°. livrés à l'atmosphère. <i>Id.</i> de 3 kil. de vapeur d'eau à 72°. livrée à l'atmosphère. <i>Id.</i> de 25k,72 d'air de la section n° 4, à 72°. livré à l'atmosphère. Chaleur latente de 3 kil. de vapeur d'eau. livrée à l'atmosphère. Chaleur sensible de 3 kil. d'eau distillée, à 100°. livrée aux chaudières. 18 kil. de bois demi-desséché, à 100°. livré à la section n° 2. Chaleur absorbée par les parois des sections nos 2 et 1.
	Totaux.
Chaleur latente des 8k,74 de gaz brûlés du foyer, qui, après avoir successivement traversé dans ces gaz non saturés, à 72° C.	
Total égal à.	

galerie où l'on produit 15 de ligneux, avec contact des gaz brûlés dans les sections dans la section n° 3.

QUANTITÉ totale de chaleur		RÉPARTITION DE LA CHALEUR LIVRÉE PAR CHAQUE SECTION.							TOTAL DE LA CHALEUR définitivement absorbée.
		Chaleur attribuée provisoirement aux sections			Chaleur absorbée définitivement				
reçue.	livrée.	n° 4.	n° 3.	nos 2 et 1.	par le gaz sortant de la section n° 4.	par le ligneux produit.	par l'eau distillée destinée aux chaudières.	par les parois de l'appareil.	
1.192	»	»	»	»	»	»	»	»	»
»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
»	318	»	»	»	»	318	»	»	318
»	824	»	»	824	»	»	»	»	»
»	50	»	»	»	»	»	»	50	50
1.192	1.192	»	»	824	»	318	»	50	368
3.687	»	»	»	»	»	»	»	»	»
1.095	»	»	»	»	»	»	»	»	»
»	1.240	»	»	1.240	»	»	»	»	»
»	1.192	1.192	»	»	»	»	»	»	»
»	1.950	»	»	1.950	»	»	»	»	»
»	400	»	»	»	»	»	»	400	400
4.782	4.782	1.192	»	3.190	»	»	»	400	400
1.240	»	»	»	»	»	»	»	»	»
824	»	»	»	»	»	»	»	»	»
1.950	»	»	»	»	»	»	»	»	»
»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
»	188	»	»	»	188	»	»	»	188
»	184	»	»	»	184	»	»	»	184
»	497	»	»	»	497	»	»	»	497
»	1.650	»	»	»	1.650	»	»	»	1.650
»	300	»	»	»	»	»	300	»	300
»	1.095	»	1.095	»	»	»	»	»	»
»	100	»	»	»	»	»	»	100	100
4.014	4.014	»	1.095	»	2.519	»	300	100	2.919
Chaleur latente des sections 3, 2 et 1, sort définitivement					313	»	»	»	313
Total égal à.					2.832	318	300	550	4.000

Les indications que je viens de donner prouvent suffisamment que la galerie à ligneux présentera une supériorité décidée sur tous les appareils employés jusqu'à ce jour. Le seul inconvénient de l'appareil que je propose résultera de l'obligation d'y faire intervenir un matériel roulant considérable : cependant on pourra maintenir les frais d'établissement entre des limites convenables, en employant le bois pour la construction des wagons, ainsi qu'on le fait à Lippitzbach pour l'établissement du grillage qui supporte la charge de ligneux, et en général en adoptant les dispositions économiques indiquées sur les *fig.* 16 et 17 de la Pl. VIII. Le supplément de frais d'établissement que ce système entraîne sera d'ailleurs largement compensé par l'économie réalisée sur la dépense courante de main-d'œuvre et sur la consommation de combustible. En effet, les frais de main-d'œuvre seront réduits dans une proportion considérable, puisqu'on remplace par l'intervention de la gravité, des manipulations exigeant aujourd'hui une grande quantité de bras. Quant à la consommation de combustible, elle est réduite environ au tiers de celle qui a lieu dans les bons appareils maintenant en usage. A la vérité, plusieurs des données premières, d'après lesquelles a été calculée la consommation probable de la galerie à ligneux, ne sont encore que des hypothèses sur lesquelles l'expérience n'a point prononcé; on peut reconnaître néanmoins, par l'examen des résultats consignés dans le tableau précédent, que ces hypothèses sont nécessairement comprises entre des limites peu étendues, et que les modifications qu'on y pourrait apporter ne changeraient point essentiellement ces résultats.

Il existe peu de foyers métallurgiques ayant pour objet la fabrication du fer qui absorbent les 50 cen-

tièmes du pouvoir calorifique des combustibles qu'on y consomme : les fours à flamme employés pour le puddlage de la fonte et le corroyage du fer brut sont spécialement dans ce cas. Les 15 kilogrammes de ligneux préparés dans l'appareil précédemment décrit, avec la chaleur due à la combustion de 1,00 de ligneux, laissent donc disponible la chaleur correspondante à $15 \times 0,70$ ou à $10^k,50$ de ligneux, lorsqu'on les brûle dans des fours à puddler et à réchauffer. Les flammes sortant de ces appareils contiennent par conséquent dix fois plus de chaleur qu'il n'est nécessaire d'en dépenser pour produire le ligneux qui les alimente. On peut donc les admettre d'abord, à la sortie du four, dans les chaudières où se produit la vapeur nécessaire pour l'alimentation des machines qui donnent le mouvement aux appareils mécaniques de la forge, et n'employer dans les galeries les gaz brûlés que lorsque ceux-ci ont été considérablement refroidis par leur contact avec les parois des chaudières.

On peut résumer ainsi qu'il suit les données qu'il faudrait prendre pour point de départ de la construction des appareils propres à l'application de ce principe.

Chaque kilogramme de ligneux brûlé dans les fours à flamme avec son équivalent exact d'air atmosphérique, y produit $7^k,19$ de gaz brûlés, à la température de 1.697° . Les 4.000 calories développées par la combustion y sont réparties :

A l'état de chaleur latente, aussi longtemps que		
la vapeur d'eau conserve l'état gazeux.	313	} 4.000
A l'état de chaleur sensible.	3.687	

Cette quantité de chaleur se distribue ainsi qu'il suit :

Les flammes, ayant produit dans les fours à fer les effets calorifiques qu'on désire, en sortent à la température moyenne

de 1.285°, après avoir cédé à 0^k,40 de fer, aux parois des fours, etc. 900

A la sortie des fours, ces mêmes flammes sont admises sous des chaudières où elles produisent, à la pression moyenne de 5 atmosphères, 1^k,50 de vapeur; elles sortent des carneaux de ces chaudières à une température de 751°, après avoir cédé aux chaudières et aux parois des carneaux. 1.200

Les gaz brûlés disponibles à la sortie des chaudières retiennent donc encore :

Chaleur latente.	513	}	1.900
Chaleur sensible.	1.587			
Total égal.				<u>4.000</u>

Or les gaz provenant de la combustion de 1,00 de ligneux dans les fours n'ont à produire dans la galerie que cette même quantité de ligneux. En outre, la quantité de chaleur à dépenser dans les diverses sections de la galerie, non compris ce qui est retenu par les gaz, monte seulement à 78 calories, savoir :

Chaleur absorbée par le ligneux à 100°.	21	} Calor.	
— par 0 ^k ,2 d'eau distillée, à 100°.	20		
— par les parois de la galerie.	37		
			78

D'un autre côté, les 7^k,19 de gaz brûlés qui doivent produire ces effets calorifiques, et qui sortent des carneaux de chaudières, à une température de 751° avec 1900 calories, se mêlent, avant de sortir de l'appareil, à deux autres gaz, savoir; à 0^k,20 de vapeur d'eau dégagée du bois dans les première et deuxième sections et à 1^k,72 d'air employé comme réfrigérant dans la quatrième section. Les 1900 calories amenés par les gaz brûlés se répartiront en conséquence ainsi qu'il est indiqué ci-après :

Chaleur dépensée dans la galerie.	78	}	1.822
Chaleur latente de 0 ^k ,77 de vapeur d'eau.	425		
Chaleur sensible de 9 ^k ,11 de gaz portés à la température de 499°.	1.599		
Total.			<u>1.900</u>

Ces résultats comparés à ceux du tableau précédent démontrent que les gaz disponibles contiennent un excédant de chaleur considérable à la sortie des appareils métallurgiques. Si donc on se place dans les conditions admises dans ce tableau, si l'on suppose que la chaleur soit mise à profit au point que la température des gaz sortant de l'appareil s'abaisse à 72°, on trouve à l'aide du calcul (*) qu'il suffit d'employer 1^k,17 de gaz brûlés recélant à la température de 751°, 509 calories. Cette quantité de chaleur est d'ailleurs répartie comme l'indiquent les chiffres suivants, lorsque les gaz ont produit leur effet.

Chaleur dépensée dans la galerie.	78	}	251
Chaleur latente de 0 ^k ,92 de vapeur d'eau.	161		
Chaleur sensible de 2 ^k ,98 de gaz à 72°.	70		
Total.			<u>509</u>

En résumé, si l'on pouvait donner utilement une autre destination aux gaz brûlés sortant des carneaux des chaudières où se développe la vapeur nécessaire à l'alimentation des machines de la forge, on produirait au besoin avec la sixième partie de ces gaz, la conversion du bois en ligneux.

En employant la totalité de ces gaz, auxquels on ne

(*) Soient : x , la quantité de gaz brûlés à 751° nécessaire pour produire les effets calorifiques, lorsque la température des gaz sortant de l'appareil est 72°; y , la quantité de chaleur sensible retenue par les gaz.

Admettons (ce qui simplifie le calcul sans modifier sensiblement le résultat), comme on l'a fait dans le tableau précédent, que le calorifique spécifique de la vapeur reste égal à 0,847 au-dessous comme au-dessus de 100°; qu'en conséquence, le calorifique spécifique moyen du mélange soit 0,502.

On pourra établir les deux relations :

$$\begin{aligned} 220,76 x &= 78 + y \\ y &= 155 + 65,54 x \end{aligned}$$

D'où l'on tire : $x = 1,17$ $y = 251$.

pourra toujours donner une autre destination, le constructeur sera dispensé d'établir l'appareil avec toutes les précautions indiquées précédemment, en ce qui concerne le meilleur emploi de la chaleur disponible. Dans tous les cas, les gaz sortiront de la galerie avec une température élevée; on pourra donc, en les recevant dans une cheminée, produire, sans l'intervention d'un ventilateur exigeant un moteur spécial, tous les mouvements de gaz nécessaires à la mise en action de l'appareil. Le projet de galerie représenté sur les *fig. 7* à 15 de la Pl. VIII, a été établi pour le cas où l'on emploierait la totalité des flammes perdues des fours à puddler et à réchauffer: la surface considérable que présente la section transversale de la galerie y est en rapport avec le volume considérable de gaz qui doit y circuler.

Parmi les nombreuses combinaisons que fera naître vraisemblablement la production du ligneux en présence de cet excédant de chaleur disponible, il y a lieu de signaler celle qui consisterait à simplifier l'appareil et à employer pour l'alimentation des chaudières à vapeur de l'usine la chaleur contenue dans l'eau et dans la vapeur séparées du ligneux.

On atteindrait ce but, en desséchant exclusivement le bois en vase clos, et en condensant la totalité de l'eau qu'il renferme. Dans ce système, il n'est plus nécessaire que les gaz brûlés circulent dans la galerie: on devrait donc en réduire la section à l'étendue strictement suffisante pour le passage des wagons. La construction et le service de l'appareil se trouveraient simplifiés. Les gaz du foyer, ou les flammes perdues employées comme agent calorifique, circuleraient exclusivement autour des parois en tôle de la galerie, depuis l'extrémité de la section n° 5 jusqu'à l'extrémité opposée de la section n° 1. La moitié de l'eau hygrométrique vaporisée

dans la section n° 3 circulerait dans des tuyaux placés près du sol des sections n° 2 et 1; l'autre moitié vaporisée dans une partie de la section n° 2 traverserait des tuyaux placés à côté des premiers et dont les orifices d'admission seraient contigus à la porte de la section n° 3. Par suite de cette disposition, la totalité de la vapeur d'eau séparée du bois dans les sections n° 3 et 2, parcourrait toute la longueur des tuyaux établis près du sol des sections n° 2 et 1. La portion de vapeur qui ne serait pas condensée dans les sections n° 2 et 1, échaufferait au moyen de serpentins, en dehors de la galerie à ligneux, des bâches contenant l'eau d'alimentation des chaudières de l'usine. L'eau distillée à 100° fournie par le bois contribuerait elle-même directement à cette alimentation.

L'expérience assurera vraisemblablement dans plusieurs cas la préférence à ce système, surtout lorsqu'il y aura utilité à préparer de grandes quantités d'eau chaude soit pour les chaudières, soit pour toute autre destination. La convenance de cette disposition se manifesterait également soit qu'on emploie pour chauffer la galerie les flammes sortant des foyers métallurgiques, soit qu'on ait recours à un foyer spécial.

J'ai pensé en conséquence qu'il y aurait intérêt à présenter dans un second tableau la répartition probable de la chaleur dans une galerie à ligneux établie sur ce principe. Pour rendre plus facile la comparaison des deux systèmes, je me suis placé dans des conditions analogues à celles que j'ai admises pour le calcul du premier tableau: seulement, je suppose que l'air employé comme réfrigérant dans la 4° section, et qui ne peut plus être introduit dans la 2° section, sert à alimenter le foyer.

Emploi de la chaleur produite par 1,00 de ligneux (brûlé avec 7k,74 d'air), dans le

foyer d'une galerie où l'on produit 15 de ligneux en vase clos, sans contact du foyer.

RECETTE ET EMPLOI DE LA CHALEUR DANS LES QUATRE SECTIONS DE LA GALERIE A LIGNEUX.		RÉPARTITION DE LA CHALEUR LIVRÉE PAR CHAQUE SECTION.									
DÉSIGNATION des sections.	État sous lequel la chaleur est reçue ou livrée par chaque section.	QUANTITÉ totale de chaleur		Chaleur attribuée provisoirement aux sections			Chaleur absorbée définitivement			TOTAL DE LA CHALEUR définitivement absorbée.	
		requé.	livrée.	no 4.	no 3.	nos 2 et 1.	par les gaz sortant de la section no 4.	par le ligneux produit.	par la vapeur ou l'eau distillée destinée aux chaudières.		par les parois de l'appareil.
Section no 4.											
Chaleur reçue.	15 kil. de ligneux à 150°. reçu de la section no 3. 7k,74 d'air à 0° pour le refroidissement du ligneux. reçu de l'atmosphère.	1.192	»	»	»	»	»	»	»	»	
Chaleur livrée.	15 kil. de ligneux à 100°. livré à l'atmosphère. 7k,74 d'air à 120°. id. au foyer de la galerie Chaleur absorbée par les parois de la section no 4.	»	794	»	»	»	»	794	»	794	
	Totaux.	»	248	»	»	»	»	»	150	150	
		1.192	1.192	»	248	»	»	794	»	944	
Section no 3.											
Chaleur reçue.	Chaleur sensible due à la combustion de 1,00 de ligneux avec 7k,74 d'air à 0°. reçu de la section no 4. Chaleur contenue dans 7k,74 d'air à 120°. reçu de la section no 4. Chaleur contenue dans 1,00 de ligneux à 0°. id. du dépôt de la galer. 18 kil. de bois à demi desséché à 100°. id. de la section no 2	3.657	»	»	»	»	»	»	»	»	
Chaleur livrée.	8k,74 de gaz brûlés, à 575°. livrés aux sect. nos 2 et 1. 15 kil. de ligneux à 150°. livré à la section no 4. 3 kil. d'eau en vapeur à 100°. livrée aux sect. nos 2 et 1. Chaleur absorbée par les parois de la section no 3.	»	1.488	»	»	1.504	»	»	»	»	
	Totaux.	»	1.192	»	»	»	»	»	»	»	
		»	1.950	»	»	1.950	»	»	»	»	
		»	400	»	»	»	»	»	400	400	
		5.030	5.030	1.192	»	3.454	»	»	400	400	
Sections nos 2 et 1.											
Chaleur reçue.	Chaleur sensible de 8k,74 de gaz brûlés, à 575°. reçus de la section no 3. 3 kil. de vapeur d'eau à 100°. reçu de la section no 3. 21 kil. de bois à 0,40 d'eau à 0°. reçu du dépôt de l'usine	1.488	»	»	»	»	»	»	»	»	
Chaleur livrée.	8k,74 de gaz brûlés, à 80°. livrés à l'atmosphère. 18 kil. de bois à demi desséché, à 100°. livré à la section no 3. 3 kil. d'eau distillée liquide à 100° gazéifiée en (3). livrée aux chaudières. 0k,57 d'eau distill. liquide, gazéifiée et condensée en (2,1). livrée aux chaudières. 2k,43 de vapeur gazéifiée en (2,1), chauffant l'eau d'alimentation des chaudières. Chaleur absorbée par les parois.	»	206	»	»	»	»	»	»	»	
	Totaux.	»	1.095	1.095	»	»	»	»	»	206	
		»	300	»	»	»	»	»	»	300	
		»	57	»	»	»	»	300	»	57	
		»	1.580	»	»	»	»	57	»	1.580	
		»	200	»	»	»	»	1.580	200	200	
		3.438	3.438	»	1.095	»	206	»	1.937	200	
	Chaleur latente des 8k,74 de gaz du foyer qui, après avoir traversé successivement les carneaux des sections nos 3, 2 et 1, sort définitivement dans les gaz non saturés à 80° C.						313	»	»	313	
	Total égal à la chaleur développée dans le foyer par 1 kil. de ligneux.						519	794	1.937	750	4.000

La chaleur produite dans le foyer de la galerie serait donc, en résumé, employée dans les deux systèmes ainsi qu'il est indiqué ci-après :

CHALEUR ABSORBÉE.	PRODUCTION DU LIGNEUX.	
	1 ^{er} système : avec contact partiel des gaz brûlés.	2 ^e système : sans contact des gaz brûlés.
Par les gaz brûlés sortant de la section n° 1 . . .	2.832	519
Par le ligneux produit	318	794
Par l'eau et la vapeur destinées aux chaudières	300	1.937
Par les parois de l'appareil	550	750
	4.000	4.000

Dans le second système, on pourrait préparer avec la vapeur et l'eau provenant de la dessiccation du bois presque toute l'eau à 100° nécessaire à l'alimentation des chaudières de l'usine. On produirait en effet :

Eau distillée à 100°	6 ^k ,0	} 19 ^k ,4
Eau chauffée avec la chaleur latente de 2 ^k ,45 de vapeur	13 ^k ,4	

Tandis que la quantité d'eau nécessaire est approximativement de 22^k,5, à raison de 1^k,50 par chaque kilogramme de ligneux brûlé dans les fours à puddler et à réchauffer.

L'expérience peut seule indiquer si la transmission de la chaleur se fera dans l'un et dans l'autre appareil conformément aux données admises dans les calculs dont le résultat vient d'être présenté ; en définitive, c'est à la pratique des ateliers qu'il faudra recourir pour déterminer le choix qu'il convient de faire entre ces deux systèmes et les diverses combinaisons secondaires qui se présentent tout d'abord à la pensée. En présence de l'excédant de chaleur disponible fournie par les gaz brûlés des foyers métallurgiques, le constructeur sera

vraisemblablement conduit à donner la préférence à l'appareil qui entraînera la moindre dépense en frais de premier établissement et d'entretien.

Le projet de galerie à ligneux représenté sur la Pl. VIII se rapporte à une forge produisant annuellement 10.000 tonnes de fer de diverses sortes (28), et dans laquelle on consomme par année 15.500 tonnes, et par jour de travail environ 56 tonnes de ligneux.

L'expérience seule indiquera le temps pendant lequel chaque charge de bois doit séjourner dans les diverses sections de la galerie pour y subir une dessiccation complète. J'ai supposé dans le projet que la durée de ce séjour serait :

Dans la 1 ^{re} section	5 ^h .26'
— 2 ^e —	20.54
— 3 ^e —	20.54
— 4 ^e —	6.51
Total	50.25

J'ai admis également que chaque wagon contiendrait 2 stères de bois cordé ; que chaque charge comprendrait 12 wagons et contiendrait 24 stères de bois, équivalant à 8 tonnes de ligneux ; enfin que chaque section de la galerie contiendrait à la fois, savoir :

1 ^{re} section	1 charge ou	12 wagons.
2 ^e —	6 —	72 —
3 ^e —	6 —	72 —
4 ^e —	2 —	24 —
Totaux	15	180

Il est vraisemblable que la conversion du bois en ligneux s'opérera plus vite que je ne l'ai supposé, et qu'en conséquence la galerie aura des dimensions moindres que celles qui lui sont données sur la Pl. VIII pour satisfaire aux conditions que je viens d'indiquer.

Une galerie à ligneux établie dans ces conditions à

13. Prix de revient probable du ligneux préparé au moyen des nouveaux appareils.

proximité d'ateliers convenablement disposés (8) pour la reprise du bois flotté et pour les manipulations, qui se rattachent au sciage, à l'empilage et au chargement des wagons, donnerait lieu, pour chaque tonne de ce combustible, à une dépense de 1^f,40 environ; en sorte que le prix de revient total de ce combustible n'excéderait pas 8^f,40, savoir :

Achat du bois : prix de la quantité de bois hydreux correspondant à 1 tonne de ligneux (5)	fr.	7,000
Transport intérieur : dépense considérablement réduite par suite des dispositions adoptées dans l'établissement de l'usine et comprise d'ailleurs dans le chiffre précédent (5)	»	»
Fente et sciage d'une partie du bois : dans une usine établie sur les bases dont il sera plus loin question (27), et où l'on prépare une quantité considérable de charbon de bois, on peut se dispenser de fendre le bois; les frais de sciage, considérablement réduits en ce qu'ils ne donnent point lieu à un remaniement spécial, sont d'ailleurs compris dans le chiffre précédent (5)	»	»
Conversion du bois en ligneux :		
Service de la galerie, 0 ^f ,08 à 2 fr.	0',160	} 1,400
Intérêts du capital immobilisé.	0',500	
Entretien du matériel.	0,250	
Surveillance, frais divers.	0,140	
Frais imprévus.	0,350	
Total	8,400	

14. Prix de revient du charbon de bois dans une usine centrale où l'on peut amener de grandes quantités de bois.

Le charbon de bois continuera dans l'avenir à jouer un rôle essentiel dans la métallurgie du fer, soit pour la production de la fonte, soit pour la conversion de la fonte en fers forgés de qualité supérieure. Le meilleur système à suivre consistera, en général, à imiter les beaux exemples offerts par plusieurs usines de la Styrie, de la Hongrie, etc., c'est-à-dire à produire ce combustible, dans l'usine même, à l'extrémité de la voie de flottage, près des fourneaux où il doit être consommé.

On pourra tenter d'ailleurs d'apporter diverses amé-

liorations aux méthodes actuelles de carbonisation : on s'appliquera, par exemple, à réduire le déchet de l'opération, en effectuant, avant de procéder au dressage des meules, la dessiccation qui s'opère ordinairement dans celles-ci moyennant une consommation spéciale de bois. La combinaison la plus convenable, en ce qui concerne le bon emploi des flammes perdues disponibles, et le succès de la carbonisation même, serait celle où les bûches contiguës à la cheminée centrale de chaque meule, seraient amenées à l'état de ligneux, tandis que le reste de la meule retiendrait au plus 20 à 40 pour 100 d'eau hygrométrique. Les gaz brûlés provenant des hauts-fourneaux et des bas-foyers alimentés par le charbon de bois, offriraient encore pour ce service toute la chaleur nécessaire, après avoir produit la vapeur réclamée par les machines motrices annexées à ces fourneaux. Dans le projet dont l'esquisse est donnée sur les Pl. VIII à X, on a supposé que cette dessiccation partielle serait opérée dans une galerie superposée à celle où se produit le ligneux, et desservie par le même ventilateur ou par la même cheminée. Cette disposition se lie bien à la convenance de reprendre à un niveau élevé, les bois mis en dépôt près des canaux de flottage, et d'amener ces bois à l'atelier de carbonisation par un chemin de fer établi à peu près de niveau avec la partie supérieure des meules. Au reste, pour la carbonisation, comme pour la préparation du ligneux, la pratique du nouveau type d'usines pourra suggérer d'autres solutions : ainsi, on concevrait que la dessiccation fût opérée, pendant la carbonisation, sur le bois réuni en meules, au moyen de courants de gaz brûlés conservant une température de 200° à 250°, et appelés au centre de celles-ci par un ventilateur.

Le charbon de bois ainsi fabriqué en grandes meules, sous des halles couvertes, dans les conditions favorables

indiquées sur les *fig.* 18 et 19 de la Pl. VIII et sur la Pl. X, avec le concours d'ouvriers soigneusement surveillés, pourra être obtenu au prix de 25 francs, savoir :

Achat du bois : prix de la quantité de bois hydreux correspondant à 1 tonne de charbon (5), 2',405 × 7',20.	fr.	17,316
Transports intérieurs : frais compris dans le chiffre précédent (5).	»	
Sciage de la moitié du bois : frais compris dans le chiffre précédent.	»	
Dessiccation partielle dans une galerie chauffée par les flammes perdues de l'usine :		
Service de la galerie, 0',04 à 2 fr.	fr.	0,080
Frais divers, intérêts du fonds, matériel, etc.		0,420
		0,500
Carbonisation :		
Dressage des meules.	0',60 à 2',40.	1,320
Façon de l'enveloppe.	0,15 à 2,10.	0,315
Carbonisation.	0,80 à 3,00 (1).	2,400
Frais de matériel.		0,165
Frais généraux et frais imprévus, déduction faite de la valeur des produits liquides de la carbonisation.		0,984
Total.		23,000

15. Résumé sur le prix de revient du bois et de ses dérivés, non compris la rente du sol forestier.

On peut admettre, en résumé, que dans des conditions favorables à la production de la matière ligneuse, avec le concours de voies de flottage perfectionnées, et en faisant abstraction de la rente à attribuer au propriétaire du sol forestier, on pourra obtenir aux prix indiqués ci-après, à 100 kilomètres de la forêt, les combustibles végétaux nécessaires à l'approvisionnement d'une usine à fer :

Le bois équivalent à 1 tonne de ligneux.	7',00
La tonne de ligneux.	8,40
La tonne de charbon de bois.	25,00

Les Pl. VIII et X, et l'explication de ces mêmes plan-

(1) Le salaire des charbonniers est ordinairement plus élevé ; mais la concentration du travail dans un seul atelier permettra de réduire la moyenne des salaires, en plaçant la fabrication sous le contrôle d'un petit nombre d'ouvriers de choix.

ches, consignée à la fin de ce mémoire, donnent toutes les indications désirables sur la disposition générale des ateliers et sur les formes spéciales d'appareils qui paraissent convenir le mieux pour la conservation et la préparation de ces combustibles dans une grande forge produisant annuellement 10.000 tonnes de fer.

Je vais maintenant rechercher, en ce qui concerne le charbon de terre, les résultats correspondants à ceux que je viens d'exposer pour le bois. Je commencerai par établir le prix de revient du charbon de terre dans des conditions favorables, et qui ne présentent au reste rien de plus avantageux que celles qui se trouvent souvent réunies dans les grands bassins carbonifères de l'Europe.

J'admets que la mine choisie comme type renferme plusieurs couches à peu près horizontales, d'une épaisseur totale de 5 mètres ; que ces couches soient situées à une profondeur moyenne de 300 mètres, et qu'on en extraie annuellement 30.000 tonnes de combustible. Un puits rond ayant 4 mètres de diamètre, coûtant 75.000 francs, sert à extraire tout le combustible existant dans chaque kilomètre carré ; un deuxième puits, qui sert plus tard au même usage, est d'abord employé pour l'aérage et pour l'extraction des eaux. La houille amenée au jour est transportée au canal voisin par un chemin de fer long de 2 kilomètres. Après un parcours de 97 kilomètres sur le canal, elle est enfin amenée par charretage, au lieu de consommation situé à une distance de 1 kilomètre.

Les frais de production peuvent, comme dans le cas du bois, être établis sous trois titres principaux :

16. Prix de revient du charbon de terre, sur les principaux bassins carbonifères de l'Occident.

1. *Frais spéciaux.*

Travaux préparatoires d'extraction :	fr.	
Perçement des puits, 0 ^l ,267 à 3 fr.	0,800	} fr. 1,400
Autres percements stériles, terrassements, transports de matériel d'un puits à l'autre, etc., 0 ^l ,055 à 3 fr.	0,160	
Frais de matériaux.	0,440	
Abattage, 0 ^l ,555 à 3 fr.	1,000	
Boisage dans les galeries et dans les tailles, sous un toit de consistance moyenne, 0 ^l ,100 à 3 fr.	0,300	
Élévation au jour :		
Chargement des wagons aux tailles, 0 ^l ,100 à 2 fr.	0,200	} 0,514
Roulage, des tailles au puits à 550 ^m , 0,051 à 2 fr.	0,062	
Élévation dans le puits au moyen d'une machine de 20 chevaux : chargement des wagons, 0 ^l ,080 à 2 ^l ,90.	0,252	
Épuisement des eaux, à l'aide d'une machine à vapeur de 50 chevaux, 0 ^l ,060 à 2 ^l ,90.	0,174	
Travaux stériles à raison des failles, des accidents, des rétrécissements de couches, des recherches, etc., 0 ^l ,080 à 2 ^l ,50.	0,200	
Matières consommées :	fr.	
Bois de soutènement, 0 ^m ,020 à 40 fr.	0,800	} 1,512
Houille pour les deux machines : 0 ^l ,072 à 5 ^l ,10.	0,368	
Graisses pour les deux machines, 0 ^k ,095 à 1 ^l ,20.	0,114	
Huile pour l'éclairage des travaux souterrains, 0 ^k ,156 à 1 ^l ,10.	0,150	
Fer et acier pour outils, 0 ^k ,080 à 1 fr.	0,080	
Total des frais spéciaux.	<u>5,100</u>	

2. *Frais généraux.*

Capital immobilisé :		
Terrain : au plus un hectare, d'une valeur locative annuelle de 1.500 fr.	0,050	} fr. 0,580
Matériel de l'exploitation :	fr.	
Deux puits.	150,000	
Machine d'épuisement.	75,000	
Roulage intérieur : matériel.	60,000	
Bâtiments et ateliers à la surface.	10,000	
Mobilier : outils, lampes, etc.	10,000	
Machine élévatoire et dépendances.	25,000	
	<u>550,000</u>	
Intérêt à 5 p. 100 de ce capital.	0,530	
<i>A reporter.</i>	<u>0,580</u>	

	fr.	
<i>Report.</i>	0,580	
Fonds de roulement : 60.000 fr. ; intérêt de ce capital à 5 p. 100.	0,100	
Entretien du matériel :		
Main-d'œuvre, 0 ^l ,028 à 2 ^l ,80.	0 ^l ,080	} 0,160
Matériaux.	0,080	
Entretien des outils de mineur :		
Main-d'œuvre, 0 ^l ,027 à 3 fr.	0,080	
Direction et surveillance des travaux.	0,200	
Redevance envers le souverain ou envers le propriétaire substitué à ses droits : 10 p. 100 du produit brut.	0,890	
Impôt sur le sol et sur l'industrie.	0,070	
Frais divers, assurances, dépenses imprévues, etc.	0,200	
Bénéfice de l'exploitant : 1/5 des frais de production.	1,570	
Total des frais généraux.	<u>3,850</u>	

3. *Frais de transport.*

Transport par chemin de fer du puits d'extraction au canal (2 kilomètres) :	fr.	
Ouvriers. 0 ^l ,010 à 2 fr.	0,020	} fr. 0,150
Animaux de trait. 0,010 à 3 fr.	0,030	
Péage, véhicules, etc.	0,100	
Transport sur le canal (97 kilomètres) :		
Ouvriers. 0 ^l ,588 à 2 fr.	0,776	} 5,880
Animaux de trait. 0,083 à 3 fr.	1,164	
Péage, véhicules, etc.	1,940	
Transport par charretage du canal au lieu de consommation (1 kilomètre) :	fr.	
Ouvriers. 0 ^l ,167 à 2 fr.	0,333	} 0,620
Animaux de trait. 0,083 à 3 fr.	0,250	
Péage, véhicules, etc.	0,037	
Total des frais de transport.	<u>4,650</u>	

La tonne de charbon de terre rendue à 100 kilomètres des lieux de production, revient donc en moyenne, sur le lieu de consommation, à 13^l,60, savoir :

Frais spéciaux.	5 ^l ,10	} 15 ^l ,60
Frais généraux et bénéfices.	3,85	
Frais de transport.	4,65	

Les usines à fer sont en général établies à proximité du bassin houiller : si l'on suppose qu'elles soient pla-

cées sur le canal, au point où débouche le chemin de fer venant de la mine, le prix de revient de la tonne ne dépassera pas 9^f,10, et se composera comme suit :

Frais spéciaux et généraux.	8 ^f ,95	} 9 ^f ,10
Frais de transport.	0,15	

17. Prix de revient du charbon de terre lavé et du coke.

Les matières terreuses mélangées aux charbons de terre se comportent souvent comme une matière inerte ; mais, en certains cas, elles diminuent notablement l'effet utile à attendre des éléments combustibles. C'est ce qui a lieu, par exemple, lorsque le charbon de terre est employé pour la fusion de minerais de fer dont la gangue se compose d'éléments réfractaires de même nature que la cendre de ce combustible. L'influence nuisible des cendres du charbon de terre se fait également sentir, lorsque celles-ci contiennent de la pyrite de fer ou d'autres substances ayant pour effet de détériorer la qualité du métal produit. Plusieurs usines à fer placées dans ces conditions trouvent avantage à séparer, par le lavage préalable du combustible réduit en petits fragments, la majeure partie de ces matières étrangères.

On peut admettre que dans des conditions moyennes il faut employer 1^t,14 de houille brute pour produire 1 tonne de houille lavée, et que le déchet total de l'opération se compose ainsi qu'il suit :

Houille lavée obtenue.	1 ^t ,000	} 0,140
Matières terreuses séparées par le lavage.	0 ^t ,068	
Schlamm combustible employé pour divers usages	0,067	
Perte.	0,005	
Total égal.	1,140	

Le lavage exécuté au moyen de cribles à secousse, avec une quantité d'eau montant à 1 1/2 mètre cube par tonne de houille lavée, fera monter le prix de cette

tonne à 10^t,60, dans les conditions que résume le tableau suivant :

Calcul du prix de revient d'une tonne de houille lavée.

Houille brute.	1 ^t ,14 à 9 ^f ,10	10 ^t ,374	} Valeur de 0 ^t ,068 de schlamm charbonneux, à raison de 6 ^f ,30 par tonne.	} 0 ^t ,430	
Main-d'œuvre :					
Lavage	0,284 à 2 ^f ,00	0,568	} Il reste donc pour la valeur d'une tonne de houille lavée.	} 10,600	
Suppl. de frais de transport. 0,020 à 2 ^f ,00	0,040	} 0,656			
Entretien du matériel.	0,008 à 3 ^f ,00				0,024
	0,312				
Matériaux.	0,024				
Total.		11,030	Total égal.	11,030	

Les frais de carbonisation de la houille, par l'une des méthodes les plus favorables à l'économie de la main-d'œuvre, peuvent être évalués à 0^f,80 par tonne, savoir :

Main-d'œuvre, 0 ^f ,20 à 2 fr.	0,400	} fr.
Capital immobilisé : intérêt à 5 p. 100.	0,110	
Entretien du matériel :		} fr.
Main-d'œuvre, 0 ^f ,040 à 2 ^f ,80.	0,112	
Matériaux.	0,112	
Surveillance.	0,066	0,800

Le prix de revient d'une tonne de coke provenant de houille lavée, appartenant aux catégories les plus communes et rendant 0,625 dans le travail en grand, pourra donc être établi ainsi qu'il suit, dans l'usine à laquelle se rapportent les données précédentes :

Houille lavée : 1 ^t ,60 à 10 ^t ,60.	17 ^f ,00
Frais de carbonisation : 1,60 × 0 ^f ,80.	1,28
Total.	18,28

En résumé, le charbon de terre et ses dérivés reviennent moyennement aux prix indiqués ci-après dans une usine métallurgique établie sur un bassin carbonifère, et reliée à la mine de charbon par un chemin de fer de 2 kilomètres :

La tonne de charbon de terre.	9 ^f ,10
— de charbon de terre lavé.	10,60
— de coke.	18,28

18. Résumé sur le prix de revient du charbon de terre et de ses dérivés.

Beaucoup d'usines placées dans des conditions favorables et appelées à prendre un grand développement s'approvisionnent de ces combustibles à des taux plus élevés : en revanche, plusieurs forges de la Grande-Bretagne, de la France, de la Belgique, de la haute Silésie, etc., s'approvisionnent à un taux bien inférieur à ce prix moyen. D'ailleurs, ainsi que je le fais remarquer dans plusieurs paragraphes de cet ouvrage (20, 55), le prix des combustibles minéraux consommés par les forges varie ordinairement selon le taux des salaires et la situation des affaires commerciales. Toutefois, en tenant compte des compensations qu'il y a lieu d'établir sous ce rapport entre les divers groupes de forges européennes, j'estime que le prix moyen des combustibles minéraux qu'elles consomment s'écarte peu des chiffres consignés ci-dessus.

La nature et le prix des combustibles sont les circonstances qui influent le plus sur le prix de revient et sur la valeur commerciale des produits de la métallurgie du fer : les données établies dans ce chapitre pour le bois, le charbon de terre et leurs dérivés vont donc fournir les principaux éléments de la comparaison qui fait l'objet du chapitre suivant.

CHAPITRE II.

DESCRIPTION DE LA NOUVELLE MÉTHODE DE CARINTHIE; COMPARAISON DU PRIX DE REVIENT DES FERS FABRIQUÉS AU BOIS PAR CETTE MÉTHODE, ET DES FERS PRODUITS AU CHARBON DE TERRE DANS LES GRANDES USINES DE L'OCCIDENT.

Les caractères spéciaux qu'imprimaient autrefois aux différents groupes de forges européennes la diversité des réactions chimiques et les habitudes propres de chaque population se remarquent à peine aujourd'hui dans les forges à la houille de l'Occident. Chaque jour les autres convenances s'y subordonnent de plus en plus à la nécessité de réduire les dépenses de main-d'œuvre, et de recourir à l'intervention des agents mécaniques les plus puissants. Il en résulte que les forges à la houille, de même que les manufactures consacrées à l'élaboration des matières textiles, tendent de plus en plus vers l'uniformité.

Les minerais bruts ou grillés sont soumis à la fusion dans des hauts-fourneaux de dimensions considérables, alimentés ordinairement par le coke, et dans lesquels l'air nécessaire à la combustion est projeté par des machines soufflantes énergiques à une pression qui excède ordinairement d'un sixième, parfois même d'un quart, la pression atmosphérique.

Dans la plupart des cas, la fonte est directement convertie en fer forgé sans affinage préalable, dans des fours à puddler qui reçoivent les scories riches et les battitures produites par le travail mécanique du fer.

Les loupes de fer spongieux, à la sortie du four à puddler, sont façonnées en lopins, au moyen du marteau ou de diverses machines à compression : ceux-ci sont ensuite étirés à l'aide du laminoir à cannelures, en barres brutes qui sont immédiatement coupées en tronçons au moyen de cisailles.

Ces tronçons de fer puddlé brut, dont la grosseur est

19. Prix de revient du fer dans les forges au charbon de terre; causes de la supériorité acquise à ces forges, dans leur lutte contre les forges au bois.

subordonnée à la dimension des fers marchands qu'on veut produire, sont soumis à la température du blanc soudant dans des fours à flamme, puis étirés, au moyen de laminoirs à cannelures, sous une multitude de formes, qui pour la plupart n'auraient été obtenues qu'avec une dépense excessive au moyen des anciens appareils d'étirage.

Le mouvement est imprimé aux machines soufflantes, aux machines à cingler et aux laminoirs par des machines à vapeur : dans les forges, où l'on tend à opérer dans les conditions les plus économiques, la vapeur est surabondamment produite à l'aide des flammes sortant des diverses sortes de fourneaux; l'entretien du moteur n'entraîne par conséquent aucune consommation spéciale de combustible.

Les forges qui opèrent dans ces conditions, et qui se trouvent d'ailleurs placées à proximité des gîtes fournissant le charbon de terre et le minerai de fer, peuvent avec avantage livrer au commerce la tonne de fonte au prix de 75 francs, et la tonne de fer marchand au prix de 160 francs. Les usines de Belgique, et surtout celles de Grande-Bretagne, qui réunissent pour la plupart ces conditions, et entre lesquelles la concurrence se fait vivement sentir à certaines époques, baissent souvent leurs prix au-dessous de ce taux. Cette circonstance s'est présentée surtout pendant ces dernières années : on a vu le prix de la fonte se tenir entre 45 et 50 francs dans plusieurs usines de la Basse-Écosse plus exposées que d'autres à l'excitation de la concurrence; aux mêmes époques, le prix du fer est descendu à 100 francs dans plusieurs usines de l'Écosse et du pays de Galles. Les usines de France et d'Allemagne, au contraire, qui sentent moins l'aiguillon de la concurrence intérieure et étrangère, qui réunissent

moins ordinairement que celles de Belgique et de Grande-Bretagne les deux éléments principaux de la fabrication, qui d'ailleurs n'ont point suppléé à cet inconvénient, autant qu'elles le feront dans l'avenir, à l'aide de voies de communication perfectionnées, tiennent encore leurs prix de vente à un taux supérieur. En résumé, le prix de 160 francs est une moyenne qui convient déjà à beaucoup de forges à la houille de l'Occident, et dont la plupart des autres forges tendent incessamment à se rapprocher.

Le prix de vente normal de 75 francs par tonne peut être établi, ainsi que l'indiquent les chiffres rapportés ci-après, dans un atelier composé de deux hauts-fourneaux actifs produisant la quantité de fonte nécessaire à l'approvisionnement d'une forge où l'on fabrique annuellement 10.000 tonnes de fer malléable. On admet que le coke y est obtenu dans les conditions mentionnées au chapitre précédent (17); que les minerais sont de qualité moyenne sous le rapport de la fusibilité, et qu'en résumé les principales conditions du travail y sont conformes aux indications du tableau suivant.

1. Frais spéciaux.		fr.
Minerais.	5,00 à 11,00	33,00
Castine.	0,80 à 3,00	2,40
Coke (y compris la consommation concernant la mise en feu).	1,50 à 18,28	23,76
Main-d'œuvre (pour le fourneau et les machines).	1,215 à 2,00	2,45
2. Frais généraux.		
Intérêt du capital engagé.		2,96
Entretien du matériel :		
Main-d'œuvre.	1,55	5,10
Matériaux.	1,55	
Direction, administration et surveillance.		2,30
Frais divers : impôts, accidents, frais imprévus.		2,09
Bénéfice évalué moyennement à 5 p. 100 du capital engagé.		2,96
Total du prix de vente de 1 tonne de fonte au coke.		75,00

Une forge qui, en élaborant cette fonte, produirait chaque année 10.000 tonnes de fer, comprendrait 15 fours à puddler simples, 5 fours à réchauffer, un marteau cingleur, un train de laminoirs pour fer puddlé, 2 trains de laminoirs pour gros fers et pour fers assortis. Je suppose que les flammes sortant des fours à puddler et à réchauffer soient employées à produire la vapeur nécessaire à la mise en action des appareils mécaniques; j'admets également que les fontes directement soumises au puddlage, sans mazéage préliminaire, donnent des fers parfaitement soudables, et qu'en conséquence on puisse se borner, dans l'ensemble de la fabrication, à pratiquer un double corroyage sur le dixième des fers obtenus.

Dans ces conditions, le prix de vente normal de 160 francs par tonne se composerait approximativement des éléments indiqués ci-après :

1. Frais spéciaux.		
Fonte.	1,31 à 75,00.	fr. 98,25
Houille.	1,85 à 9,10.	16,84
Main-d'œuvre :		fr.
Pour le puddlage.	51,50 à 3,00.	10,50
Pour le réchauffage.	1,20 à 2,40.	2,88
Pour les machines.	0,16 à 2,90.	0,46
		128,93
		fr. 128,93
		13,84
		4,86

2. Frais généraux.		
Intérêt du capital engagé.		8,50
Entretien du matériel :		
Main-d'œuvre.	1,05 à 2,75.	2,88
Matériaux.		5,75
Direction, administration et surveillance.		2,80
Frais divers : impôts, accidents, frais imprévus.		2,64
Bénéfice évalué à 5 p. 100 du capital engagé.		8,50
Total du prix de vente de 1 tonne de fer à la houille.		160,00

Ce prix moyen s'applique à des assortiments généraux de fers marchands, composés en partie de petits

fers, de rails, de tringles, de cornières, c'est-à-dire de sortes qu'on produit aisément au laminoir, mais qui, dans les anciens modes de fabrication, donnaient lieu, en main-d'œuvre et en combustible, à des frais considérables. Comparé aux prix des sortes analogues fabriquées au commencement de ce siècle dans la majeure partie des forges européennes, le prix de 160 francs équivaut à une réduction d'au moins 50 p. 100 : il n'est donc point étonnant que, depuis cette époque, les forges au charbon de terre aient pris un si grand essor. Cette prospérité repose en définitive sur deux circonstances principales. En premier lieu, dans les bassins carbonifères de richesse moyenne, le sol recèle cinq cents fois plus de matières combustibles qu'il n'en existe à la surface dans la plus riche forêt; d'où il résulte qu'une redevance même considérable attribuée au propriétaire du fonds augmente à peine de 10 p. 100 le prix de revient du charbon de terre (16); tandis qu'une redevance modérée attribuée au propriétaire d'une forêt, double souvent le prix de revient du bois. En second lieu, l'emploi des fours à flamme et surtout des laminoirs à cannelures, réduit au moins de la moitié, souvent des deux tiers, la quantité de main-d'œuvre qui est encore dépensée dans les forges au bois.

La consommation de charbon de terre, qui à l'origine de la nouvelle fabrication s'élevait au décuple du poids de fer fabriqué, a subi elle-même une réduction considérable par suite de l'amélioration du travail des hauts-fourneaux, de la suppression du mazéage, des perfectionnements apportés à la disposition des fours à puddler et à réchauffer, et surtout grâce à l'emploi qu'on fait aujourd'hui des gaz et des flammes de ces fourneaux pour produire toute la vapeur nécessaire à la mise en action des appareils mécaniques. L'usine pour laquelle

est établi ci-dessus le prix de revient du fer, et où j'admets que tous ces perfectionnements aient été réalisés, produit la tonne de ce métal avec une consommation moyenne de 4^t,77 de houille brute, savoir :

Pour la fabrication de la fonte. 2^t,92
Conversion de la fonte en fer marchand. 1^t,85 } 4^t,77

20. Situation dés-avantageuse des forges au bois de l'Occident.

Plusieurs forges au bois du nord de l'Europe, qui se procurent le combustible à un prix moindre que le taux moyen admis dans le premier chapitre, soit pour le charbon de terre, soit pour le combustible végétal, fabriquent le fer au même prix que les forges à la houille de l'Occident. Mais cette circonstance doit être considérée comme exceptionnelle, et, pour la majeure partie des forges au bois de l'Europe, le prix de fabrication est incomparablement plus élevé. Plusieurs causes se réunissent ordinairement pour élever le prix de revient des fers au bois.

La fabrication du fer au bois a été basée essentiellement jusqu'à ce jour, sur l'emploi de foyers à tuyères alimentés par du charbon. Le fer affiné par petites masses ne peut être avantageusement soumis à l'action des grandes machines à cingler et à laminier : il doit être façonné au marteau; en sorte que l'opération métallurgique de même que le travail mécanique absorbent une quantité considérable de main-d'œuvre. Il existe encore des forges au bois ayant conservé les méthodes de fabrication du xv^e siècle, et dans lesquelles on emploie pour la production d'une tonne de fer au delà de 50 journées de travail. La plupart des forges au bois du continent emploient encore, pour cette même production, de 12 à 15 journées, soit le triple de la quantité de main-d'œuvre réclamée par les usines à la houille. Cette circonstance explique en grande partie la position difficile

où se trouvent, devant ces dernières, les forges au bois placées d'ailleurs dans des conditions éminemment favorables.

Tandis que dans les conditions normales précédemment indiquées une forge à la houille consomme seulement 4^t,77 de houille brute pour produire 1 tonne de fers assortis, la consommation de ligneux qu'exige la production de sortes également ouvrées est ordinairement comprise entre 12 et 15 tonnes. L'étude des principales méthodes de fabrication au bois de l'Europe, m'a conduit en effet à constater les consommations indiquées dans le tableau ci-après :

DESIGNATION des GROUPEs DE FORGES.	NATURE DES MINÉRAIS ET DES FONTES élaborés.	ÉQUIVALENT de ligneux consommé pour produire 1,00 de fers assortis :		
		dans la fabrication de la fonte	dans la fabrication du fer forgé.	Total.
Hauts fourneaux et forges :				
de Franche-Comté. .	Minerais crus, peu fusibles. — Fontes noires. — Méthode comtoise.	6,15	5,85	12,00
du Nivernais. . . .	Minerais crus, peu fusibles. — Fontes grises. — Méthode ni- vernaise.	6,14	9,33	15,47
de l'Upland (Suède).	Minerais grillés, très-fusibles. — Fontes blanches et truitées. — Méthode wallonne.	4,48	10,35	14,83
de la Sibirie.	Minerais grillés, fusibles. — Fon- tes truitées — Méthode alle- mande-russe.	4,78	10,95	15,73
de la Carinthie. . . .	Minerais grillés, très-fusibles. — Fontes manganésifères mé- lées. — Méthode carinthienne.	4,36	11,21	15,57
de la Lombardie. . . .	Minerais grillés, très-fusibles. — Fontes blanches manganésifé- res. — Méthode bergamasque.	4,23	11,53	15,76
Forges à traitement direct :				
de l'Ariège.	Minerais crus, fusibles, purs. — Méthode de l'Ariège	»	12,02	12,02
de la Haute-Hongrie.	Minerais grillés, riches. — Mé- thode des fourneaux à masse.	»	15,18	15,18
de la Galice.	Minerais grillés, riches. — Mé- thode de Biscaye modifiée.	»	19,21	19,21
de la Corse.	Minerais grillés, riches, purs. — Méthode corse.	»	22,75	22,75

La situation désavantageuse où sont placées les forges au bois de l'Europe n'est pas due seulement aux énormes consommations signalées par le tableau précédent; elle résulte encore des combinaisons vicieuses adoptées par la plupart de ces forges pour le transport des combustibles. En effet, les voies de flottage qui se prêtent seules au transport économique des combustibles végétaux (8) n'ont guère été mises à profit jusqu'à présent que par quelques grandes forges de l'Autriche, de la Suède et de la Russie. Par les motifs indiqués précédemment (8), ce puissant moyen d'action a été peu employé par les forges du Centre et de l'Occident. Ces établissements se sont donc attachés pour la plupart à résoudre la difficulté résultant du prix élevé du charretage, en réduisant autant que possible le poids du combustible à transporter et la distance parcourue. Subordonnant à cette convenance impérieuse le choix des méthodes de travail, elles ont été conduites à conserver la fabrication au charbon de bois et au marteau, dans de petits établissements, disséminés sur les cours d'eau au milieu des forêts, où des ouvriers habiles, mais privés de tous les moyens de développement fournis par les progrès récents des arts mécaniques et des voies de transport, ne peuvent que maintenir l'état de choses créé par les mémorables découvertes du xvi^e siècle. Abandonnées en fait à l'influence des ouvriers, les forges au bois se trouvent pour la plupart privées des moyens de succès qu'assure aux grandes forges au charbon de terre, une direction intelligente imprimée par des personnes initiées aux progrès de la science et de l'art, et habituées aux grandes opérations du commerce et de la finance.

D'un autre côté, les modifications qui s'introduisent progressivement dans l'organisation des sociétés, et spécialement dans le mode de transmission des biens,

ont amené déjà, dans plusieurs groupes de forges, une opposition d'intérêts entre la propriété des usines et celle des forêts. Au milieu des variations continuelles qui surviennent dans le prix des fers, la fixation du prix de cession du bois entraîne des luttes sans fin, dans lesquelles le propriétaire de forêts semble d'abord avoir avantage. Celui-ci en effet peut, sans dommage sensible, remettre à une année suivante la vente de son bois, tandis que le maître de forges ne peut chômer sans s'exposer à une perte considérable. Mais tout avantage pris sur les usines au bois, et qui empêche celles-ci de soutenir convenablement la concurrence des fers au charbon de terre, est en définitive funeste à la propriété forestière, et ne profite qu'aux intérêts qui se rattachent à l'exploitation des combustibles minéraux.

Il en est autrement pour les usines au charbon de terre: l'exploitation des houillères et celle des forges tendent à se réunir plutôt qu'à se séparer; et lorsqu'elles sont confiées à des personnes distinctes, celles-ci ayant un égal intérêt à maintenir un travail régulier, ne manquent jamais de s'entendre sur le prix de cession du combustible.

La multiplicité des usines au bois dans un même district, les inégalités dues à la diversité des distances et des moyens de transport, parfois enfin l'extrême division de la propriété forestière, ne permettent pas aux intérêts qui se trouvent en présence, de s'entendre aussi facilement sur le prix de cession des bois; il en serait autrement si tous les produits d'un district forestier étaient dirigés vers une grande usine centrale située à l'extrémité d'une voie de flottage. Le rapport qu'il y a lieu d'établir entre le prix des bois rendus à l'usine et le prix de vente du fer, pourrait être fixé par un tarif: les frais de flottage seraient répartis équitablement entre les di-

vers propriétaires et le prix à attribuer à chaque livraison de bois faite sur le bord de la voie de flottage desservant chaque propriété, se trouverait par là implicitement déterminé.

Le bois ainsi transporté à bas prix dans une grande usine qui consommerait les produits de tout un district forestier, se prêterait à toutes les opérations qu'on exécute au moyen du charbon de terre; converti en charbon de bois, il servirait à la fabrication de la fonte dans de puissants hauts-fourneaux, encore inconnus dans l'Occident, et dont la force productive égale celle des plus grands fourneaux au coke. Simplement converti en ligneux, il alimenterait des fours à flamme établis, à quelques nuances près, comme les fours à la houille, et au moyen desquels la fonte serait convertie en fer marchand laminé.

La création d'usines centrales consommant tous les bois de chaque district forestier, mettrait donc fin à la plupart des inconvénients qu'offre aujourd'hui l'organisation technique et économique des forges au bois; elle permettrait l'emploi des méthodes qui substituent avec tant d'économie le travail des machines à celui de l'homme; elle ferait cesser les luttes ruineuses qu'entretient, entre les propriétaires de forêts et les maîtres de forges, la fixation des prix des bois et des charbons; elle ouvrirait à la métallurgie et à la propriété forestière des perspectives toutes nouvelles.

Ce n'est point à dire cependant que l'affinage au charbon de bois et le travail au marteau doivent être supprimés dans tous les districts de forges: loin de là, ce mode de fabrication sera encore employé avec avantage pour produire plusieurs variétés de fer qu'on n'a pu encore obtenir au moyen du charbon de terre et du laminoir. Selon toute vraisemblance, on continuera égale-

ment à faire usage des méthodes mixtes qui se sont répandues depuis le commencement de ce siècle, et qui tendent à concilier la haute qualité que donne l'affinage au charbon de bois, avec l'économie qui résulte de l'intervention du laminoir. Mais, en ce qui concerne la fabrication des fers communs, le seul moyen dont les forges au bois puissent faire usage pour lutter contre les forges à la houille, est de concentrer les moyens de production et d'adopter les méthodes économiques de travail fondées sur l'emploi simultané des fours à flamme et des machines à cingler et à laminier.

On connaît généralement, en France et dans l'Allemagne du Nord, les meilleurs procédés à employer pour fabriquer les fers de choix au charbon de bois, soit exclusivement au marteau, soit par l'une des méthodes mixtes qui ont surtout pris naissance en France et en Grande-Bretagne: il serait donc inutile d'insister ici sur les détails de ces procédés.

On y est moins informé des résultats remarquables obtenus depuis quelques années en Suède, en Russie et surtout en Autriche, dans les forges qui fabriquent le fer au moyen du laminoir et des fours à flamme alimentés par le bois ordinaire et par le ligneux. Dès l'année 1844, j'ai visité, dans le centre et dans le nord de la Russie, des forges considérables où le travail du fer était organisé au moyen de ces combustibles sur les bases adoptées dans les forges à la houille de l'Occident. J'ai également observé en 1845 et en 1846, les usines qui se livraient en Suède et en Carinthie à des essais du même genre. Dans cette voie, on avait déjà obtenu une économie de main-d'œuvre fort appréciée dans des régions où, au milieu d'abondantes ressources en matières premières, la population ouvrière fait tou-

21. Moyens de succès que trouveront les usines au bois, dans la nouvelle méthode de Carinthie.

jours défaut. Mais il restait encore beaucoup à faire pour parvenir à des résultats complètement satisfaisants. L'emploi de bois hydreux ou imparfaitement desséchés donnait lieu à des consommations considérables, et à des produits irréguliers, pour la plupart inférieurs en qualité à ceux que produisait précédemment le travail au charbon de bois et au marteau.

Ces premières imperfections du travail au bois ont été évitées dans la forge de Carinthie que j'ai citée dès l'introduction de cet ouvrage, et qui grâce à l'habileté et à la libéralité des personnes qui la dirigent, peut être considérée comme le meilleur modèle de la nouvelle fabrication. Avant d'exposer les vues générales d'après lesquelles pourrait être créé le nouveau type d'usines centrales dont la convenance vient d'être indiquée, je présenterai donc la description des procédés employés aujourd'hui dans cette forge. Le succès qu'on y a obtenu est loin, sans doute, de marquer la limite à laquelle l'art peut atteindre; je serai même dans le cas de signaler le principe de plusieurs perfectionnements à introduire dans cette méthode. Néanmoins celle-ci, dans son état actuel, signale plus nettement que tout autre procédé adopté jusqu'à ce jour, les avantages à recueillir dans la voie nouvelle ouverte à la métallurgie du fer.

22. Caractères généraux de la fabrication dans la forge au bois de Lippitzbach; emploi de fours à flamme et des laminoirs.

La forge de Lippitzbach, propriété de M. le comte Egger, est située au milieu d'un district boisé, dans les montagnes contiguës à la rive gauche de la Drave inférieure, au-dessous de Klagenfurth, entre Völkermarkt et Lavamunde. Elle appartient, ainsi qu'on l'a déjà remarqué (10), au type des usines alimentées, au moyen du charretage, par des forêts immédiatement contiguës. Le bois est d'abord transporté par des glissoirs pratiqués sur le sol, ou construits avec des pièces de

bois fournies par les exploitations mêmes, sur des lieux de dépôt, moyennement situés à 1 1/2 kilomètre des coupes; de là il est amené par charretage, dans des voitures à deux chevaux, au dépôt général de la forge situé au-dessus du niveau de tous les ateliers où on l'emploie. La distance parcourue par les attelages reste comprise entre 3 et 10 kilomètres; la distance moyenne n'excède pas 6 kilomètres. Le prix de revient de la quantité de bois équivalente à une tonne de ligneux s'élève, comme on l'a indiqué précédemment, y compris une rente de 2^f,105 attribuée au propriétaire du sol, à 9^f,93. La matière première élaborée par la forge est un mélange de fontes blanches, truitées et grises, transportées par charretage des hauts-fourneaux d'Eberstein, d'Heft et de Treibach, et qui reviennent à l'usine, selon la qualité et la distance parcourue, de 123 à 146 francs, soit en moyenne à 135 francs la tonne.

Les ouvriers sont rétribués pour la plupart à la tâche; les salaires sont peu élevés pour les travaux qui n'exigent que la force des bras et pour ceux dont l'apprentissage est fait depuis longtemps dans le pays; ils sont, au contraire, considérables pour les travaux tels que le puddlage et le laminage, dont l'importation est récente. Ainsi, le salaire journalier des femmes attachées au service des fours à ligneux est ordinairement de 0^f,60; celui des jeunes garçons employés comme chauffeurs aux fours à flamme, varie de 0^f,80 à 1 franc. Les ouvriers, hommes faits, remplissant les fonctions qui n'exigent qu'une force médiocre, reçoivent 1^f,08; les bûcherons et les fendeurs de bois, de 1^f,10 à 1^f,25; les ouvriers qui portent le fer des fours aux laminoirs, 1^f,40; les puddleurs et les lamineurs, de 3^f à 3^f,50; les maîtres puddleurs et les maîtres lamineurs, de 4^f,30 à 6^f,20.

L'usine est située dans un ravin où coule la Lippitz,

petit affluent de la Drave : les pentes de ce ravin sont tellement abruptes qu'on n'a pu tracer qu'à grand-peine, à côté du torrent, la route qui met la forge en communication avec le reste de la contrée, et particulièrement avec les diverses régions du district forestier. Les établissements eux-mêmes qui confinent en partie à la rive gauche de la Drave, ont du s'étendre le long du torrent jusqu'à une distance de 150 mètres. Au point le plus élevé, se trouvent les fours à ligneux, au pied d'un plateau où est établi le dépôt de bois ; au-dessous vient l'atelier de puddlage, composé de deux fours doubles et d'un train de laminoirs. Près de la Drave enfin, se trouve la forge à fer marchand, comprenant trois fours à réchauffer, des fours à tôles et deux trains de laminoirs. On a atténué autant que possible les inconvénients qui résultent de cette division des établissements, en effectuant les transports intérieurs dans le sens de la pente du terrain. Cependant, on n'aurait pu y établir pour les transports et les reprises des bois et du ligneux les dispositions économiques que l'on propose pour la forge normale, représentée dans son ensemble sur la planche X. Le bois repris au dépôt est amené au moyen de charrettes à un cheval, près des fours à ligneux : la partie destinée à l'atelier de puddlage est chargée dans ces fours à l'état même où elle a été apportée de la forêt, en brins ou en bûches dont la section varie de 10 à 500 centimètres carrés ; la partie destinée à l'atelier de réchauffage est préalablement fendue en fragments, dont la section ne dépasse guère 60 centimètres carrés. Le tout est chargé dans les fours, puis repris, après la conversion en ligneux, par des femmes qui, chaque semaine, exécutent, exclusivement à bras, cette double manipulation sur une quantité de 500 stères de bois, ou de

130 tonnes de ligneux. Le ligneux enfin, chargé sur des charrettes à un cheval, est conduit et empilé dans les deux usines, près des fours où il doit être consommé.

La fonte amenée près des fours à puddler, y est traitée directement sans affinage préalable et convertie en loupes, auxquelles on donne successivement la forme de lopins sous un marteau frontal, puis celle de barres méplates dans un laminoir à cannelures.

Ces barres de fer puddlé brut sont découpées à la cisaille, puis transportées à la forge inférieure où elles sont réchauffées en paquets, dans des fours alimentés, de même que les fours à puddler, au moyen du ligneux. On étire ensuite au laminoir ces paquets, lorsqu'ils ont été portés à la température du blanc soudant, en barres de toutes formes et de toutes grosseurs, mais surtout dans les petites dimensions qu'on n'obtient qu'à grands frais dans les anciennes forges au bois de la Carinthie.

Cette fabrication offre dans ses moyens mécaniques une identité presque complète avec les méthodes généralement adoptées aujourd'hui dans tous les groupes de forges au charbon de terre de la Grande-Bretagne et du continent, et il serait sans intérêt d'insister ici sur la description de cette partie de la méthode de Lippitzbach ; il en est autrement de la partie métallurgique de cette méthode. Les fours à ligneux qu'on y emploie, soit pour le puddlage, soit pour le réchauffage, diffèrent de tous ceux que j'ai vus fonctionner soit en Suède dans le Wermland, soit en Russie dans le bassin de la Haute-Kama. La comparaison des résultats économiques prouve, d'ailleurs, que les fours carinthiens ont sur ceux de la Suède et de la Russie une énorme supériorité. Ce sont les fours carinthiens qui, dans l'état actuel de la métallurgie, devront être pris pour modèles par les districts forestiers où l'on appréciera la convenance de

renoncer aux anciens feux d'affinerie à tuyères au charbon de bois, et de fonder la production du fer sur l'emploi des fours à flamme alimentés par le ligneux. Il semble donc qu'une description détaillée de la construction de ces fours et de leur mise en œuvre, pourra être consultée avec fruit dans la plupart des districts forestiers du continent.

23. Principe de construction des nouveaux fours au ligneux, gaz et à tuyère.

La supériorité des fours à ligneux carinthiens est due à l'adoption du principe fécond de combustion employé avec tant de succès par les fondeurs de cuivre du pays de Galles, et sur lequel j'ai appelé, en 1848, l'attention des métallurgistes (*). Il semble, en constatant les résultats avantageux obtenus à Lippitzbach, que cette application nouvelle du même principe doit entraîner des conséquences encore plus importantes que celles qui ont été produites dans la contrée de Swansea, et qu'elle contribuera plus que toute autre cause à transformer les méthodes de travail fondées sur la production des hautes températures, dans les usines métallurgiques situées à proximité des grands districts boisés.

Dans la majeure partie des fours à réverbère où l'on brûle la houille, le lignite, le bois, et en général les combustibles contenant une forte dose d'éléments gazeifiables par la seule impression d'une haute température, les deux éléments de la flamme, c'est-à-dire les gaz combustibles et l'air atmosphérique, commencent à réagir dans le foyer même, en se mélangeant dans les proportions les plus favorables à la réaction définitive qui doit se produire dans le laboratoire. La réussite de

(*) Description des procédés métallurgiques employés dans le pays de Galles pour la fabrication du cuivre, etc. (*Annales des mines*, 4^e série, t. XIII, p. 125 et suiv.)

l'opération dépend en grande partie du succès avec lequel le chauffeur établit, dans le foyer, le dosage d'air et de gaz combustibles qui convient le mieux à chaque période du travail. Dans les opérations spéciales, où il s'agit surtout de maintenir les corps à élaborer sous l'influence des plus hautes températures, la difficulté consiste à admettre dans le foyer un courant d'air restant constamment l'équivalent exact des gaz combustibles qui se produisent dans le même foyer. Cette difficulté est d'autant plus grande que l'appel de l'air dans le foyer, et en général la circulation des éléments gazeux de la flamme, sont déterminés par le tirage de la cheminée, c'est-à-dire par une force dont l'intensité varie, pour peu que les circonstances de la production de la flamme éprouvent elles-mêmes la moindre modification.

Les combustibles minéraux se prêtent mieux que le bois à l'alimentation des fours à flamme fondés sur ce principe, et dans lesquels doivent être régulièrement maintenues de hautes températures. La température à laquelle donnent lieu ces combustibles dépasse ordinairement 2.000° C. (9); on peut donc communiquer aisément aux corps à élaborer les températures de 1.200 à 1.400° C. qui suffisent dans la majeure partie des opérations métallurgiques. En raison de leur densité considérable, ces combustibles, accumulés dans un foyer d'étendue limitée, y développent, dans l'unité de temps, une quantité considérable de chaleur; retenant d'ailleurs avec énergie leurs principes volatils, ils fournissent par distillation un courant régulier de gaz, sans qu'il soit nécessaire de trop multiplier les charges; enfin, le nombre considérable de fragments contenus, à un instant donné, dans le foyer, permet d'établir dans le dosage de l'air l'uniformité, qui, pour une énergie dé-

terminée du tirage, dépend surtout de l'état des orifices compris entre ces fragments.

Avec le bois, et même avec le ligneux qui ne peut donner des températures supérieures à 1.700° C. (9), il reste moins de marge pour l'entretien des plus hautes températures métallurgiques : les irrégularités de la combustion exercent donc ici une influence plus fâcheuse sur les phénomènes qu'il s'agit de produire. La faible densité du combustible, la facilité avec laquelle il laisse dégager ses éléments volatils sous la première impression d'une haute température, ne permettent pas d'accumuler une forte dose de puissance calorifique dans le foyer et obligent de recourir aux charges fréquentes ; enfin, les interstices considérables qui existent entre les fragments de bois ou de ligneux chargés dans le foyer contribuent encore, avec les circonstances précédemment énumérées, à rendre les résultats solidaires des moindres négligences commises par les ouvriers. A ces causes d'irrégularité peuvent encore se joindre celles qui résultent des variations de la quantité d'eau hygrométrique contenue dans les bois, ou des imperfections que peut offrir la méthode employée pour la préparation du ligneux.

Le mode de combustion qui sert de base aux fours de Lippitzbach conjure tous ceux de ces inconvénients qui ne dépendent pas de l'inégalité de composition du bois. On admet séparément dans le four les deux éléments de la flamme, et on établit à volonté entre les deux gaz, au moyen de registres, le dosage qui satisfait le mieux à chaque moment aux convenances de l'opération. Le foyer contient toujours un grand excès de combustible, plus ou moins modifié par l'influence de la chaleur et par l'action de l'air atmosphérique : on lui donne dans le sens vertical, ces dimensions consi-

dérables qui distinguent les fours gallois (*Ann. des Mines*, 4^e s., t. XIII, p. 125). A la partie supérieure se trouvent les dernières charges de combustible en voie de distillation : la partie inférieure est remplie des fragments charbonneux débarrassés de leurs éléments volatils, et formant le dernier résidu des charges les plus anciennes. L'air admis à la partie inférieure en quantité toujours limitée et proportionnée à la quantité de ligneux qu'on veut gazéifier dans un temps donné, se transforme en oxyde de carbone dans la couche inférieure, au contact d'une masse considérable de carbone en ignition ; puis, après avoir traversé toute la hauteur du foyer et s'être mêlé aux gaz combustibles de la distillation du ligneux, il débouche enfin par un rampant horizontal à l'origine des laboratoires à sole horizontale et oblongue, où s'effectuent le puddlage de la fonte ou le réchauffage du fer puddlé. C'est à l'origine de cette même sole que l'on projette par une tuyère, avec une grande vitesse et une température élevée, c'est-à-dire dans les conditions les plus propres à produire une combustion énergique et instantanée, un courant d'air soigneusement dosé. Dans ce système, en résumé, le foyer fournit au laboratoire, au lieu d'une flamme proprement dite, un gaz combustible absolument exempt de toute trace d'oxygène libre. Bien que les phénomènes métallurgiques y soient produits sous l'influence de la *flamme* développée à la naissance du laboratoire, il y a donc toute convenance à conserver à ces appareils le nom de *fours à gaz* (*gasofen*), qui leur a été attribué par les métallurgistes carinthiens.

La quantité d'air à admettre dans le four à gaz carinthien, lorsqu'on y veut produire les plus hautes températures, est déterminée par la condition de con-

vertir en gaz brûlés, c'est-à-dire en eau et en acide carbonique tous les éléments combustibles du ligneux : cette proportion d'air s'élève donc constamment à 6,21 pour chaque unité de poids de ligneux. Mais le partage à effectuer de ce poids total d'air entre le foyer et le laboratoire dépend exclusivement des circonstances de la gazéification : la proportion à admettre à la naissance des laboratoires augmente à mesure que le gaz qui y afflue est chargé d'une plus forte dose d'éléments combustibles ; à mesure, par exemple, que la température étant plus élevée dans le foyer, la distillation est plus instantanée et dissout dans l'hydrogène, et surtout dans l'oxygène du ligneux, une dose plus forte de carbone. Il ne dépend pas toutefois du métallurgiste d'augmenter à volonté la combustibilité du gaz provenant du foyer : toute modification de l'appareil qui accélérerait d'abord la distillation du ligneux et augmenterait la dose de carbone dissoute dans le gaz, diminuerait d'autant la quantité de carbone à gazéifier, et par suite la quantité de chaleur à produire dans le foyer. Ces deux résultats ne pouvant se produire simultanément, il s'établit bientôt un certain état moyen, à peu près indépendant de la construction et de la conduite du four, et qui ne dépend guère en définitive que des propriétés physiques et chimiques du ligneux.

Les ouvriers qui gouvernent les fours s'appliquent avec beaucoup de soin à y maintenir à chaque moment la température maximum qui correspond à la quantité de bois chargé. Ils font varier à cet effet la quantité d'air projetée par la tuyère ; et il n'est point douteux qu'ils ne soient ainsi conduits par l'expérience à admettre l'équivalent exact du ligneux, c'est-à-dire 6^k,19 d'air pour chaque kilogramme de ligneux chargé dans le

foyer. Dans les conditions de distillation rapide auxquelles le bois est soumis, on peut admettre que les quatre cinquièmes au moins du carbone contenu dans le combustible se gazéifient à la partie supérieure du foyer, et qu'en conséquence on ne laisse guère entrer dans la partie inférieure du foyer que le dixième de cette quantité d'air, le reste étant projeté par la tuyère à l'entrée du laboratoire.

Les quantités de ligneux brûlées par minute dans les fours à gaz de Lippitzbach, avec une moyenne de 5 journées et un tiers de travail effectif par semaine, sont :

Au four à puddler.	5 ^k ,81
Au four à réchauffer.	3,70

Les quantités totales d'air admises dans les mêmes fours sont donc :

Au four à puddler.	25 ^k ,58
Au four à réchauffer.	22,90

La Pl. VI et l'explication de cette planche consignée à la fin de l'ouvrage décrivent, avec tous les détails désirables, l'application qui a été faite de ces principes par le constructeur des fours à puddler de Lippitzbach.

Le foyer, avec une section transversale de 0^m,90 sur 0^m,47, a une profondeur de 1^m,60 au-dessous de la voûte ou de 1^m,39 au-dessous de la sole du rampant par lequel les gaz combustibles préparés dans le foyer débouchent dans le laboratoire : un tuyau aboutissant à la partie inférieure du foyer, y introduit la quantité d'air nécessaire pour la combustion du carbone non gazéifié par distillation dans la région supérieure. Un petit canal, creusé au niveau du fond du foyer à 0^m,55 en contre-bas du sol de l'usine, et recouvert pendant le travail par des madriers jointifs, permet de retirer de loin en loin la petite quantité de cendres qui s'y accu-

24. Conversion de la fonte en fer brut, au moyen du puddlage.

mule. La pression de l'air admis à la partie inférieure du foyer atteint à peine 0^m,006 de mercure.

Le surplus de l'air nécessaire à la combustion complète du ligneux est projeté à l'extrémité du rampant et à l'origine du laboratoire, au travers d'une tuyère plate (Pl. VI, fig. 6 à 10), ayant à peu près la même largeur que la nappe de gaz combustible qu'il s'agit de brûler. Cette seconde partie du courant d'air circule d'abord dans des tuyaux en fonte formant le pourtour de la sole sur laquelle s'exécute le puddlage; on obtient ainsi le double avantage de conserver en les refroidissant les parois du four, et d'échauffer l'air à 200° C. environ, en le rendant par là plus propre à réagir rapidement sur les gaz. L'air est projeté dans le laboratoire avec une vitesse correspondant à une pression de 0^m,012, suivant une direction qui, prolongée jusqu'à la plaque de sole, rencontre celle-ci à une distance de 0^m,21 en deçà de l'axe transversal passant par le milieu des portes de travail. L'appareil rentre d'ailleurs par ses autres dispositions dans le type ordinaire des fours à puddler doubles; à la suite du compartiment destiné au puddlage se trouve une petite sole sur laquelle séjourne, pendant toute la durée de l'élaboration de chaque charge, la fonte qui doit composer la charge suivante. La flamme, après avoir porté la fonte à la température rouge dans ce dernier compartiment, se rend dans la cheminée sans recevoir aucun autre emploi.

Le travail est exécuté aux deux portes par deux brigades composées chacune d'un maître et de deux aides, et secondées par un seul chauffeur; ce personnel se renouvelle, en deux postes, à des intervalles de 8 heures environ, lorsqu'il a accompli 4 opérations; tout le service d'un four double est donc confié en définitive à

14 ouvriers, savoir : 4 maîtres, 8 aides et 2 chauffeurs qui reçoivent ensemble à prix fait 10^f,16 par tonne de fer puddlé.

Les particularités du travail ne diffèrent de celles qu'on remarque dans les usines au charbon de terre que par la facilité plus grande avec laquelle la fonte se convertit en fer malléable; sous ce rapport, cependant, les fontes élaborées à Lippitzbach sont inférieures à plusieurs variétés de fonte au bois élaborées dans les forges de France, de Suède et de Russie; il m'a semblé que les bonnes fontes de Champagne et celles qu'on pourrait fabriquer sur une grande échelle avec les excellents minerais de la Franche-Comté, du Dauphiné, des Pyrénées, du Périgord, etc., prennent plus facilement nature par le travail du puddleur.

Chaque charge comprend à Lippitzbach :

Fonte brute.	448 kil.	} 476 kil.
Débris de fer malléable, rognures de tôle, etc.	28	

En observant une série d'opérations pratiquées dans des conditions normales, j'ai trouvé que l'élaboration complète d'une telle charge, c'est-à-dire l'intervalle qui s'écoule entre deux retours successifs des mêmes manipulations, varie de 1^h45' à 2^h, et peut être évalué moyennement à 1^h55'. On peut distinguer nettement, dans la succession des manipulations, quatre périodes principales : le chargement, la fusion de la fonte, la conversion de la fonte en fer spongieux, et l'agglomération des fers spongieux en loupes prêtes à subir le travail mécanique et à être transformées en barres.

Le chargement commence aussitôt que la dernière loupe de la charge précédente vient d'être enlevée; il est exécuté rapidement, avec le concours des deux brigades réunies, par la porte de travail contiguë à la porte

utilique du compartiment consacré à l'échauffement préalable de la fonte. A ce moment, les parois de ce compartiment, de même que la fonte qu'on en retire, sont portées au rouge vif; le four de puddlage proprement dit est lui-même élevé à la température du blanc éblouissant, et la sole est recouverte d'une épaisse couche de scorie dont la partie centrale et supérieure a toute la fluidité de l'eau. Cette température baisse dès que l'on ouvre la porte de chargement; on provoque d'ailleurs le raffermissement de la sole en jetant à la pelle sur le pourtour, de manière à recouvrir la paroi intérieure des canaux d'air (Pl. VI), les crasses riches exprimées par l'action du marteau frontal, des loupes qu'on vient d'élaborer. Cette préparation du fourneau absorbe 3 minutes, et il faut à peu près le même temps pour que les 6 ouvriers introduisent dans le four la charge de fonte et de ferraille, et referment, en la calant avec soin, la porte de chargement. Comme dans la plupart des fours à puddler, les deux portes de chargement ou de travail offrent chacune une ouverture assez large pour que les ouvriers y puissent introduire les ringards et exécuter les diverses manipulations qu'on va décrire: après le chargement, et dans la première partie de la période suivante, ces orifices sont fermés par des plaques qu'on peut déplacer à volonté sans remuer les portes elles-mêmes.

La majeure partie de la période de fusion est pour les ouvriers un temps de repos, sauf pour le chauffeur dont le travail sera au reste décrit ci-après, lorsque j'aurai fait connaître les particularités du travail principal. Avant de quitter l'emplacement où ils s'étaient réunis, les 6 ouvriers puddleurs doivent cependant introduire une charge de fonte froide dans le compartiment qu'ils viennent de vider.

Environ 16 minutes après la fermeture de la porte, le four qui s'était considérablement refroidi à la suite du chargement, revient à la température blanche: la fonte commence à se ramollir et à se désagréger. Deux aides s'établissant aux deux portes de travail, favorisent dès lors constamment cette désagrégation. Après un travail soutenu, pendant lequel se relayent au besoin les deux aides de chaque brigade, la fonte est complètement divisée, sinon fluide; il ne reste plus alors qu'à y ajouter, à l'état de mélange intime, les battitures du laminoir, c'est-à-dire le réactif oxydant, sous l'influence duquel se gazéifie, dans la période suivante, la majeure partie du carbone de la fonte. Les ouvriers interviennent ainsi pendant 22 minutes, en sorte que la durée moyenne de la seconde période est de 58 minutes.

La troisième période est consacrée au puddlage proprement dit: ce travail consiste à brasser activement, sous l'influence d'une température graduellement croissante, le mélange de fonte et de battitures préparé dans la seconde période. Il s'exécute au moyen d'un ringard à crochet, avec lequel l'ouvrier laboure incessamment la masse. Bientôt le carbone se gazéifie en réagissant sur les oxydes de fer; il produit un bouillonnement croissant d'abord avec la température et qui, après 15 minutes, atteint son maximum.

Après un nouvel intervalle de 16 minutes, la masse ferreuse commence à s'épaissir et le bouillonnement diminue d'intensité. On ne peut plus dès lors exécuter le travail du brassage au moyen du ringard à crochet; il faut employer un ringard droit à biseau, au moyen duquel on soulève la masse ferreuse pour la retourner, en la déplaçant successivement, de proche en proche, à deux reprises et dans deux sens opposés.

Cette dernière partie du puddlage dure environ 12 mi-

nutes; la troisième période dure donc en tout 57 minutes.

Le maître puddleur qui n'intervient jamais dans la deuxième période et qui pendant la troisième n'apporte qu'accidentellement son concours à ses aides, exécute au contraire presque exclusivement le travail rude et soutenu qui constitue la quatrième période. Chaque maître agissant sur la moitié de la charge placée devant la porte où il travaille, rapproche par voie de soudage les parcelles de fer spongieux qui ont pris nature et en forme successivement cinq loupes. La partie du travail qui exige l'intervention des ouvriers est alors terminée. On ferme, au moyen des plaques mobiles, les ouvertures des portes de travail; on soumet les loupes à un violent coup de feu pour en mieux souder les éléments et les préparer à supporter le travail mécanique; enfin, on retire successivement les dix loupes par la porte de travail la plus rapprochée du marteau sous lequel elles doivent être cinglées. Le cinglage et le laminage s'exécutent d'ailleurs par des ouvriers spéciaux dans les mêmes conditions, bien qu'avec moins de dextérité, que dans la plupart des forges au charbon de terre de l'Occident. Enfin, dès que la dernière loupe est sortie, on recommence la même série de manipulations.

En résumé, la durée des diverses subdivisions à distinguer dans le travail d'une charge peut s'évaluer moyennement ainsi qu'il suit :

1^{re} période. Chargement :

Étendage des crasses de marteau.	0 ^h .05'	} 0 ^h .06'
Chargement de la fonte.	0.03	

2^e période. Désagrégation de la fonte :

Échauffement.	0.16	} 0.58
Désagrégation et mélange des battitures.	0.22	

A reporter. 0.44

Report. 0^h.44'

3^e période. Puddlage :

Travail au ringard courbe.	0 ^h .25'	} 0.37
— au ringard à biseau.	0.12	

4^e période. Formation des loupes :

Façon des loupes.	0.15	} 0.32
Application d'une chaude suante.	0.05	
Sortie des loupes.	0.14	

Total. 1.55

Au commencement de la semaine, lorsque le four n'est point encore complètement échauffé, le travail marche un peu plus lentement. Chaque semaine d'ailleurs, il se produit dans les appareils mécaniques des dérangements de peu d'importance, mais qui entraînent toujours, dans le travail du four, un léger ralentissement. En résumé, dans une semaine de travail durant exactement 128 heures, on n'exécute dans le four que 64 opérations : il faut donc compter moyennement 2 heures pour la durée de l'élaboration d'une charge.

La conduite du feu dans les diverses périodes que je viens de mentionner offre des particularités dignes de remarque et dont la stricte répétition importe au succès du travail.

On fait varier de deux manières la quantité de chaleur dégagée dans l'unité de temps : en modifiant au moyen de registres la quantité d'air admise dans le foyer et dans le laboratoire; en chargeant dans le foyer, traversé par un courant d'air constant, du ligneux frais en quantité plus ou moins considérable et à des intervalles plus ou moins rapprochés. La constance du courant d'air dans un milieu rempli sur une grande hauteur de carbone en ignition, fait naturellement affluer en quantité constante, dans le laboratoire, le mélange d'oxyde de carbone et d'azote produit dans la région inférieure de ce milieu; mais

l'abondance et l'énergie calorifique de ce courant se trouvent considérablement accrues dans le temps qui suit immédiatement une nouvelle charge de ligneux, par suite de la formation instantanée, à la partie supérieure du foyer, d'un gaz plus combustible que celui qui provient de la partie inférieure. On combine ordinairement ces deux moyens d'action, c'est-à-dire l'introduction d'une plus grande quantité d'air et d'une charge considérable de ligneux aux époques où il convient de donner un violent coup de feu.

Au commencement de la première période, on donne un fort coup de feu, afin de réchauffer le four et d'amener la fonte aussi promptement que possible au point de fusion. Dès qu'on a atteint ce terme, on modère le vent et l'on diminue les charges de ligneux, afin de produire une désagrégation plutôt qu'une fusion tout à fait complète.

On continue d'opérer à une température modérée dans le commencement du puddlage au ringard courbe; puis on augmente graduellement la température, de manière à la porter au maximum dans la seconde subdivision du même travail où le fer prend nature.

On évite soigneusement de forcer le feu dans la partie de la quatrième période, qui est consacrée à la formation des loupes: on n'ajoute point de ligneux à cette époque, parce qu'on a remarqué que le contact des gaz carbonés produits par distillation, nuit au soudage des masses ferreuses. Pour éviter d'ailleurs que le foyer se dégarnisse trop, par suite de cette longue interruption des charges, on réduit, dès la fin de la troisième période, la quantité de vent qui, peu de temps auparavant, avait été portée au maximum. Mais aussitôt que les loupes sont préparées, on porte le four à la plus haute température qu'il soit possible d'y obtenir, en

donnant la totalité du vent et en remplissant de ligneux toute la capacité du foyer. Le four, où il ne se dépense plus de chaleur jusqu'au moment où la dernière loupe en est extraite, se maintient à cette température par la seule addition de quelques bûches. Le foyer se vide donc en partie; aussi est-il nécessaire de faire, ainsi qu'on l'a dit, une charge considérable de ligneux pour le coup de feu par lequel on prélude toujours à l'élaboration d'une nouvelle charge.

Chaque charge de 476 kilogr. donne, en moyenne, 455 kilogr. de fer puddlé brut: la production de chaque four monte par jour à 5.435 kilogr., et par semaine à 29.100 kilogr.

Lorsqu'il ne survient pas d'accidents aux appareils mécaniques, et lorsque, en conséquence, le travail métallurgique peut être suivi avec régularité, on consomme par four et par semaine, en 128 heures de travail effectif, 29^t,42 de ligneux, provenant d'un mélange d'épicea (*abies excelsa* L. D.), de pin sylvestre (*pinus sylvestris* L.) et de hêtre (*fagus sylvatica* L.), dont le mètre cube massif pèse 395 kilogr.

Pour chaque tonne de fer puddlé brut obtenu, on consomme:

Fonte brute.	0 ^t ,986	}	1 ^t ,047
Débris de fer malléable fournis par le travail de la forge.	0,061		
Main-d'œuvre:			
pour le four à puddler.	2 ^t ,575	}	3 ^t ,865
pour le marteau et le laminoir.	0,736		
pour la cisaille.	0,552		
Ligneux.	1 ^t ,011		

Les deux fours à puddler de Lippitzbach doivent être tenus en action pendant 41 semaines environ pour livrer les 2.574 tonnes de fer puddlé brut qui sont nécessaires à la production annuelle de 2.000 tonnes de fers

marchands assortis en moyens et en petits échantillons.

25. Corroyage du fer brut, et production des fers marchands assortis.

Les fours à réchauffer de Lippitzbach sont fondés sur le même principe que les fours à puddler : la Pl. VII présente pour cette seconde sorte de fours, des détails analogues à ceux qui sont consignés sur la Pl. VI.

La sole de ces fours ayant une surface moindre que celle des fours à puddler, on peut se contenter de donner au foyer des dimensions horizontales de 0^m,84 sur 0^m,40; mais la profondeur de ce même foyer n'est pas réduite; elle est de 1^m,74 depuis la grille jusqu'à la voûte, et de 1^m,58 seulement jusqu'à la sole du rampant qui conduit dans le laboratoire les gaz combustibles.

Au lieu de s'étendre, comme dans le cas du four précédemment décrit, jusqu'au fond du cendrier, et d'être alimenté par un courant d'air forcé, le foyer est limité à sa partie inférieure par une grille au travers de laquelle l'air est aspiré, comme dans les fours à flamme ordinaires, par le tirage de la cheminée; cette aspiration est réglée au moyen d'une porte placée devant le cendrier, et qu'on entr'ouvre plus ou moins. L'une et l'autre disposition, soit celle du foyer fermé avec un courant forcé, introduit à l'aide d'une machine (Pl. VI, fig. 2), soit celle du foyer ouvert avec une aspiration provoquée par le tirage de la cheminée (Pl. VII, fig. 2), est employée avec succès aussi bien pour les fours à puddler que pour les fours à réchauffer. Chaque système n'a été indiqué exclusivement sur les Pl. VI et VII qu'à titre d'exemple pour chaque sorte de four; mais, dans la pratique de l'usine de Lippitzbach, on l'applique indifféremment à l'une et à l'autre.

Les foyers à gaz fermés ne diffèrent des fours à grille que par des nuances peu importantes. Dans les derniers, le tirage de la cheminée doit contre-balancer l'effet de

compression qui tend à se produire à la partie supérieure du foyer par la gazéification subite des éléments volatils du ligneux, et à l'entrée du laboratoire par la projection de l'air atmosphérique. La pression des gaz, même dans la partie de l'appareil la plus éloignée de la cheminée, doit rester inférieure à celle de l'atmosphère, afin que le foyer reçoive la quantité d'air nécessaire à la production des gaz combustibles. Dans les fours fermés, au contraire, l'air est introduit en vertu d'un excédant de pression, qui persiste en partie sur toute la hauteur du foyer, dans la région où les gaz se dégagent par distillation du ligneux, et dans celle où l'air est projeté par la tuyère. Il convient donc d'ajuster soigneusement la porte de chauffe afin que les fissures qui existent entre celle-ci et la paroi contre laquelle elle est appliquée, laissent fuir la moindre proportion possible de gaz combustible. A proximité des portes de travail ou de chargement, l'excédant de pression subsiste encore; aussi voit-on sortir par ces portes, des jets de flamme assez intenses, surtout lorsque l'introduction d'une charge récente de ligneux augmente momentanément le volume du courant de gaz. Néanmoins, l'influence de la cheminée s'y fait déjà sentir, et le jet de flamme sortant par les portes n'a jamais assez d'intensité pour gêner le travail des ouvriers.

Dans le cas des fours à puddler, la porte de chauffe reste ouverte pendant un temps assez considérable, lorsqu'on y introduit l'une de ces fortes charges de ligneux qui doivent être faites au moins à deux reprises dans le cours d'une même opération; les bûches de ligneux ont une section fort inégale et qui varie de 50 à 500 centimètres carrés; la composition du courant gazeux varie donc elle-même aux diverses époques de l'opération. Dans le four à réchauffer, on s'applique, au

contraire, à rendre le courant gazeux aussi uniforme que possible en introduisant, à des intervalles égaux, de petites charges de ligneux amené par la fente à des sections transversales n'excédant pas 50 centimètres carrés. Le ligneux scié en billons, dont la longueur est 0^m,25, s'introduit rapidement dans le foyer par une porte dont la tablette est inclinée; on ne peut empêcher cependant que l'air extérieur ne soit aspiré par l'influence de la cheminée, chaque fois que la porte s'ouvre; sous ce rapport seulement, les fours à grille se prêtent moins que les fours fermés, à l'établissement d'un régime complètement uniforme.

L'air projeté par la tuyère plate du four à réchauffer (Pl. VII) provient de trompes dont les caisses se trouvent au niveau du cendrier de ce four; on chauffe cet air de la manière la plus économique en le faisant circuler dans des tuyaux coudés exposés à l'influence du foyer et des escarbilles accumulées dans le cendrier.

Le travail du réchauffage et du laminage pour fers assortis, est moins avancé à Lippitzbach que dans la plupart des forges à la houille de l'Occident; cet état de choses est dû en partie à l'origine plus récente de ce genre d'industrie, en partie à des circonstances défavorables résultant de l'inégalité du régime des eaux de la Lippitz et de la Drave; il ne doit point être attribué à la nature du combustible qui produit promptement et avec régularité tous les effets calorifiques que le chauffeur peut désirer. Lorsque les ouvriers sont surveillés de près, lorsque les eaux motrices ne font point défaut, et lorsque enfin les laminoirs n'éprouvent aucun dérangement, on peut réchauffer journellement dans chaque four:

En gros fers.	10.000 kilogr.
En fers moyens.	7.500 »
En petits fers.	5.000 »

Mais toutes ces circonstances favorables sont rarement réunies, même pendant la durée d'une seule semaine. Bien que le laminoir ne soit généralement desservi que par deux fours, bien que les petits fers (*) qui forment le produit dominant, soient mêlés dans l'assortiment ordinaire d'une assez forte proportion de fers moyens et même de gros fers, on ne parvient pas dans le roulement annuel de 40 semaines à produire, par chaque four, en fers finis au delà de 4.700 kilog. par 24 heures.

D'un autre côté, chaque four à réchauffer, lorsqu'il ne survient pas d'accidents graves, consomme moyennement par semaine de 128 heures, 28.417 kilog. de ligneux, ou par 24 heures 5.528 kilog.; la consommation de ligneux pour 1,00 de fer, monte donc moyennement dans un travail régulier à 1^k,15. Mais les pertes de chaleur dues à des interruptions accidentelles élèvent cette moyenne, dans le cours d'une année entière, à 1,50 de ligneux pour 1,00 de fers assortis fabriqués.

Le corroyage donne donc lieu, par chaque tonne de fer assorti, aux consommations suivantes de matières et de main-d'œuvre:

Fer puddlé brut.	1 ^k ,187
Main-d'œuvre :	
Pour les fours à réchauffer. 1 ^k ,065	} 4 ^k ,687
— le laminoir. 2,545	
— les travaux accessoires. 1,279	
Ligneux.	1 ^k ,500

(*) La forge de Lippitzbach élabore sous forme de tôles fines undixième environ des fers qu'elle produit: pour simplifier cet exposé, j'indiquerai les résultats qui seraient obtenus si l'on ne fabriquait que des fers en barres. J'ai cependant conservé le chiffre total du déchet, et il est à remarquer que celui-ci serait un peu réduit si l'on n'avait pas à repasser dans le travail les rognures de tôle.

26. Résumé sur les consommations de matières et de main-d'œuvre, dans la nouvelle méthode de Carinthie.

En coordonnant les résultats qui se rapportent au puddlage et au corroyage, on trouve en résumé que les consommations de fonte, de main-d'œuvre et de combustibles peuvent être évaluées, dans la nouvelle méthode de Carinthie, conformément aux indications du tableau suivant :

Fonte	1',170	} 1',242
Ribbons	0,072	
Main-d'œuvre :		
Pour le puddlage	51,86	} 11',55
— le corroyage	4,69	
— travaux accessoires divers	2,80	
Ligneux :		
Pour le puddlage	1',20	} 2',50
— le corroyage	1,30	

Les faits que je viens d'exposer et les données établies dans le chapitre précédent, en ce qui concerne la production du bois, du ligneux et du charbon, fournissent les principaux éléments du résultat que je me propose surtout d'établir dans ce chapitre, c'est-à-dire, du prix de revient normal des fers au bois. Cependant, pour donner au calcul de ce prix de revient toute la précision désirable, il faut préalablement se rendre compte des dispositions générales d'usines, qui concilieront le mieux les méthodes perfectionnées en usage dans l'Occident, avec les convenances propres à la nouvelle fabrication.

27. Projet d'un nouveau type d'usines, fondé sur la méthode de Carinthie, et réunissant les améliorations qu'il semble convenable d'apporter à cette méthode.

Pour obtenir, dans la fabrication des fers au bois, toute l'économie que comporte la nature des choses, il ne faut pas se borner à adopter les dispositions de fourneaux que j'ai précédemment décrites et qui placent, en ce moment, les forges carinthiennes au premier rang dans cette branche de métallurgie ; il convient, en outre, de s'aider des méthodes expéditives de travail,

et surtout des appareils mécaniques perfectionnés qui sont aujourd'hui d'un emploi usuel dans les grandes forges au charbon de terre, auxquelles se rapportent les prix de revient établis au commencement de ce chapitre (19). Il faut s'appliquer aussi à diminuer les frais considérables qui résultent à Lippitzbach de la disposition vicieuse des établissements, spécialement en ce qui concerne l'intervention de moteurs hydrauliques d'un régime irrégulier et les manipulations relatives au transport et à la préparation du ligneux. Pour satisfaire, sous ce rapport, aux convenances que fait naître l'emploi d'un combustible encombrant, et qui doit être accumulé en grandes masses, à certaines saisons, il y a lieu évidemment de concevoir un nouveau type d'usines à fer assez différent de ceux qui ont été créés jusqu'à ce jour.

Les personnes initiées à la pratique des ateliers métallurgiques, savent que l'expérience conduit toujours à modifier les dispositions proposées d'abord par les plus habiles constructeurs pour satisfaire à une convenance nouvelle. La réalisation d'une multitude de phénomènes qui doivent être strictement subordonnés aux grandes lois de la physique, de la chimie et de la mécanique, fait naître, en effet, des difficultés imprévues qui ne peuvent être résolues que par des tâtonnements fondés sur une expérience prolongée. Les premières tentatives ayant pour objet l'établissement de ces nouvelles forges, subiront donc infailliblement avec le temps des modifications plus ou moins profondes. Mais ces difficultés mêmes ne font que rehausser l'opportunité d'une étude préliminaire indiquant les principaux traits du type qu'il s'agit de créer. Je vais donc essayer de tracer à ce sujet une première ébauche ; et dans ce but, procédant, autant que possible, du connu à l'inconnu,

je rechercherai d'abord les améliorations qu'il semble convenable d'apporter à la méthode de Carinthie.

La partie purement métallurgique du procédé carinthien, bien qu'elle ait atteint un haut degré de perfection, peut cependant recevoir encore des améliorations notables.

J'ai déjà signalé dans le premier chapitre (11) les imperfections du système suivi jusqu'à présent pour la préparation du ligneux, et les principes sur lesquels il semble que cette opération si essentielle devrait être fondée. Si l'expérience confirmait l'exactitude de ces principes et l'efficacité des appareils que j'ai proposés (12), le constructeur de la nouvelle forge devrait adopter la galerie à ligneux à quatre compartiments, comme donnée première de son projet, et cette circonstance imprimerait déjà au type qu'il s'agit de créer un cachet tout nouveau.

Les moyens employés à Lippitzbach pour préparer le ligneux nécessaire à la consommation de cette forge ne sont pas seulement désavantageux, en ce qu'ils entraînent une consommation considérable de bois et de main-d'œuvre; ils ont, en outre, l'inconvénient de livrer un produit défectueux. On n'y atteint qu'imparfaitement le but qu'on se propose, en exécutant cette préparation dispendieuse; le ligneux employé dans les fours est loin d'être exempt d'eau hygrométrique, et sous ce rapport, il n'offre pas même l'avantage de l'uniformité. La présence de l'eau hygrométrique, en proportions inégales, dans les divers fragments de ligneux, est due à deux causes: en premier lieu, les bois ne sont pas toujours soumis à des influences identiques dans les diverses régions d'une chambre à ligneux; en second lieu, ils reprennent, selon les conditions atmosphériques, des proportions d'eau fort inégales

dans l'intervalle de temps qui s'écoule entre la sortie des chambres et l'emploi dans les fours. Les expériences rapportées ci-après ne laissent aucun doute à ce sujet.

Pour constater d'abord la composition du ligneux préparé dans les appareils de Lippitzbach, j'ai pris dix échantillons de 5 à 5 grammes, choisis à dessein dans les diverses régions que présentait l'une des chambres, et je les ai pesés encore chauds à la sortie de cet appareil. J'ai soumis plus tard ces mêmes fragments à une dessiccation complète dans un courant d'air sec maintenu à une température de 140 à 160° C. Les dix fragments recueillis à Lippitzbach, maintenus sous cette influence pendant 7 à 8 heures, et dans des conditions telles que pendant les quatre dernières heures les poids restaient invariables, ont été pesés et ont tous offert une diminution sur les pesées correspondantes faites près des chambres à ligneux. Les différences ont indiqué les quantités d'eau que retenaient, à la sortie de ces chambres, les divers échantillons de ligneux: on a ainsi trouvé que pour chaque unité de poids de ligneux ces échantillons, rangés suivant l'ordre fixé par la teneur en eau, contenaient:

n° 1.	0,028	n° 7.	0,048
2.	0,031	8.	0,055
3.	0,031	9.	0,069
4.	0,032	10.	0,081
5.	0,037		
6.	0,044	Moyenne. . . .	0,046

Le ligneux, au moment où il sort des fours, retient donc au moins 3 p. 100 d'eau hygrométrique: dans quelques échantillons cette proportion dépasse 8 p. 100.

D'un autre côté, j'ai recueilli au hasard dix autres échantillons pris, comme dans le cas précédent, tantôt aux extrémités, tantôt dans la partie centrale des bù-

ches de ligneux déposées près des fours à puddler, au moment où l'on se disposait à les charger dans le foyer. Puis, en les desséchant plus tard dans les conditions déjà indiquées, j'ai trouvé que l'unité de poids de ligneux y était associée aux quantités d'eau indiquées ci-après :

n° 1.	0,025	n° 7.	0,072
2.	0,044	8.	0,075
3.	0,045	9.	0,084
4.	0,052	10.	0,096
5.	0,058		
6.	0,067	Moyenne. . . .	0,062

Ce ligneux pris dans la forge, le 9 octobre 1852 au matin, par un temps sec, y avait été apporté la veille et était sorti, depuis vingt heures au moins, des chambres où il avait été préparé : il semble évident, par la comparaison des deux séries de résultats, que le ligneux chargé ce jour-là dans les fours avait repris à l'atmosphère une proportion notable d'eau ; il y a même lieu de penser que l'eau contenue dans le ligneux sortant des fours avait été également reprise en partie à l'air atmosphérique dans l'intervalle assez considérable qui s'était écoulé entre l'ouverture des chambres et la sortie des fragments de ligneux sur lesquels ont été faites les expériences rapportées précédemment.

J'ai d'ailleurs vérifié par des expériences directes le fait de l'absorption rapide de la vapeur d'eau atmosphérique par le ligneux récemment préparé ; et pour me rapprocher autant que possible des conditions existant à Lippitzbach, j'ai opéré sur des échantillons d'un volume compris entre 250 et 500 centimètres cubes, offrant toute la section transversale des billons chargés dans les fours.

J'ai recueilli à cet effet, à Lippitzbach, dans le chantier où l'on prend les bois verts à charger dans les

chambres à ligneux, une série de 25 billons, comprenant les diverses essences et les diverses grosseurs employées soit pour les fours à puddler, soit pour les fours à réchauffer ; j'y ai joint la série correspondante pris sur les échantillons analogues et convertis en ligneux. Le tout a été emballé soigneusement dans du papier desséché sur un poêle fortement chauffé, puis emballé le 9 octobre dans une caisse hermétiquement close. Cette même caisse a été ouverte dans mon laboratoire le 10 décembre suivant, et les échantillons des deux séries ont été immédiatement pesés. Huit d'entre eux pris par paires correspondantes dans les deux séries ont été convertis en ligneux dans l'étuve, puis exposés à l'influence de l'atmosphère, dans des conditions météorologiques à peu près identiques avec celles qui sont constatées à peu de distance de l'École des mines, à l'Observatoire de Paris. J'ai constaté de cette manière que l'absorption de l'eau par le ligneux a été extrêmement rapide pendant les trois premiers jours ; qu'elle a continué à se produire avec une vitesse réduite, jusqu'au dixième jour, et que pendant les vingt jours suivants les mêmes échantillons, convertis en hygromètres d'une sensibilité exquise, ont perdu ou absorbé de l'humidité, selon que l'air devenait plus sec ou plus humide, avec cette circonstance toutefois que la teneur moyenne comprise entre ces oscillations a continué à subir un léger accroissement. Les poids relatifs ainsi constatés dans cette suite d'expériences pour deux échantillons d'Épicéa (*Abies excelsa*, L. D.) qui avaient été pris à Lippitzbach, l'un à l'état naturel, l'autre après la conversion en ligneux, ont été :

	1 ^{er} échantillon (bois naturel).	2 ^e échantillon (bois desséché).
Poids observé lors du déballage.	1,235	1,154
— après la conversion en ligneux (le 5 janvier 1853).	1,000	1,000

Poids observé après	o.	21 ^{h.}	1 ^{er} échantillon (bois naturel).	2 ^e échantillon (bois desséché).
—	—	1.	1,026	1,052
—	—	1.	1,053	1,078
—	—	2.	1,091	1,097
—	—	4.	1,115	1,114
—	—	5.	1,120	1,117
—	—	6.	1,125	1,122
—	—	7.	1,131	1,129
—	—	10.	1,143	1,137
—	—	11.	1,140	1,130
—	—	13.	1,151	1,141
—	—	14.	1,147	1,133
—	—	17.	1,153	1,146
—	—	29.	1,158	1,157

Des expériences analogues exécutées sur les huit échantillons ont donné, en résumé, les résultats moyens indiqués sur le tableau suivant.

DÉSIGNATION DES BOIS.	NUMÉROS D'ORDRE.	VOLUME en centi- mètres cubes.	POIDS EN GRAMMES		POIDS RELATIFS					
			lors du débal- lage.	après la des- siccation.	après exposition à l'air			1,135 1,155	1,132 1,151	
					d'abord pendant 8 jours dans l'air sec à 18° c. échantillon de 96 à 18° c.	d'abord pendant 8 jours dans l'air sec à 80° c.	puis pendant 16 autres jours dans l'air sec à humidité et à 80° c.			
Pin (<i>Pinus sylvestris</i> , L.).										
à l'état naturel.	3	207,7	108,20	86,50	1,251	1,000	1,086	»	1,141	
converti en ligneux . . .	8	178,4	87,30	76,00	1,149	1,000	1,076	»	1,132	
Pin (<i>Pinus sylvestris</i> , L.).										
à l'état naturel.	14	99,0	59,50	47,00	1,265	1,000	1,094	»	1,155	
converti en ligneux . . .	18	98,0	55,05	47,50	1,158	1,000	1,070	»	1,126	
Épicéa (<i>Abies excelsa</i> , L.D.)										
à l'état naturel.	23	151,6	84,00	68,00	1,235	1,000	»	1,135	1,155	
converti en ligneux . . .	29	201,3	83,80	74,30	1,154	1,000	»	1,132	1,151	
Hêtre (<i>Fagus sylvatica</i> , L.)										
à l'état naturel.	44	168,0	133,46	106,00	1,259	1,000	1,073	»	1,133	
converti en ligneux . . .	49	172,8	140,20	122,20	1,147	1,000	1,073	»	1,138	
Moyenne pour les bois à l'état naturel.	»	»	»	»	1,252	1,000	1,084	1,135	1,146	
— convertis en ligneux.	»	»	»	»	1,154	1,000	1,075	1,132	1,137	

Les résultats consignés sur ce tableau conduisent aux conclusions suivantes.

Les bois desséchés, emballés dans la caisse avec les bois à l'état naturel, ont enlevé à ces derniers une quantité d'eau qui, jointe à la faible proportion qu'ils contenaient déjà au moment de l'emballage, s'est élevée à 15 ou 16 environ pour 100 de ligneux. Ces deux sortes de bois, desséchées complètement dans l'étuve, puis exposées à l'air libre à dater du 5 janvier 1853, ont absorbé de nouveau, en 24 jours, cette même dose de 14 à 16 pour 100. L'absorption, qui se produit dans les 3 ou 4 premiers jours à raison de 3 p. 100 par 24 heures, se ralentit dans les 10 ou 20 jours qui suivent, jusqu'à ce que le ligneux, converti en un véritable hygromètre, cède une partie de l'eau qu'il contient ou en absorbe une dose nouvelle, selon l'état de sécheresse ou d'humidité de l'air.

Les 25 échantillons de bois introduits dans la caisse à leur état naturel contenaient à peu près la même quantité de ligneux que les 25 échantillons correspondants, préalablement desséchés. Le ligneux qui, lors de l'introduction dans la caisse, contenait à peu près 0,046 d'eau, a reçu du bois 0,108 d'eau; ce dernier devait donc en contenir au moins 0,360. Je me suis assuré directement que cette proportion était plus considérable dans les bois qui, en octobre dernier, étaient convertis en ligneux dans les forges de Lippitzbach. J'ai trouvé en effet la quantité d'eau indiquée ci-après, dans 10 échantillons de 3 à 5 grammes pris au chantier de cette forge dans les conditions les plus variées, c'est-à-dire à la partie supérieure du tas et au contact du sol, aux extrémités et au centre des bûches, sur des bouts de bûches exposés au midi ou au nord, sur des piles de bois exposées au vent ou garanties contre son

action par des piles contiguës, etc. Ces 10 échantillons, rangés selon l'ordre fixé par les quantités d'eau contenues, pesaient pour chaque unité de poids de ligneux contenu :

n° 1.	1,282	n° 7.	1,492
2.	1,374	8.	1,555
3.	1,412	9.	1,649
4.	1,455	10.	1,753
5.	1,441		
6.	1,458	Moyenne. . . .	1,448

Ces expériences mettent en évidence plusieurs inconvénients qui sont propres aux dispositions adoptées à Lippitzbach, pour la préparation et le transport du ligneux; elles suggèrent également plusieurs conclusions utiles, touchant les règles à suivre pour l'établissement d'un système plus parfait.

Le refroidissement du ligneux, opéré, comme il l'est à Lippitzbach et dans les autres localités où j'ai vu effectuer cette préparation, dans l'enceinte même où le ligneux est préparé, n'a pas seulement l'inconvénient de perdre la chaleur accumulée dans les parois de l'enceinte : il soumet le ligneux au contact d'une masse d'air atmosphérique très-considérable et qui restitue tout d'abord, dans l'enceinte elle-même, à ce ligneux 3 ou 4 p. 100 d'eau. Lorsque le déchargement et le transport du ligneux s'exécutent comme à Lippitzbach à l'air libre, il y a encore absorption d'une nouvelle dose de 2 p. 100 dans l'intervalle de temps qui s'écoule depuis la sortie des fours à ligneux jusqu'au chargement dans les foyers. Cette dose, constatée dans une belle journée d'octobre, doit augmenter considérablement lorsque le déchargement et le transport s'exécutent par un temps humide, et surtout en temps de pluie.

La galerie à ligneux, dont j'ai exposé le principe dans

le précédent chapitre (12), n'offrirait aucun de ces inconvénients. Le ligneux y serait refroidi en vase clos, dans une galerie dont les parois en tôle mince sont constamment baignées par un courant d'air. A la sortie de cette enceinte, le ligneux, refroidi à une température de 40 ou de 100° C., serait amené, sur les wagons mêmes où il a été préparé, à proximité du foyer de chaque four; ces mêmes wagons ne seraient ramenés au dépôt de bois que lorsqu'ils auraient été vidés par les chauffeurs. On conçoit même des dispositions simples au moyen desquelles on pourrait empêcher le renouvellement de l'air au contact de la charge de chaque wagon, pendant le temps où celui-ci séjournerait près du four qui en doit consommer le contenu.

Pour remplir ces diverses convenances, la galerie à ligneux devrait évidemment s'étendre depuis le dépôt de bois établi près de la voie flottable jusqu'à proximité des fours à puddler et à réchauffer. Elle deviendrait nécessairement un des éléments principaux du nouveau type de forge.

En ce qui concerne la construction des fours à puddler et à réchauffer, on ne saurait d'abord mieux faire que d'imiter les dispositions adoptées par l'habile directeur de la forge de Lippitzbach. Je conseillerais seulement de modifier celles qui se rapportent à l'introduction du ligneux dans le foyer de chaque four. L'ouverture fréquente, parfois prolongée, de la porte de chauffe, nuit à la régularité de la combustion, soit lorsque le foyer est alimenté par un courant d'air forcé, soit lorsque l'air y est aspiré par le tirage de la cheminée : dans le premier cas, une partie du gaz combustible sort en pure perte par la porte de chauffe; dans le second, l'air aspiré par cette porte brûle prématurément le gaz; dans l'un et dans l'autre cas, le dosage

normal de gaz et d'air se trouve dérangé; la flamme du laboratoire contient alors un excès d'air variable, et il en résulte un abaissement de température qui exerce sur le résultat qu'on se propose d'obtenir, une influence fâcheuse. On préviendrait peut-être ces inconvénients en chargeant les foyers à gaz des deux sortes de fours, au moyen de l'appareil décrit par les figures 11 et 12 de la planche II. Celui-ci se compose d'un cylindre horizontal creux, en fonte ou en tôle, offrant sur une partie de sa surface, une ouverture longitudinale parallèle aux génératrices et large de 0^m,35 : ce cylindre tourne librement autour de son axe, qui se trouve placé au-dessus du foyer dans le plan vertical passant par l'axe principal de ce dernier. On charge le bois dans le cylindre, lorsque l'ouverture en est tournée vers le haut; puis on fait tomber cette même charge dans le foyer, en déplaçant la surface de ce cylindre d'une demi-circonférence. Je ne pense pas que cette sorte de trémie à robinet soit exposée à des chances de détérioration rapide : le gaz qui s'élève incessamment à la partie supérieure du foyer n'offre qu'une température peu élevée quand on le préserve soigneusement du contact de l'air; il ne prend, en se formant au bas du foyer, que la température correspondant à la production de l'oxyde de carbone, et celle-ci s'abaisse encore à la partie supérieure du foyer, en raison de l'absorption de chaleur due à la distillation du ligneux. Enfin, les gaz sortant régulièrement par le rampant qui communique avec le laboratoire, ne se portent point vers la trémie placée au-dessus du niveau de ce rampant. On peut d'ailleurs détruire l'effet du rayonnement, et réduire indéfiniment la température à laquelle la trémie est exposée, en prolongeant au-dessus du rampant l'espace destiné à recevoir le ligneux. Le bois accumulé dans cette région préserve la trémie

contre l'effet du rayonnement, et les gaz combustibles qui s'y produisent par un commencement de distillation ne trouvant pas d'issue à la partie supérieure, descendent vers le rampant et s'y réunissent à ceux qui proviennent de la partie inférieure du foyer.

Le constructeur de la forge de Lippitzbach s'est trouvé obligé, par suite de la disposition des lieux (22), de séparer par des intervalles assez considérables les ateliers consacrés à la conservation des bois, à la préparation du ligneux, au puddlage et à la production du fer marchand; l'emploi de moteurs hydrauliques était d'ailleurs une des données premières du problème qu'il avait à résoudre. La solution à laquelle il s'est trouvé conduit grève la fabrication de frais de transport considérables, et ne lui a pas permis de tirer parti de la quantité énorme de chaleur que recèlent les gaz brûlés sortant des fours à puddler et à réchauffer. Il conviendra, dans l'établissement de la nouvelle forge, d'adopter le principe de la concentration des ateliers, et par là on se trouvera dans le cas d'appliquer la chaleur contenue dans les gaz sortant des fours, à la production de la vapeur nécessaire aux machines motrices et à la préparation du ligneux. Dans la plupart des cas, l'emploi des machines à vapeur offrira, dans une fabrication qui exige avant tout de la régularité, un avantage décidé sur les machines hydrauliques; souvent même l'emploi des machines à vapeur contribuera à réduire les frais de premier établissement d'une vaste usine, où l'on se propose d'obtenir une production annuelle de 10.000 tonnes de fer.

L'emplacement d'une forge au bois à créer sur un cours d'eau flottable, ne se trouve pas déterminée aussi impérieusement que celle d'une forge au charbon de terre, liée par un chemin de fer à la mine d'où elle tire

ce combustible. Un accroissement de 10 à 20 kilomètres dans la distance parcourue par le combustible, augmente à peine le prix de revient dans une forge au bois : c'est au contraire une lourde charge dans le cas d'une usine à la houille. Une forge appelée à consommer les produits d'un district forestier peut donc subordonner, dans une certaine mesure, le choix de la localité qui lui convient, à la situation des gîtes de fer les plus purs, les plus riches, ou de l'extraction la plus facile. D'ailleurs, il résulte de la constitution géologique de l'Europe que les minerais situés dans les chaînes de montagnes à proximité des grands massifs boisés de la Scandinavie, des monts Ourals, des Carpathes, du Balkan, de la Thuringe, de la Westphalie, des Vosges, des Alpes, de l'Apennin, des Pyrénées, etc., l'emportent en qualité sur ceux qui sont propres aux régions carbonifères. Dans la lutte désormais engagée entre les deux catégories d'usines, cet avantage sera souvent d'un grand secours pour les usines au bois.

Les fers livrés par les usines au bois resteront en général supérieurs à ceux des usines à la houille, non-seulement parce qu'ils proviennent de meilleurs minerais, mais encore à raison même de la plus grande pureté du combustible végétal. Les fers provenant du puddlage et du réchauffage au ligneux sont plus parfaits que si, dans des conditions sous les autres rapports identiques, ils eussent été fabriqués au moyen du charbon de terre.

Le travail du fer au ligneux et au laminoir est encore trop peu connu jusqu'à ce jour, pour qu'on puisse décider s'il produira, avec les mêmes fontes, des fers de qualité égale à ceux qu'on obtient dans les anciens foyers à tuyère, au moyen du charbon de bois et du marteau. Il conviendra donc que dans une contrée re-

nommée par la haute qualité de ses minerais, le constructeur de la nouvelle forge se préoccupe, au moins provisoirement, de la convenance de produire une certaine proportion de fers martelés.

La fabrication du fer au charbon de bois se rattache, au reste, naturellement à la création de grandes usines recevant le bois par flottage. A cet égard, on n'aura qu'à imiter les exemples présentés par les grands ateliers de carbonisation annexés à plusieurs usines métallurgiques du Wermland (en Suède), de la Kama (en Russie), de la vallée de la Gran (en Hongrie), de la vallée de l'Inn (en Styrie), etc.; on trouve même en France plusieurs cas remarquables de cette combinaison du flottage et de la carbonisation.

La carbonisation, pratiquée dans ces conditions sur les usines mêmes où le charbon est consommé, n'est pas seulement avantageuse en ce qu'elle implique une moindre dépense en frais de transport. Les conditions techniques et économiques de cette opération se trouvent elles-mêmes singulièrement améliorées, alors même que l'on continue à suivre, ce qui conviendra dans la plupart des cas, la méthode employée dans les forêts.

Les éléments de la couverture des meules, associés, une fois pour toutes, dans les conditions les plus convenables, rendent l'opération indépendante des variations qui résultent, dans les forêts, du changement de la nature du sol; on peut établir en permanence autour de l'atelier de carbonisation un bon système d'abris; le transport du bois, le dressage des meules et la reprise du charbon peuvent être exécutés, à l'aide d'une bonne installation, d'une manière plus économique que dans les forêts; la surveillance peut être organisée d'une manière plus efficace, et le résultat se trouve moins compromis par la négligence des ouvriers; les pro-

duits liquides de la carbonisation, qui n'ont dans les forêts aucun emploi, peuvent recevoir dans un grand centre d'industrie une application utile. Enfin, la consommation de combustible à laquelle donne lieu dans les forêts la dessiccation préalable du bois, dans la période qui précède la carbonisation proprement dite, peut être évitée dans une forge pourvue d'appareils, au moyen desquels cette dessiccation est opérée sans frais (12). Par tous ces motifs, la carbonisation sera exécutée dans l'usine plus avantageusement qu'elle ne le serait sur le lieu où le bois a été abattu : le déchet y sera moindre, et les frais de main-d'œuvre seront notablement réduits.

La production journalière de charbon pouvant être réglée à raison des besoins, on se trouvera dispensé de la nécessité de construire des halles pour la conservation de ce combustible, ainsi qu'il est indispensable de le faire dans les régions tempérées et méridionales de l'Europe, où les hivers sont pluvieux et où les transports ne peuvent être exécutés qu'à certaines époques de peu de durée.

La préparation du charbon de bois dans l'enceinte d'une usine, placée elle-même sur le cours d'eau flottable, au point le plus rapproché des meilleurs gîtes ferrifères, permettra de réunir, ainsi qu'on le fait dans les grandes usines à la houille, la fusion des minerais et la conversion de la fonte en fer forgé; on se trouvera donc dispensé des charges et des frais de transport qu'entraîne dans la majeure partie des usines au bois la multiplicité des établissements.

Les fers de choix seront fabriqués au charbon de bois et au marteau par la méthode connue dans chaque localité pour donner les meilleurs produits; à cet égard, ainsi qu'on l'indiquera ci-après, il n'y aura guère à innover d'abord, que dans l'établissement des appareils méca-

niques, où l'on devra remplacer souvent la force de l'eau par celle de la vapeur.

Enfin, on aura recours également aux méthodes mixtes de fabrication qui sont suivies avec tant de succès en France dans plusieurs forges de la Franche-Comté, de la Lorraine, du Berri, de la Champagne et des houillères du Nord, de même qu'en Grande-Bretagne, dans le Staffordshire, le Shropshire, le Yorkshire et le sud du pays de Galles. Au milieu d'une multitude de nuances, ces méthodes se distinguent toutes à des caractères communs : la fonte est d'abord affinée au moyen du charbon de bois dans de bas foyers à tuyère, et le fer malléable, dès qu'il a pris nature au contact de ce combustible, reçoit un premier forgeage au marteau. On le façonne ensuite sous la forme qu'il doit garder, par les combinaisons économiques résultant de l'emploi combiné des laminoirs et des fours à flamme alimentés par le charbon de terre. Dans l'usine qu'il s'agit d'établir, cette élaboration complémentaire sera donnée dans des fours à gaz consommant du ligneux.

Telles sont les conditions principales que doit remplir le nouveau type d'usines à fer qu'il s'agit de créer pour donner aux forêts les moyens de lutter avec succès contre les mines de charbon de terre. J'ai cherché à représenter sur les Pl. VIII, IX et X l'une des dispositions à l'aide desquelles il me semble qu'on peut le mieux le réaliser.

Les bois sont d'abord arrêtés sur le cours d'eau flottable, en amont de l'emplacement où l'usine doit être établie; on emploie à cet effet l'un des systèmes ingénieux de barrage qu'on sait établir avec convenance et économie dans toutes les contrées de l'Europe. A partir de ce point d'arrêt, on amène le bois par des canaux à faible pente jusqu'aux dépôts situés à un niveau assez

élevé au-dessus des foyers où il doit être consommé sous forme de ligneux ou de charbon.

Dans les bassins hydrographiques où la nature du climat et le régime des cours d'eau permettent de flotter le bois en toute saison, celui-ci est immédiatement chargé à la sortie de l'eau sur les wagons à l'aide desquels il doit être successivement transporté dans les divers compartiments des galeries de dessiccation (12), puis aux ateliers dans lesquels il doit être brûlé ou carbonisé. Quand, au contraire, le flottage ne peut être exécuté que pendant une partie de l'année, et lorsqu'en conséquence il est nécessaire d'établir dans l'usine même des dépôts considérables de bois, il convient de rechercher les dispositions les plus économiques pour effectuer successivement la reprise dans l'eau, l'empilage, la reprise du bois empilé et le transport jusqu'à la voie de fer au moyen de laquelle le bois, puis le ligneux, sont amenés dans les galeries et aux divers ateliers. Le choix des dispositions les plus judicieuses et les plus économiques à employer sous ce rapport contribuera essentiellement au succès de ces nouveaux établissements. Ces dispositions, au reste, devront varier non-seulement en raison du temps qui pourra être consacré au flottage, mais encore avec la dimension des bûches flottées et surtout avec la nature des relations établies entre l'administration de la forge et les propriétaires de forêts au sujet de la livraison des bois. Les conditions qui, pour un bénéfice déterminé attribué à l'usine, assureront aux propriétaires de bois la rente la plus élevée, seront en général celles qu'on va indiquer.

Les calculs établis précédemment, en ce qui concerne la préparation du ligneux (12), démontrent que les flammes perdues de l'usine contiendront plus de chaleur qu'il n'en faut pour effectuer cette préparation. Il

n'est donc point nécessaire de donner aux bois flottés, sous l'influence atmosphérique, un premier degré de dessiccation, avant de les soumettre à la dessiccation artificielle. Si d'ailleurs le flottage pouvait être effectué d'une manière continue, on se trouverait alors dispensé des frais assez considérables qu'entraînent l'empilage et la reprise du bois.

Les bois doivent être, autant que possible, préparés dans les forêts sous la forme même où ils seront employés dans l'usine; et dans ce cas, après avoir été repris dans l'eau, ils se trouvent prêts à être expédiés aux ateliers. Cependant, comme le sciage et la fente peuvent être exécutés dans l'usine au moyen de machines, plus économiquement qu'ils ne peuvent l'être à bras dans les forêts, comme d'ailleurs les pertes de matière ligneuse qui ont lieu pendant le flottage augmentent à mesure que le volume des fragments flottés devient moindre, il conviendra en général de donner aux bûches préparées en forêt les plus grandes dimensions que comporte la nature des diverses voies flottables. Il faut donc admettre qu'une certaine proportion des bûches rendues à l'usine devra être soumise au sciage et à la fente. Pour simplifier autant que possible ce service, on pourra donner à tous les foyers une longueur uniforme de 0^m,90, et assigner aux bûches façonnées en forêt une longueur de 2^m,30. Ces bûches, sciées à deux traits dans l'usine, auront une longueur de 0^m,77 convenable pour tous les fours. Une partie des bûches destinées à la carbonisation pourra être sciée à un seul trait, à la longueur de 1^m,15; le reste sera carbonisé avec la longueur totale, selon la coutume de plusieurs contrées du Nord. On conservera en général aux bûches destinées au puddlage une section transversale moyenne de 150 centimètres carrés; pour les bûches destinées au réchauffage,

cette section devra être au moins réduite à 75 centimètres carrés. Dans une usine où, comme à Lippitzbach, on se bornerait à convertir la fonte en fer au moyen du ligneux, on devrait fendre une proportion considérable de bois pour obtenir les dimensions qu'on vient d'indiquer. Mais dans une usine centrale où l'on fabrique la fonte et où l'on affine en partie celle-ci au moyen du charbon de bois, il faut carboniser la majeure partie du bois, et dès lors on peut consacrer à la carbonisation les bûches ayant les plus grosses dimensions. On obtiendra ainsi, en proportion suffisante, par un simple triage, les dimensions qui conviennent soit aux fours à puddler, soit aux fours à réchauffer. Quant au bois destiné à la carbonisation, on pourra, en donnant aux meules 4^m,60 de hauteur, y passer en bûches entières au moins la moitié de la quantité totale à carboniser, et se contenter par conséquent de scier à un trait l'autre moitié.

En résumé, dans l'usine dont le plan est tracé ci-après, et dans laquelle on fabrique annuellement, en 280 jours de travail, 10.000 tonnes de fers assortis de diverses qualités, en consommant une quantité de bois équivalente à 64.520 tonnes de ligneux, ou à 195.000 stères de bois, on aura à opérer journellement sur l'équivalent de 250 tonnes, si le flottage peut avoir lieu pendant 280 jours, et sur 460 tonnes, si l'on ne dispose pour flotter le bois que de la moitié de ce temps. La quantité de travail à effectuer, dans ce second cas, pendant chacun des 140 jours consacrés à la reprise du bois flotté, est indiquée dans le tableau suivant :

DÉSIGNATION DES BOIS DE DIVERS ÉCHANTILLONS.	NOMBRE des bûches de 2 ^m ,30.	POIDS du ligneux en tonnes.	POIDS DU LIGNEUX		SURFACE à scier.
			à conserver en bûches entières.	à scier avec 1 ou 2 traits.	
Bois à carboniser, comprenant toutes les bûches ayant plus de 200 cent. q., ou moins de 50 cent. q.; bûches d'une section moyenne de 400 cent. q.; la moitié à scier à un trait.	7.609	350	175	175	152,2
Bois destiné au puddlage : bûches dont la section moyenne est comprise entre 200 et 100 cent. q.; section moyenne, 150 cent. q.; le tout à scier à deux traits.	2.493	43	»	43	74,8
Bois destiné au réchauffage : bûches dont la section moyenne est comprise entre 100 et 50 cent. q.; section moyenne, 75 cent. q.; le tout à scier à deux traits.	7.768	67	»	67	116,5
Totaux.	17.870	460	175	285	343,5

Les bois appartenant à chacune de ces catégories seront divisés en deux parties égales : l'une sera empilée sur le bord même du canal, en tas d'une hauteur de 6 mètres ; l'autre sera directement expédiée dans la galerie à ligneux, pour la consommation journalière des ateliers.

Au milieu des dispositions fort variées qu'on peut imaginer pour exécuter dans de bonnes conditions le sciage et l'empilage du bois, je proposerais un atelier mobile se transportant au moyen de rails, au-dessus du canal où le bois est repris. Cet atelier comprendrait une chaudière à vapeur, et une machine donnant un mouvement continu à des scies circulaires, et un mouvement alternatif à des plateaux élevant le bois à scier au niveau des scies, et le bois à carboniser en bûches entières au niveau supérieur des tas. Le bois scié à deux traits serait trié, selon le degré de grosseur, en bois de puddlage et en bois de réchauffage, puis empilé à la partie inférieure des tas, en deux couches horizontales dis-

tinctes et superposées; une troisième couche recevrait le bois scié à un trait, destiné à la carbonisation; à la partie supérieure, enfin, serait directement élevé, ainsi qu'on l'a dit ci-dessus, le bois à carboniser en bûches entières.

Le bois à reprendre et à scier pour la consommation directe, pourra être élaboré dans le même atelier; on pourra aussi employer un second atelier analogue au premier, établi dans une situation fixe à la jonction du canal d'amenée et de la galerie à ligneux.

Pendant la seconde moitié de l'année où l'usine sera alimentée par le dépôt formé à l'époque du flottage, on n'aura qu'à reprendre le bois par deux chemins de fer situés à deux niveaux différents, et correspondant à deux galeries de dessiccation superposées. Dans la galerie supérieure, on recevra le bois à dessécher partiellement pour la carbonisation; dans la galerie inférieure, on admettra le bois à convertir en ligneux pour le service des fours à puddler et à réchauffer. Pour reprendre le bois à ces deux niveaux dans les conditions les plus avantageuses, on établira des chemins de fer mobiles dans un vide ménagé entre les piles de bois déposées en deux rangées parallèles; le long de deux canaux de flottage contigus (Pl. VIII, *fig.* 1 à 6).

La quantité de bois à emmagasiner correspond à 32.160 tonnes de ligneux ou à 96.500 stères environ; elle peut être contenue dans une suite de 16 piles ayant 220 mètres de longueur, et dans leur section transversale 4^m,60 (2 bûches) de largeur sur 6 mètres environ de hauteur. Ces piles seront disposées deux à deux sur les rives de 8 canaux parallèles, ayant à peu près la même longueur. Le dépôt de bois et la galerie à ligneux occuperont une surface totale d'environ 40.000 mètres carrés.

Dans beaucoup de localités, on déposera plus simplement le bois en deux longues rangées sur les deux rives de la voie de flottage; la galerie à ligneux qui pourra suivre les sinuosités de la vallée, établira la communication entre ce dépôt et l'usine. L'atelier de carbonisation pourra lui-même être établi le long des dépôts de bois, en suivant, comme ces derniers, les sinuosités du cours d'eau. L'emplacement nécessaire à l'usine, le seul qui exige une surface horizontale assez considérable, se réduira, dans cette disposition, à l'espace occupé sur la Pl. X, par les ateliers consacrés à la fusion des minerais et à la conversion de la fonte en fer forgé. Cette surface, comprenant 7.400 mètres carrés environ, pourra souvent se rencontrer au fond des vallées, même dans les régions montagneuses. Rien n'oblige d'ailleurs à disposer ces ateliers, comme je l'ai proposé dans mon projet, sur deux rangées parallèles; sans renoncer aux principaux avantages de la disposition indiquée sur la Pl. X, on pourra, dans une vallée étroite, placer ces ateliers l'un à la suite de l'autre, suivant une ligne sinueuse. Les vallées à pentes abruptes, où il sera nécessaire de modifier dans ce système les données du projet d'usine centrale, offriront d'ailleurs, en compensation des inconvénients qui leur sont propres, des conditions favorables pour le dépôt et la reprise des combustibles, et pour l'établissement des chemins de fer à divers niveaux qui font partie intégrante du nouveau type d'usines.

Le bois desséché partiellement dans la galerie supérieure sera amené par le prolongement de la même voie de fer dans la partie supérieure de l'atelier de carbonisation: cette disposition contribuera d'une manière efficace à diminuer les frais qu'entraîne ordinairement le dressage de meules. Le charbon fabriqué, au lieu

d'être amoncelé dans des halles, puis repris pour être expédié aux hauts-fourneaux et aux feux d'affinerie, sera de suite chargé dans les paniers qui doivent servir au mesurage et au chargement, puis transporté sans nouveau remaniement, et par suite sans déchet, sur une voie de fer le long de laquelle ces paniers avaient été provisoirement déposés.

Le ligneux préparé, et convenablement refroidi dans la galerie inférieure, est amené sur les mêmes wagons où il a d'abord été chargé, près de la trémie à robinet (Pl. VI, fig. 11 à 12) de chaque four à puddler et à réchauffer. La reprise du ligneux s'y fait par le chauffeur sans aucun remaniement préalable; chaque wagon vide est ramené au dépôt de bois au moyen de chevaux, et se trouve immédiatement remplacé par un wagon plein. Pour que les voies de fer amenant le ligneux aux foyers de ces fours, ne gênent pas la circulation sur le sol même des ateliers, il convient qu'ils soient établis, au-dessus de ce sol, à un niveau assez élevé: cette convenance se lie d'ailleurs naturellement à celle qui a été précédemment indiquée, et qui conseille de placer la trémie de chargement au-dessus du rampant qui, dans chaque four, amène le gaz combustible au laboratoire.

Les ateliers où se consomme le charbon de bois, c'est-à-dire les hauts-fourneaux et les feux d'affinerie, seront disposés, du moins dans leurs parties essentielles, conformément aux méthodes de travail propres à chaque localité. J'ai admis, sur les Pl. IX et X, une disposition qui s'adapte particulièrement au mode d'affinage le plus employé dans les forges françaises. La convenance de produire des fers de qualité supérieure dissuadera, dans la plupart des cas, d'annexer à ces fourneaux des appareils à air chaud; cependant cette annexion, dans le cas où elle serait utile, s'adapterait

aisément à l'ensemble de l'établissement. J'ai supposé que tous les appareils mécaniques de l'usine sont mis en mouvement par des machines à vapeur: il en est ainsi dans la plupart des usines au charbon de terre qui fonctionnent aujourd'hui, et même pour beaucoup de hauts-fourneaux au charbon de bois établis depuis quelques années dans l'Occident. Les dispositions proposées ne peuvent être considérées comme une innovation que pour ce qui concerne les marteaux desservant les feux d'affinerie. Les appareils de ce genre ont été rarement mis en action par la force de la vapeur; mais les avantages qui s'attachent à l'intervention de ce moteur ont été peu appréciés jusqu'à ce jour par les établissements qui fabriquent le fer au charbon de bois et au marteau; en sorte que les types d'établissements consacrés à cette branche de métallurgie restent encore fondés sur l'emploi des moteurs hydrauliques. Dans l'Occident, une forge au charbon de bois comprend rarement plus de deux feux d'affinerie: les chômages fréquents, entraînés dans presque tous les climats par l'inégalité du régime des cours d'eau, ont peu d'inconvénients avec un matériel aussi restreint. Dans le Nord et dans l'Orient, où les forges ont plus d'importance, où l'on voit souvent vingt foyers d'affinerie réunis sous la même halle, l'usage des machines à vapeur est loin d'être aussi usuel qu'il l'est devenu à l'autre extrémité de l'Europe: on n'y connaît guère jusqu'à présent les dispositions à la fois simples et efficaces qu'on emploie ailleurs avec tant de succès pour alimenter ces machines, sans dépense spéciale de combustible, avec les flammes et les gaz sortant des foyers métallurgiques. Par ces mêmes motifs, on n'y a point fait encore d'efforts sérieux pour obtenir avec le concours des machines à vapeur, le travail régulier et l'activité permanente qui constituent un des princi-

paux éléments de succès des forges au charbon de terre.

Il en sera autrement dans les nouveaux types d'usines qu'il s'agit de créer, où des foyers d'affinerie seront annexés en grand nombre à des fours à flamme et à des laminoirs fonctionnant régulièrement avec le concours de machines à vapeur. On se trouvera alors conduit à des solutions qu'on n'a point encore obtenues, par la seule raison qu'elles n'ont point été suffisamment cherchées. En me fondant sur les faits que l'expérience a révélés jusqu'à ce jour, j'ai indiqué (Pl. IX, fig. 5 à 7) le point de départ des essais à entreprendre à ce sujet. J'ai admis, d'une part, que le cinglage des loupes provenant des foyers d'affinerie sera exécuté au moyen de marteaux-pilons à vapeur; de l'autre, que l'étirage des barres et le forgeage des billons seront opérés suivant deux systèmes principaux. Dans le premier, on emploiera les marteaux de forges ordinaires, en amortissant au moyen d'un volant le choc imprimé au système tournant par le soulèvement du marteau; dans le second, on emploiera des marteaux à ressort où ce choc se trouve supprimé, et pour lesquels, en conséquence, le mouvement peut être transmis au système tournant au moyen de simples courroies.

Les avantages qui résulteraient de ce dernier mode de transmission commencent à être appréciés: deux habiles ingénieurs mécaniciens, M. Jean Schmerber fils, de Tagolsheim (Haut-Rhin), et M. de Coster, de Paris, m'ont communiqué des résultats fort intéressants touchant l'établissement de marteaux de forges dont le mouvement se règle de cette manière avec une extrême facilité.

M. Schmerber amortit, par l'interposition d'un double ressort en caoutchouc vulcanisé, la réaction du

choc de la came sur le système tournant; il augmente, il diminue et il annule à volonté, au besoin d'une manière instantanée, l'effort exercé par la courroie, en faisant porter celle-ci, plus ou moins, sur deux poulies contiguës, dont l'une est folle sur son axe, tandis que l'autre reçoit toute l'impulsion qui lui est constamment communiquée par le moteur.

M. de Coster fait intervenir des ressorts en acier, et il règle le mouvement du marteau par un système qui lui est propre; il applique ici d'ailleurs avec succès l'ingénieux système dont il est l'inventeur et qui consiste à transmettre le mouvement au moyen d'arbres de couche animés de très-grandes vitesses, et il parvient ainsi à annuler, pour ainsi dire, l'usure des courroies, en réduisant presque à rien l'effort qu'elles ont à exercer.

Les flammes et les gaz sortant des fourneaux et des foyers de l'usine sont introduits en totalité, ainsi qu'on l'a indiqué ci-dessus (12), à l'origine de la troisième section de la galerie à ligneux, pour y produire les phénomènes calorifiques nécessaires à la préparation de ce combustible, et ils se rendent de là dans la cheminée de tirage. Ces fourneaux et ces foyers étant établis dans quatre halles différentes, doivent être reliés avec la galerie à ligneux au moyen de canaux d'une étendue considérable. En rapprochant cette convenance de celle qui oblige à produire la vapeur nécessaire aux machines, au moyen des flammes et des gaz disponibles, je me suis trouvé conduit à la disposition générale proposée sur les Pl. IX et X. Les chaudières à vapeur sont de simples tubes cylindriques, dont les surfaces extérieures sont constamment léchées par la flamme dans le même sens, et qui se trouvent alignées dans les directions comprises entre les divers fourneaux et l'extrémité de la galerie. La réparation d'une chaudière ne devant point inter-

rompre la communication de chaque four avec la galerie à ligneux, on a établi pour chaque système de fours deux lignes parallèles de chaudières, composées de tronçons longs de 5^m,86 et de 8^m,10, dans chacun desquels la circulation des flammes peut être interceptée, tout en étant maintenue dans les tronçons qui précèdent ou qui suivent la chaudière en réparation, et à plus forte raison dans la ligne parallèle.

J'ai donné, au reste, sur les Pl. IX et X, et dans l'explication de ces planches consignée à la fin de cet ouvrage, toutes les indications qui peuvent compléter la description du nouveau type d'usines. L'exposé que je viens de présenter suffit pour faire concevoir que les frais de fabrication du ligneux et du charbon de bois n'excéderaient pas ceux qui ont été établis dans le chapitre précédent (15); on en peut conclure aussi que les prix de vente de la fonte et du fer fabriqués dans cette usine pourraient être établis approximativement, ainsi qu'il est indiqué ci-après.

28. Prix de revient probable du fer au bois dans le nouveau type d'usines; marge considérable que ce prix laisse pour la rente à attribuer au sol forestier.

De même que dans l'usine au charbon de terre dont il a été question précédemment (19), les capitaux engagés pour la fabrication spéciale de la fonte ne dépasseront pas un total de 800.000 fr. Il convient cependant d'admettre que les difficultés d'un premier établissement contribueront d'abord à augmenter les frais généraux de production. En faisant entrer, sous ce rapport, en ligne de compte un certain supplément de frais, et en évaluant d'ailleurs le ligneux et le charbon de bois au prix de revient, c'est-à-dire abstraction faite de toute rente attribuée au propriétaire du sol, on trouve que la tonne de fonte pourrait être livrée par l'usine projetée au prix de 70 fr., savoir :

Frais spéciaux :		fr.
Minéral.	2 ^l ,50 à 10 fr.	25,00
Castine.	0,25 à 5 fr.	0,75
Charbon de bois.	1,15 à 23 fr.	26,45
Main-d'œuvre pour le fourneau et les machines.	1 ^l ,10 à 2 fr.	2,20
		54,40
Frais généraux :		
Frais évalués sur les mêmes bases que pour la fabrication au coke.		10,45
Frais supplémentaires pour éventualités imprévues, dues à la nouveauté de l'établissement.		2,19
Bénéfices (en sus de l'intérêt des capitaux engagés).		2,96
		12,64
Total.		70,00

Les frais spéciaux relatifs à la conversion de cette fonte en fer malléable, varieront avec la méthode de fabrication, selon qu'on s'appliquera à produire : des fers puddlés au ligneux et laminés; des fers mixtes affinés au charbon de bois, puis laminés après réchauffage dans des fours à ligneux; enfin, des fers martelés affinés et réchauffés exclusivement au moyen du charbon de bois.

Les frais spéciaux entraînés par la fabrication du fer puddlé et laminé ne dépasseront pas 120^l,20 par tonne, lors même qu'on ne tiendrait pas compte des améliorations que les principes développés ci-dessus appliqués à l'affinage de fontes plus pures, permettront d'apporter, en ce qui concerne la consommation du ligneux, à la méthode actuelle de Lippitzbach (27). Ce prix de revient peut être établi approximativement, ainsi qu'il suit :

	fr.	fr.
Fonte.	1 ^l ,26 à 70,00.	88,20
Ligneux.	2,50 à 8,40.	21,00
Main-d'œuvre.	31,86 à 2,85.	11,00
		120,20

Une fabrication mixte, dans laquelle les bidons préparés au charbon de bois et au marteau, sont en-

suite convertis en largets pour tôles fines, au moyen de réchauffages au ligneux et du laminage, produira ces largets au prix de 132^f,04, savoir :

Fonte.	1 ^e ,28 à 70,00.	89,60	} fr. 132,04
Charbon de bois.	0,80 à 23,00.	18,40	
Ligneux.	1,20 à 8,40.	10,08	
Main-d'œuvre.	4 ⁱ ,90 à 2,85.	13,96	

Enfin, la fabrication au charbon de bois et au marteau exécutée, en ce qui concerne les consommations de matières et de main-d'œuvre, dans les conditions qu'on peut observer aujourd'hui dans la majeure partie des forges françaises, produira le fer en barres avec des frais spéciaux de 150^f,64, ainsi qu'il est indiqué ci-après :

Fonte.	1 ^e ,55 à 70,00.	94,50	} fr. 150,64
Charbon de bois.	1,40 à 23,00.	32,20	
Main-d'œuvre.	8 ⁱ ,40 à 2,85.	23,94	

Une forge où l'on fabriquerait au ligneux et au laminoir 10.000 tonnes de fer marchand comprendrait 8 fours à puddler, 5 fours à réchauffer, un train de laminoirs pour l'atelier de puddlage, et deux trains de laminoirs pour fers assortis. Le capital engagé s'élèverait environ à 1.700.000 fr., et le prix de revient, y compris un bénéfice normal de 5 p. 100 sur les capitaux engagés, ne dépasserait pas 155 fr., savoir :

Frais spéciaux.	120,20	} fr. 146,50
Frais généraux [évalués comme pour la fabrication au charbon de terre (19)].	22,57	
Frais supplémentaires pour éventualités imprévues dues à la nouveauté de l'établissement.	3,73	
Bénéfice (en sus de l'intérêt des capitaux engagés).	8,50	
Total.	155,00	

Le prix de revient serait porté approximativement à 167 fr. dans une forge établie d'après les bases indiquées

sur les Pl. IX et X, c'est-à-dire dans laquelle la production annuelle se composerait, dans les proportions suivantes, des trois sortes de fer précédemment indiquées :

1 ^{re} sorte : fer au ligneux et au laminoir.	5.000	} tonnes. 10.000
2 ^e — fer mixte.	2.500	
3 ^e — fer au charbon de bois et au marteau.	2.500	

Le détail des frais peut être établi ainsi qu'il suit :

1. *Frais spéciaux.*

Fonte :			
pour 1 ^{re} sorte.	0,650	} t. 1,287 à 70,00.	} fr. 90,09
— 2 ^e —	0,520		
— 3 ^e —	0,537		
Ligneux :			
pour 1 ^{re} sorte.	1,250	} 1,550 à 8,40.	} fr. 130,74
— 2 ^e —	0,300		
— 3 ^e —	»		
Charbon de bois :			
pour 1 ^{re} sorte.	»	} 0,550 à 23,00.	} fr. 12,65
— 2 ^e —	0,200		
— 3 ^e —	0,350		
Main-d'œuvre :			
pour 1 ^{re} sorte.	1,950	} j. 5,255 à 2,85.	} fr. 14,98
— 2 ^e —	1,225		
— 3 ^e —	2,100		

2. *Frais généraux.*

Frais évalués comme pour la fabrication au charbon de terre.	22,57	} 26,26
Frais supplémentaires dus à la fabrication au charbon de bois et au marteau, et aux éventualités imprévues que peut entraîner la nouveauté de l'établissement.	3,69	
Bénéfice (en sus de l'intérêt des capitaux engagés) évalué à 5 p. 100 du capital de 2.000.000 francs.	10,00	
Total.	167,00	

Dans les localités où l'on dispose de minerais de qualité supérieure et où l'on peut placer avantageusement les fers de choix, il y aura avantage à réunir dans les nouvelles forges les trois genres de fabrication dont

il vient d'être question ; on simplifiera au contraire l'établissement, et l'on se bornera à produire des fers au ligneux et au laminoir, lorsque la nature médiocre des minerais ne permettra pas de développer dans le fer, même par la fabrication la plus soignée, les hautes qualités que recherchent les aciéries et les ateliers où se prépare le matériel des fabriques de machines, des arsenaux militaires, des chemins de fer, etc.

29. Quantité de ligneux ou de bois cordé nécessaire, dans le nouveau type d'usines, pour produire 10.000 tonnes de fers marchands assortis.

La quantité de ligneux nécessaire pour produire une tonne du mélange des trois sortes de fer, monte à

6 ^t ,452, savoir :	
Fabrication de 1 ^t ,287 de fonte :	
Équivalent du charbon, $1,287 \times 1,15 \times 2,405$. . .	3,559
Fabrication du fer :	
Équivalent du charbon, $0,550 \times 2,405$. . .	1,325
Ligneux	1,550
	} 2,875
Total	6,452

Si la forge ne produisait que du fer au ligneux et au laminoir, la consommation serait réduite à 5^t,988, savoir :

Fabrication de la fonte :	
Équivalent du charbon, $1,26 \times 1,15 \times 2,405$	3,485
Fabrication du fer :	
Ligneux	2,509
Total	5,988

La consommation annuelle d'une forge produisant 10.000 tonnes de fers assortis, au ligneux et au charbon de bois, monterait en conséquence à 64.520 tonnes de ligneux. Dans les districts forestiers de l'Occident, où l'on cultive surtout les essences dures, c'est-à-dire le chêne, le hêtre et le charme, associées à une notable proportion d'essences tendres, cette consommation équivaldrait à peu près à 193.000 stères de bois cordé : c'est en effet le chiffre que j'ai admis dans les calculs

présentés ci-dessus (27). La même consommation serait équivalente à 160.000 stères seulement, si l'usine ne consommait que des essences dures ; elle équivaldrait à 250.000 stères au mois, si l'usine était surtout alimentée par des forêts d'arbres résineux.

Il suffit de rapprocher ces données de celles qui ont été présentées au commencement de ce chapitre (20), pour constater la supériorité de la nouvelle méthode de Carinthie, surtout en ce qui concerne la consommation de combustible végétal. La concentration du travail au bois dans de grandes usines et, en particulier, la substitution du puddlage aux méthodes actuelles de travail fondées sur l'emploi des tuyères, permettront de doubler, parfois même de tripler la quantité de fer qu'on obtient aujourd'hui d'une quantité donnée de bois. La création du nouveau type d'usines introduira donc des modifications considérables dans l'organisation actuelle des groupes métallurgiques établis au milieu des principaux massifs boisés de l'Europe. Il est à présumer d'ailleurs qu'à l'aide du temps et d'efforts soutenus, la fabrication du fer au ligneux et au laminoir satisfera complètement à beaucoup de convenances industrielles qu'on croit ne pouvoir remplir aujourd'hui qu'au moyen de fers produits au charbon de bois et au marteau. Selon toute apparence, la belle découverte des métallurgistes carinthiens est donc le point de départ d'une révolution féconde dans les méthodes de travail suivies depuis trois siècles par les forges au bois. Il reste à indiquer les conséquences utiles qui en résulteront pour la propriété forestière et les principes que doivent suivre, d'un commun accord, les propriétaires de forêts et les maîtres de forges de l'Occident, pour tirer parti de ce nouveau progrès de la métallurgie.

CHAPITRE III.

CONCLUSIONS TOUCHANT L'ORGANISATION ÉCONOMIQUE A DONNER AU NOUVEAU TYPE D'USINES, ET LES RAPPORTS A ÉTABLIR ENTRE CES USINES ET LA PROPRIÉTÉ FORESTIÈRE.

30. Rente qui pourrait être attribuée à l'avenir au sol forestier, dans les principaux districts métallurgiques.

Dans une contrée où le bois serait consommé par des forges établies suivant les conditions décrites au chapitre précédent, la rente attribuée au sol forestier dépendrait surtout du prix marchand des fers; elle serait d'ailleurs en proportion avec la force productive annuelle de chaque hectare de terrain.

Il y a lieu de présumer que les fers fabriqués au ligneux et au laminoir, et à plus forte raison les fers fabriqués au charbon de bois et au marteau, seront longtemps encore classés, dans l'opinion des consommateurs, au-dessus de ceux qu'on extrairait du même minerai, au moyen du charbon de terre (2). Des considérations géologiques font prévoir, en outre, que les usines d'Europe alimentées par le combustible végétal seront mieux placées en général que les usines au charbon de terre pour se procurer des minerais de fer de qualité supérieure (27). En considérant d'ailleurs les prix relatifs actuels des deux sortes de fers, il n'y a rien d'exagéré à admettre que les fers fabriqués dans la forge type décrite au chapitre précédent, vendus concurremment avec les fers communs à 160 fr. produits au moyen du charbon de terre, trouveront dans le commerce les prix indiqués ci-après, même lorsqu'ils seront fabriqués avec des minerais médiocres.

	t.	fr.	fr.
Fers au ligneux et au laminoir.	0,50 à	200	100
Fers mixtes au charbon de bois et au ligneux.	0,25 à	220	55
Fers au charbon de bois et au marteau.	0,25 à	260	65

Prix moyen d'une tonne. 220

Ce prix moyen doit être considéré comme un mini-

mum; mais il sera souvent dépassé. Ainsi qu'on l'a déjà remarqué (2), certains fers au charbon de bois se vendent aujourd'hui 800 fr. la tonne sur les marchés anglais où le prix des fers communs au charbon de terre ne dépasse pas 100 fr. En France, les meilleurs fers au charbon de bois et au marteau de Franche-Comté, employés par les arsenaux militaires, se vendent 500 fr. et au delà, lorsque le prix des fers ordinaires produits au charbon de terre se tient à 250 fr. Il n'y a donc rien d'exagéré à admettre qu'en concurrence de fers au charbon de terre valant 160 fr. la tonne, beaucoup de forges au bois maintiendront leurs fers à des prix moyens compris entre 220 et 500 fr. L'excédant obtenu par ces forges en sus du prix de revient de 167 fr., constituera la somme à répartir à titre de rente, entre les propriétaires de forêts pour la quantité de ligneux (6^t,452) nécessaire à la production de chaque tonne de fer. Les sommes à répartir pour divers prix de vente compris entre les limites précédemment indiquées, sont calculées dans le tableau suivant :

Sommes à répartir entre les propriétaires de forêts fournissant le bois à une forge qui produit annuellement 10.000 tonnes de fers, avec un bénéfice de 10 p. 100 sur les capitaux engagés.

PRIX DES FERS AU BOIS (le prix des fers communs au charbon de terre étant 160 fr.).	SOMMES A RÉPARTIR entre les propriétaires de forêts, après remboursement des frais de production montant à 167 francs		SOMMES A RÉPARTIR PAR HECTARE DE FORÊT PRODUISANT ANNUELLEMENT			
	par tonne de fer produit.	par tonne de ligneux consommé.	4 tonnes de ligneux.	3 tonnes de ligneux.	2 tonnes de ligneux.	1 tonne de ligneux.
	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.
220	53	8,23	32,92	24,69	16,46	8,23
250	83	12,89	51,56	38,67	25,78	12,89
300	133	20,65	82,60	61,95	41,30	20,65
350	183	28,41	113,64	85,23	56,82	28,41
400	233	36,17	144,68	108,51	72,34	36,17
450	283	43,93	175,72	131,79	87,86	43,93
500	333	51,69	206,76	155,07	103,38	51,69
Etc.	Etc.	Etc.	Etc.	Etc.	Etc.	Etc.

Ces chiffres signalent avec netteté l'avenir qui peut être assuré à la propriété forestière, au milieu de la lutte engagée entre le bois et le charbon de terre. Sans qu'il soit nécessaire d'entrer dans des détails plus circonstanciés, ils démontrent qu'avec le concours d'une bonne organisation de l'industrie métallurgique, les propriétaires de forêts recevront une rente suffisante pour assurer la conservation de ce genre de culture, même dans les localités où les minerais de fer sont de qualité médiocre et où la fertilité du sol forestier ne dépasse pas des limites modérées.

L'établissement des nouveaux types d'usines à fer qui assureront ces avantages à la propriété forestière, soulève, comme on l'a indiqué au chapitre précédent, plusieurs difficultés techniques. Celles-ci concernent principalement la découverte de la méthode la plus convenable pour la préparation du ligneux; la détermination du meilleur emploi à donner aux gaz brûlés sortant des diverses sortes de fours; l'application des machines à vapeur à la mise en action des marteaux de forges, etc. Ces difficultés sont pour la plupart d'un ordre inférieur à celles dont les arts métallurgiques ont triomphé avec tant de succès depuis un demi-siècle, en créant les nouveaux types d'usines fondés sur l'emploi du charbon de terre. Il est à présumer que ces difficultés seront aisément résolues dès que les métallurgistes auront à s'en préoccuper; mais, lors même que ces solutions feraient momentanément défaut, lors même que la fabrication resterait fondée, dans les nouveaux types d'usines, sur les seuls moyens d'action dont la métallurgie dispose aujourd'hui, les avantages qui pourraient être attribués dès à présent aux propriétaires de forêts différeraient peu, en défi-

31. Obstacles opposés dans l'Occident, par l'antagonisme des propriétaires de forêts et des maîtres de forges, à l'établissement du nouveau type d'usines.

nitive, de ceux que signale le tableau précédent (50).

Il en est autrement des difficultés que soulèveront l'organisation économique et l'administration des nouveaux établissements. Dans l'occident de l'Europe, en France peut-être encore plus que dans toute autre contrée, ces difficultés, si elles n'étaient pas tout d'abord écartées par des mesures générales, amèneraient dans l'exécution de graves embarras. Il importe donc de les envisager ici, afin de chercher les moyens de les prévenir.

Les principaux obstacles à la réalisation du plan que je propose surgiraient de toute opposition maintenue entre la propriété forestière et l'industrie métallurgique. La divergence des intérêts, excitée comme elle l'est aujourd'hui dans la plupart des groupes d'usines à fer de la France, par le morcellement de la propriété forestière, rendrait tout d'abord impossible la fondation de grandes usines centrales, ou provoquerait bientôt la ruine de celles qui auraient pu se fonder par l'accord momentané de quelques grands propriétaires.

Lorsqu'on remonte aux causes des désastres qui, sous l'influence de ces luttes intestines, frappent depuis plusieurs années les propriétaires de forêts et d'usines à fer, on comprend qu'avant d'entrer dans les voies nouvelles qu'ouvrent à la métallurgie du fer les découvertes dont j'ai rendu compte au chapitre précédent, il faut résoudre les questions suivantes.

En admettant que la concentration des établissements et l'adoption des méthodes économiques de travail qui assurent le succès des usines au charbon de terre, puissent seules mettre les usines au bois en mesure de lutter avantageusement contre ces dernières, comment pourra-t-on concilier cette concentration avec la multiplicité des intérêts qui se rattachent à la production de la matière ligneuse?

En admettant également que l'exploitation d'usines centrales au bois consommant les combustibles d'un grand district forestier puisse donner lieu, nonobstant la concurrence des usines au charbon de terre, aux bénéfices considérables évalués à la fin du chapitre II, et dans le tableau présenté ci-dessus (50), comment pourra-t-on établir, à la satisfaction des deux intérêts en présence, c'est-à-dire des propriétaires de forêts et des maîtres de forges, la répartition de ces bénéfices?

Les difficultés que ce partage soulèverait, surtout dans les contrées où la propriété forestière est très-morcelée, ne sont-elles pas insurmontables? La concurrence, telle qu'elle existe aujourd'hui dans les principaux groupes métallurgiques de la France entre les propriétaires de forêts et de nombreux maîtres de forges, n'offre-t-elle pas en définitive, pour résoudre ces difficultés, le moyen le plus simple et le plus conforme aux tendances générales de la civilisation?

L'existence même des petits établissements au nombre de plusieurs centaines dans quatre ou cinq groupes métallurgiques, qui depuis 1822 ont pris une importance considérable, n'est-elle pas un symptôme assuré des véritables convenances de l'industrie métallurgique et de la propriété forestière?

Ne doit-on pas dès lors abandonner les forêts et les usines au bois à ce régime de libre concurrence qui, nonobstant de graves inconvénients, a imprimé aux autres genres de propriété et d'industrie une impulsion si féconde?

Avant de chercher la réponse qu'il convient de faire à ces questions pour l'occident de l'Europe et en particulier pour la France, je vais d'abord exposer sommairement les principes adoptés dans les autres contrées,

32. Principes adoptés pour conjurer cet antagonisme dans les contrées du Nord et de l'Orient où fleurit la métallurgie au bois.

pour régler les rapports de la propriété forestière et de l'industrie métallurgique.

En Russie, l'organisation de la propriété minérale réunit toujours les deux intérêts dans la même personne. Les grandes concessions de mines faites par les souverains dans le cours des derniers siècles, ont toujours attaché aux gîtes minéraux concédés, les forêts nécessaires à l'exploitation et au traitement métallurgique des minerais. Les lois d'origine plus récente qui attribuent au propriétaire de la surface le droit exclusif d'exploiter les mines, ont également eu pour résultat, dans un pays où la propriété n'est point morcelée, de réunir dans les mêmes mains la propriété des usines et celle des forêts. Le partage à faire entre les forêts et les usines, des bénéfices dus à la production des métaux, ne donne donc lieu, dans le système russe, à aucune difficulté. Souvent même et pour simplifier la comptabilité des usines, on n'attribue aucune valeur au sol forestier, en sorte que la question de répartition ne se trouve pas même soulevée.

En Suède, la propriété des forêts est, dans la plupart des cas, distincte de celle des gîtes minéraux et des usines métallurgiques. Elle est parfois morcelée à l'infini; sous ce rapport les forêts de paysans de la Dalécarlie, de l'Upland, du Wernmland, de l'Elfsborg, etc., rappellent complètement l'ordre de choses qui s'est établi dans plusieurs parties de la France pour la propriété agricole. L'expérience a depuis longtemps signalé les embarras que cet état de choses pouvait entraîner, et l'on s'est appliqué à les prévenir au moyen de règlements parfaitement adaptés à la nature des choses.

Le principe de la législation suédoise est en harmonie avec des faits, qu'il n'est point donné à l'homme de

modifier. La fabrication du fer, branche principale de la métallurgie suédoise, est exclusivement fondée sur l'exploitation des forêts; les limites de la production y sont nécessairement en rapport avec la quantité de bois qui se régénère annuellement dans le rayon d'approvisionnement des usines. Un accroissement de production dans un district où toutes les forêts sont mises à profit, ne peut être obtenu que momentanément et par anticipation sur les ressources des années suivantes. La loi, sans gêner au fond l'essor de l'industrie, a donc pu régler d'une manière invariable la production de chaque groupe de forges; elle a prévenu par là, en grande partie, la concurrence désordonnée, les fluctuations de prix et en général les perturbations brusques qui résultent ailleurs des alternatives de chômage et d'activité exagérée. Elle a écarté en même temps les obstacles principaux qui se seraient opposés à la fixation d'un prix régulier pour la cession des combustibles. La régularité de la production est donc la base principale du règlement des *Bergslags*, cette antique charte de la métallurgie suédoise.

On nomme *Bergslags* des circonscriptions tracées autour des grands gîtes minéraux de la Suède; on a compris en général dans chacune d'elles toutes les forêts dont les produits peuvent servir à l'exploitation d'un groupe de gîtes et au traitement métallurgique de leurs minerais. L'expérience ayant démontré que le traitement des métaux constitue le meilleur emploi qui puisse être fait des bois de chaque *bergslag*, le législateur a soustrait les mines et les usines métallurgiques à la concurrence des autres industries qui consomment des quantités notables de combustible. Il est interdit, en conséquence, d'y préparer des bois d'œuvre pour l'exportation, et, à plus forte raison, d'y éta-

blir des scieries, des verreries, des fabriques de potasse, etc.

Depuis longtemps la loi a fixé le nombre, la situation et la consistance des usines destinées à la fusion des minerais et à l'affinage des métaux bruts. Sauf le cas où de nouveaux gîtes minéraux seraient découverts, on n'autorise jamais la création d'usines nouvelles. La moyenne de la production de celles qui sont déjà autorisées tend en effet à s'accroître par le perfectionnement des méthodes de travail et par l'emploi plus judicieux des moteurs hydrauliques, tandis que le produit annuel des forêts reste stationnaire ou tend à décroître par suite du développement des populations, et surtout par la tendance que celles-ci montrent partout à augmenter aux dépens des forêts l'étendue de leurs pâturages. Loin d'exciter la concurrence par de nouvelles créations, le système suédois modère la lutte qui s'établit pour l'achat des charbons entre les usines autorisées. Il atteint ce but, d'une part, en fixant la production maximum des établissements de même nature; de l'autre, en arrêtant l'ordre de préférence qui devrait être observé si la concurrence venait à s'établir entre des établissements consacrés à deux branches différentes de la métallurgie. Les usines à fer forment partout l'industrie dominante des *Bergslags*; mais, lorsque divers métaux s'exploitent simultanément, il est admis qu'il faut d'abord pourvoir à la production des métaux les plus précieux. C'est ainsi que, le cas échéant, les usines à fer seraient pourvues après les usines à cuivre; celles-ci, après les usines consacrées aux métaux précieux. Les règlements locaux s'appliquent même parfois à prévenir, par des mesures encore plus directes et plus spéciales, la concurrence que fait naître dans chaque *bergslag* l'achat des charbons. Ainsi, par

exemple, la loi ou l'usage fixent quelquefois d'une manière invariable le rayon d'approvisionnement de chaque fourneau.

Le législateur n'a pas seulement réglé les principaux détails de la fabrication du fer ; il a également porté son attention sur ceux qui se rapportent à la vente et à la livraison des produits. Il ne permet pas que les conditions d'une loyale concurrence entre les producteurs soient dénaturées par la livraison de produits défectueux. Il a réprimé toute tendance de cette nature en obligeant les maîtres de forges à déposer leurs fers dans des magasins dits *Jern-Wågen* établis dans chaque port d'expédition. Des agents spéciaux y inspectent les fers de chaque forge ; ils mettent au rebut les barres mal fabriquées, ils sont même autorisés à infliger une amende aux délinquants (*).

Le système suédois garantit les maîtres de forges contre les baisses de prix qu'entraîne l'exagération temporaire de la production. Il ôte tout prétexte à des rivalités qui se révèlent ailleurs, avec des formes blessantes, à tous les degrés de la hiérarchie industrielle. Il maintient de bonnes relations entre les chefs d'industrie, aussi bien qu'entre ceux-ci et leurs ouvriers.

Les ouvriers, encore plus que leurs chefs, tirent avantage de cette organisation industrielle : la régularité de la production leur assure chaque année des moyens uniformes de subsistance ; le retour périodique des mêmes occupations donne même les moyens de répartir à l'avance, en temps convenable, les travaux in-

(*) Voir la description de l'institution des *Jern-Wågen* dans le mémoire intitulé : *Sur la production et le commerce des fers à acier dans le nord de l'Europe* (*Annales des mines*, 4^e série, t. IX, p. 169, année 1846).

dustriels. L'ouvrier est donc libre de se consacrer aux occupations agricoles, au moment où celles-ci sont particulièrement productives. Ainsi s'établit entre les deux catégories d'occupations, un mélange également favorable à l'intelligence et à la moralité, à l'hygiène et à l'économie privée. Les maîtres de forges n'ayant point intérêt à débaucher les ouvriers attachés aux usines rivales, ceux-ci ne sont jamais excités par l'appât d'un salaire élevé à se soustraire aux salutaires influences du lieu natal et du foyer domestique. En outre, les populations, moralisées par une succession de bons exemples, ne se trouvent point exposées au contact pernicieux de ces ouvriers nomades qu'on voit pulluler dans les grands centres industriels de l'Occident, et qui, dégagés de tout lien social, ne se rattachent guère à l'humanité que par ses vices.

Enfin, le système de la Suède n'est pas moins recommandable au point de vue qui préoccupe le plus les économistes de l'Occident. Une concurrence loyale, et qui se révèle constamment par l'amélioration des méthodes de travail, met les forges de ce pays en mesure de lutter avec succès contre les forges au charbon de terre de la Grande-Bretagne. Les fers suédois se placent aujourd'hui sur tous les marchés pour les usages qui exigent une fabrication loyale et la permanence d'une qualité supérieure. Les produits usuels de la métallurgie du fer s'y fabriquent d'ailleurs à si bas prix que les entrepôts de Stockholm et de Gothembourg livrent à bord des navires, à raison de 36 fr. les 100 kilog., des aciers égaux en qualité à ceux qui se vendent 45 fr. en Angleterre et 90 en France. Dans des circonstances commerciales ordinaires, de bons fers produits au charbon de bois et au marteau s'y vendent au prix que j'ai précédemment admis comme représentant l'état normal de la métallurgie européenne,

savoir, de 20 à 25 fr. par 100 kilogr. Les forges suédoises produisent annuellement 880.000 tonnes de fers forgés, et placent dans les pays étrangers les neuf dixièmes de cette production.

En indiquant les principes que le législateur suédois a invoqués pour soustraire à toute chance de lutte intestine, des intérêts qui sont au fond essentiellement solidaires, je me suis proposé seulement de décrire une organisation digne d'intérêt, puisqu'elle s'est conservée jusqu'à ce jour. Mais je ne veux nullement conclure de cet exposé que les mêmes institutions auraient dû être établies ou conservées dans l'Occident. L'emploi du charbon de terre, en fournissant des moyens illimités de production, a évidemment introduit dans cette région des conditions de prospérité toutes nouvelles et qui seraient incompatibles avec cette législation restrictive et réglementaire. Cependant, comme les forges au bois, alors même qu'elles sont placées directement en présence des forges au charbon de terre, n'en restent pas moins soumises aux conditions spéciales établies, dans tous les groupes métallurgiques, par la permanence de la production forestière, il y a toujours quelque conclusion utile à tirer des solutions auxquelles on a été conduit en d'autres contrées, à la suite d'une expérience séculaire.

Dans les grands districts métallurgiques de l'Europe centrale, la solidarité des forêts et des usines est établie, tantôt, comme dans le système russe, par l'organisation même de la propriété; tantôt, comme dans le système suédois, par la loi ou par la coutume. Dans quelques États allemands, en Hongrie, dans les provinces slaves de l'Autriche, les forêts de plusieurs contrées classiques de l'art des mines sont réunies au domaine de l'État, et la délivrance de leurs produits

annuels se fait dans des conditions telles qu'il n'y a pas lieu d'en fixer le prix, alors même que les mines sont la propriété de compagnies privées. Au Hartz, par exemple, l'administration domaniale des forêts cède gratuitement aux particuliers exploitants de mines, tout le bois nécessaire à leurs travaux, et livre le surplus aux usines domaniales qui ont le privilège de fondre les minerais fournis par ces exploitations. Dans ce régime, on peut se dispenser d'attribuer aucune valeur aux produits forestiers; mais en fait, l'État perçoit réellement cette valeur sous mille formes différentes.

En France, jusqu'à la fin du siècle dernier, les usines métallurgiques restèrent organisées sur des bases analogues : les exploitants des nombreuses usines à fer existant dans presque toutes les provinces n'avaient jamais à se préoccuper de l'achat des combustibles. Depuis le milieu du xv^e siècle, les hauts fourneaux et les forges étaient une dépendance nécessaire des grands massifs boisés. Consommant environ 20 parties de bois pour chaque partie de fer forgé livré au commerce, ces usines n'étaient, à vrai dire, qu'un moyen d'exporter sous un poids réduit des produits forestiers qui, avec leur forme première, n'auraient pu supporter les frais d'un transport lointain. On n'établissait une usine que pour consommer les bois d'une circonscription forestière déterminée; chaque usine avait donc pour raison d'existence un affouage assuré. Le propriétaire qui exploitait son usine en régie, n'avait point à se préoccuper du prix de ses bois : la rente qu'il tirait du sol forestier n'était fixée que par le résultat définitif des opérations de cet établissement. Le propriétaire qui en cédait momentanément l'exploitation à un fermier, y comprenait toujours la cession

33. Ancienne organisation de la métallurgie au bois en France; conséquences fâcheuses des changements qui y ont été introduits.

de l'affouage forestier : dans ce cas, la rente attribuée aux forêts ne se distinguait point ordinairement de celle qui était attribuée à l'usine et au cours d'eau, pas plus qu'on ne distingue aujourd'hui les divers éléments dont se compose le fermage d'une grande propriété agricole. La nécessité d'une certaine corrélation entre la consistance de chaque usine et l'étendue de son affouage forestier est tellement évidente, que la législation ne permettait pas l'établissement d'une nouvelle usine qui n'aurait pu se pourvoir qu'en empiétant sur le rayon d'approvisionnement des usines déjà autorisées.

Cette législation, établie au fond sur les mêmes bases que celle de la Suède, subsiste encore en principe; mais elle a été abrogée en fait, en premier lieu, par l'avènement d'usines au charbon de terre pourvues, par la nature même des choses, d'une force productive indéfinie; en second lieu, par les tendances économiques qui conseillent d'assurer, dans tous les modes d'activité humaine, une large part à l'initiative individuelle et à la liberté. Plusieurs circonstances spéciales ont en outre contribué à modifier la jurisprudence suivie précédemment en matière de permissions d'usines. Les lois de douanes de 1822, qui ont permis aux usines de France de regagner l'avance qu'elles avaient laissé prendre pendant la guerre aux usines anglaises, firent d'abord hausser considérablement le prix des fers sur le marché intérieur; le gouvernement, pour donner satisfaction aux consommateurs que lésait cet état de choses, dut autoriser beaucoup d'usines au bois qui se créèrent alors en plus grand nombre que les usines au charbon de terre. L'administration forestière à qui revenait plus particulièrement la mission d'apprécier l'insuffisance des affouages de bois dont pouvaient dis-

poser les nouvelles usines, ne crut pas devoir s'opposer à leur établissement; se plaçant en dehors du point de vue qui avait jusqu'alors préoccupé le gouvernement, visant uniquement à donner plus de valeur aux produits des forêts domaniales dont la gestion lui était confiée, elle favorisa autant qu'il dépendit d'elle les tendances imprudentes provoquées par la hausse du prix des fers.

D'un autre côté, l'influence des nouvelles lois civiles n'ayant pas cessé, depuis 1791, de morceler la propriété, la liaison des usines à fer et des forêts destinées à les alimenter s'est rompue dans la majeure partie des districts métallurgiques; peu à peu les usines au bois, renonçant à leur ancien caractère, se sont placées, pour l'acquisition de leur principale matière première, dans la même condition que les filatures, par exemple, pour l'achat des matières textiles. Elles ont perdu la stabilité, trait distinctif de l'agriculture et de l'industrie minérale, pour tomber dans la situation instable et précaire propre aux établissements de l'industrie manufacturière.

Les inconvénients de ce nouveau régime sont devenus plus graves à mesure que les intérêts se sont plus divisés: ils se manifestent surtout depuis que les usines au charbon de terre ont pris leur essor; chaque jour, par la force des choses, ils deviendront plus marqués. Si donc les propriétaires de forêts et d'usines au bois ne prennent point l'initiative d'une réforme, s'ils ne reviennent pas aux principes fondamentaux qui réglaient autrefois leurs rapports mutuels, il leur sera impossible de soutenir la lutte désormais engagée entre eux et les exploitants d'usines au charbon de terre. On peut se rendre compte aisément de l'infériorité permanente où ils se trouveraient placés, dans le régime actuel de

concurrence, au milieu des vicissitudes fréquentes qui doivent à l'avenir se manifester dans le commerce des fers.

Les usines au charbon de terre ne sont que médiocrement grevées par l'achat du combustible; leurs charges se composent en grande partie de l'intérêt annuel des capitaux immobilisés, c'est-à-dire des frais qui restent invariables quelle que soit l'importance de la fabrication. Ces usines trouvent donc avantage à continuer leurs travaux alors même que le prix des fers tombe au-dessous du taux normal. Les exploitants des mines de charbon de terre ne pouvant eux-mêmes entrer momentanément en chômage, sans se condamner à une véritable ruine, s'empressent d'ailleurs, à ces époques de crise commerciale, de mettre le prix des combustibles en harmonie avec le prix des fers.

Dans les mêmes circonstances, les usines au bois ne peuvent échapper à la ruine ou au chômage que si le prix des bois, qui entre souvent pour deux tiers dans le prix de revient du fer, subit une réduction proportionnelle à la baisse survenue dans le prix du métal. Or c'est ce qui arrive rarement tout d'abord, lorsque le propriétaire de forêts et le maître de forges sont placés dans un état habituel d'antagonisme. Dans le débat qui s'établit, le propriétaire de forêts méconnaît souvent l'intérêt qui lui commanderait de placer le maître de forges en position de soutenir la concurrence des usines au charbon de terre: alléguant la probabilité d'une hausse prochaine, il conteste toujours que le prix de la récolte prochaine puisse s'établir d'après le prix actuel du fer. Dans ce conflit stérile, les contractants se trouvent rarement placés dans une situation égale, et presque toujours l'un des intérêts se trouve sacrifié.

Le propriétaire, en présence de plusieurs maîtres de forges qui se disputent ses bois, est, à tous égards, placé devant eux dans une situation avantageuse. Ces derniers, en effet, s'ils ne concluent pas les marchés, sont condamnés au chômage, et supportent improductivement les charges fixes imposées par le capital industriel et par l'assistance due à une population ouvrière inactive. Le propriétaire de bois, au contraire, en gardant ses bois sur pied, est assuré de les retrouver l'année suivante augmentés, par le fait de la végétation, d'une quantité de matière ligneuse à peu près équivalente à l'intérêt de l'argent qui eût été réalisé par la vente. Souvent d'ailleurs il a pour auxiliaires l'entraînement que développe l'esprit de concurrence et l'imprudence de maîtres de forges inexpérimentés; il profite donc de ces avantages aussi longtemps que la ruine de l'industrie métallurgique n'est pas consommée dans la localité. Ce cas s'est souvent présenté en France depuis 1822; aussi, les avantages qu'on avait voulu, à cette époque attribuer à l'industrie du fer, ont-ils été d'abord acquis aux propriétaires de forêts. D'un autre côté, les maîtres de forges placés dans cet état de dépendance ont compris que toute amélioration introduite dans leurs usines ne profiterait qu'à leurs antagonistes, et ils ont surtout repoussé celles qui eussent exigé une immobilisation de capital. Au milieu du progrès général des établissements industriels, les petites usines au bois placées dans ces conditions ont donc conservé pour la plupart le matériel qui caractérisait l'état de l'art à la fin du dernier siècle: sous tous les rapports, ce régime de concurrence a été une cause de décadence pour la métallurgie au bois.

Cette situation est intervertie au détriment des propriétaires de forêts, lorsque ceux-ci se trouvent en

présence d'une grande compagnie industrielle qui a envahi peu à peu toutes les positions qu'ont dû abandonner des rivaux moins habiles, ruinés par cet état de concurrence. Cette compagnie peut alors fixer à son gré le prix des bois : souvent elle s'attribue le droit d'exploiter les coupes annuelles, et dès lors elle exerce sur les populations attachées aux travaux forestiers un ascendant qui presque toujours serait plus convenablement réservé aux propriétaires du sol. En effet, par son organisation même, une compagnie industrielle est moins disposée que ne le sont ces derniers à conserver les salaires, les subventions territoriales et en général les modes de rétribution qui assuraient en toute éventualité l'existence des populations. On a vu même quelques-unes de ces compagnies réduire les salaires d'une manière plus ou moins détournée, en augmentant arbitrairement les mesures de combustible pour lesquelles les anciens prix avaient été établis. Les rivalités provoquées par l'achat des bois ont alors eu pour conséquence de priver les propriétaires d'une influence utile aux classes ouvrières, et d'introduire dans les districts forestiers des germes de désorganisation sociale.

On comprend, au reste, que dans l'un ou dans l'autre cas, les intérêts qui ont le plus à souffrir de ces luttes intestines ne manquent pas de développer de vives résistances. Les chômages qui en sont la conséquence ordinaire, font passer peu à peu aux usines au charbon de terre la clientèle des forges au bois, en sorte que cet antagonisme a eu pour résultat de restreindre le rayon d'activité des anciennes usines et le débouché des forêts qui les alimentent.

Les propriétaires de forêts et les maîtres de forges ne sont pas seuls intéressés à revenir aux principes de solidarité qui les unissaient autrefois, et qui, dans la ma-

jeure partie de l'Europe, servent encore de base à l'industrie métallurgique. Le bien public exige que la propriété forestière et les usines qui en forment une dépendance naturelle, acquièrent toute l'importance que leur donnerait, nonobstant la libre concurrence des usines au charbon de terre, une bonne organisation industrielle. Il serait regrettable, en effet, que les populations attachées à un millier d'usines disséminées dans toutes les régions agricoles de la France, fussent arrachées violemment à d'excellentes conditions de bien-être et de moralité, et allassent grossir, en quelques points du territoire, ces agglomérations industrielles que provoque l'exploitation du charbon de terre. Les déclassements de cette nature qu'on a pu constater en France depuis une dizaine d'années, signalent suffisamment les conséquences funestes qu'entraînerait cette nouvelle atteinte portée à la tradition et aux mœurs nationales. Le gouvernement doit donc intervenir dans cette œuvre de conservation, autant que le permettent les lois en vigueur et les devoirs de protection qu'il a mission d'exercer envers tous les intérêts.

Les faits que je viens d'exposer répondent en partie aux questions posées au début de ce chapitre.

La concurrence des propriétaires de forêts et des maîtres de forges peut momentanément donner aux uns quelque avantage au détriment des autres ; mais elle ne profite en définitive qu'aux usines au charbon de terre, qui gagnent tout le terrain que font perdre aux usines au bois ces luttes contre nature.

Le développement extraordinaire qu'ont pris en France, depuis trente ans, les usines au bois, ne peut être allégué comme la justification complète du régime de concurrence qui s'est établi contrairement à l'esprit

34. Principes qui doivent présider à l'avenir dans l'Occident, à l'organisation de la métallurgie au bois, et à la législation forestière.

de l'ancienne législation ; la prospérité dont ces usines ont joui pendant vingt ans a été provoquée artificiellement par une cause qui ne se reproduira plus, par la hausse extraordinaire imprimée au prix des fers, sous l'influence des lois de douane de 1822. Les vices du régime d'antagonisme ont pu être masqués momentanément par cette circonstance exceptionnelle ; ils se manifestent si clairement aujourd'hui qu'on ne tardera pas à rentrer, avec des formes nouvelles peut-être, dans la tradition de la France et de l'Europe tout entière.

Après avoir écarté les objections que soulève naturellement la direction fâcheuse que la métallurgie française prend depuis 1822, on peut entrevoir plus nettement la solution dont le besoin se fait sentir.

La création des forges centrales dans les conditions indiquées au Chap. II n'est pas seulement conforme aux indications de la science et de l'art ; elle offre encore le moyen de grouper plus que jamais des intérêts qui n'auraient pas dû se diviser. S'il est vrai que les propriétaires de forêts et d'usines au bois ont tout à perdre en restant dans le régime d'antagonisme, ils ont évidemment un intérêt commun à en sortir et à fixer sur des bases régulières les conditions de l'achat des combustibles. Dès que cette vérité sera reconnue, la nature des choses indiquera bientôt, pour chaque localité, la solution qui conciliera tous les intérêts.

Pour calculer approximativement la rente à attribuer au sol forestier (30), j'ai supposé que les propriétaires de l'usine centrale se contenteraient de recevoir sur les capitaux engagés dans cette entreprise un intérêt annuel de 10 p. 100. Sans modifier le principe fondamental de ce genre d'usines, on pourra adopter à ce sujet toute autre proportion.

Quelle que soit la part de bénéfice attribuée aux pro-

priétaires de l'usine, il ne conviendra pas en général de la fixer invariablement pour toutes les circonstances commerciales qui pourront se présenter. Le succès de l'organisation projetée exige au contraire que les exploitants de l'usine soient encore plus intéressés que les propriétaires de forêts à la prospérité de l'industrie et à la hausse de ses produits.

Dans une bonne organisation sociale, les propriétaires du sol devraient faire exécuter par leurs propres agents tous les travaux de récolte, y compris le transport aux dépôts établis sur le bord des voies de flottage. La réception des bois devrait être faite par l'administration de l'usine, lors de la mise à l'eau ; et, à dater de ce moment, toutes les opérations relatives au transport et à la conservation devraient être exécutées au compte de cette usine. Le prix qui, à la suite de toutes les opérations de chaque année, devrait être attribué à chaque tonne de ligneux livrée, serait diminué pour chaque propriétaire d'une somme fixe calculée une fois pour toutes, et représentant les frais spéciaux de transport depuis le lieu de livraison jusqu'à l'usine.

Des à-compte inférieurs au prix maximum que les bois pourraient atteindre dans les circonstances les plus défavorables, seraient accordés, à certaines époques déterminées, aux propriétaires qui auraient livré des bois ; le surplus serait donné comme solde lors de la clôture des comptes de chaque campagne.

Les nouvelles méthodes de fabrication fondées sur l'emploi du laminoir et des fours à flamme alimentés par le bois et le ligneux, devaient naturellement se développer dans les contrées du Nord et du Centre, où le sol ne produit guère que du bois, où les forêts sont la principale source du combustible consommé par les forges, où enfin les fers fabriqués se trou-

sont exposés directement à la concurrence des fers au charbon de terre d'origine étrangère ou indigène. Le progrès de ces méthodes a été également provoqué par la nécessité de fabriquer, au moyen du bois, des rails, des fers à bandages pour roues de wagons et de locomotives, et divers autres produits du même genre qu'on ne pourrait guère obtenir par les anciens procédés reposant sur l'emploi des marteaux et des foyers à tuyères.

Les mêmes convenances n'existent pas en France et dans les districts métallurgiques où le charbon de terre peut pénétrer à bas prix au moyen de voies économiques de communication. Les forêts qui, jusqu'à ce jour, ont fourni le combustible aux usines, y sont menacées d'une destruction prochaine, à moins que la conservation n'en soit prescrite en toute éventualité par les règlements forestiers. On verra peu à peu se produire l'ordre de choses qui est maintenant établi en Grande-Bretagne dans le sud du pays de Galles, dans le Staffordshire méridional, dans le Shropshire, etc.; c'est-à-dire qu'on y défrichera toutes les forêts, sauf quelques massifs dont les bois convertis en charbon trouveront un prix élevé dans les forges produisant au marteau et aux foyers à tuyères, par l'affinage de fontes au coke, quelques qualités spéciales de fer. En France, cette organisation est déjà en voie de s'établir près de plusieurs forges à la houille situées à proximité des bassins carbonifères du Nord, du Centre, de la Loire, etc.

L'emploi du bois se maintiendra sur une plus grande échelle dans plusieurs districts métallurgiques qui doivent être un jour sillonnés de canaux et de chemins de fer, mais pour lesquels, à raison de l'éloignement des gites carbonifères, le prix de revient du charbon de terre devra toujours être grevé de frais de transport considérables. On continuera à y employer le com-

bustible végétal, non-seulement dans les conditions mentionnées précédemment, mais encore pour la fusion des meilleurs minerais. Dans cette situation mixte, qui paraît devoir être celle de la Champagne, de la Lorraine, du Berri, de la Bourgogne, de la Franche-Comté, etc., les forges viseront à fabriquer au charbon de bois les meilleures sortes de fer. Dans la plupart des cas, elles continueront à employer les méthodes aujourd'hui en usage; mais l'organisation des usines actuelles et surtout les rapports de ces usines avec la propriété forestière devront subir des modifications considérables. La fabrication de la fonte, au lieu d'être disséminée dans une multitude de petites usines d'une construction vicieuse, dont la direction est nécessairement abandonnée à des agents d'ordre inférieur, devra se concentrer, pour chaque subdivision naturelle du groupe métallurgique, dans un établissement où se trouveront réunies, sous une direction intelligente, les conditions économiques de fabrication propres aux grands hauts fourneaux du Centre et du Nord de l'Europe, et celles qui se trouvent indiquées par les progrès récents des fonderies au charbon de terre. Ce même mouvement de concentration devra se manifester dans les forges au charbon de bois, et donner lieu à de nouveaux types d'usines qui se rapprocheront plus ou moins de celui qui est esquissé sur les *fig. 5 à 7* de la Pl. IX.

Enfin la transformation sera plus radicale dans les contrées éloignées des bassins carbonifères, où la configuration topographique et les besoins généraux de l'industrie et du commerce ne comportent guère la création de nombreuses voies de communication, où l'état du sol, la nature du climat et des motifs d'utilité publique appuyés de règlements forestiers, rattachent principalement à l'exploitation des forêts, l'activité des

populations. La fabrication du fer ne pourra s'y maintenir dans la plupart des cas que par l'adoption des procédés de fabrication décrits dans cet ouvrage et qui se développent aujourd'hui dans le Centre et dans le Nord, c'est-à-dire par l'établissement de grandes forges employant, pour une partie importante de leur production, les fours à flamme et les laminoirs. Si, comme on doit le présumer, les fers fabriqués par le puddlage au ligneux se montrent supérieurs en qualité à ceux qu'on obtient des mêmes fontes par le puddlage au charbon de terre, les usines fondées sur ce principe pourront prendre un certain développement en France, dans plusieurs localités appartenant aux groupes métallurgiques de l'Est, de la Bretagne, du Périgord, des Pyrénées, etc.

En résumé, les procédés techniques de fabrication dans les forges au bois offriront à l'avenir, d'un lieu à l'autre, une foule de nuances, qui résulteront surtout des prix relatifs du charbon de terre et du bois, de la nature des voies de communication plus ou moins favorables au transport de l'un ou de l'autre combustible; de la nature des minerais et de la qualité des fers formant les spécialités de chaque groupe, etc. D'un autre côté, les tarifs de douane ayant pour objet de modérer la lutte engagée entre le bois et le charbon de terre, et les résistances provenant des habitudes acquises, pourront encore retarder l'établissement du régime définitif vers lequel tendent les usines au bois. Une seule chose restera invariable partout où la lutte sera soutenue avec succès par ces dernières usines, c'est l'organisation économique fondée sur la concentration des moyens de production et sur le rétablissement de la solidarité entre les maîtres de forges et les propriétaires de forêts.

Dans le régime de spontanéité qui a toujours présidé en France à l'organisation industrielle, et dont la fécon-

dité est chaque jour plus marquée, il appartient surtout à l'initiative des propriétaires et des chefs d'industrie de faire rentrer sous ce rapport la propriété forestière et la métallurgie au bois dans la tradition européenne. Ici encore, l'association intelligente des intérêts privés formera le contre-poids naturel des inconvénients auxquels donnent lieu trop souvent les tendances individuelles.

Néanmoins, le gouvernement pourra aussi seconder les efforts des particuliers : lorsque l'opinion publique sera fixée sur la stérilité du régime actuel de concurrence, il reviendra naturellement aux principes de législation qu'il laisse tomber en désuétude; il y trouvera au besoin le pouvoir d'interdire l'établissement de nouvelles usines au bois, qui ne pourraient subsister qu'en envahissant l'affouage des usines déjà autorisées. Le gouvernement interviendra encore utilement en favorisant l'institution des sociétés industrielles fondées sur la solidarité des maîtres de forges et des propriétaires de forêts. Sans s'écarter des principes qu'il a suivis jusqu'à ce jour pour l'encouragement de l'industrie, il pourra contribuer à la création des nouvelles forges au bois, en améliorant, avec les ressources du trésor public, certaines voies de flottage et en favorisant l'usage de ces voies par des règlements qui fassent cesser au besoin les résistances des propriétaires riverains.

Il n'y aura pas lieu vraisemblablement d'intervenir d'une manière plus directe par des mesures réglementaires, et, par exemple, par une législation spéciale analogue à celle qui a produit en Suède des résultats si remarquables; peut-être même conviendra-t-il d'abroger ou de restreindre plusieurs règlements en vigueur qui forment une exception au droit commun. Ainsi, l'on ne concevrait pas que l'interdiction du défrichement fût

maintenue plus longtemps pour beaucoup de massifs boisés dont la conservation n'est pas nécessaire à l'équilibre des agents atmosphériques dans les régions contiguës. En présence de l'essor qu'ont pris les mines de charbon de terre, et des ressources presque indéfinies qu'elles présentent, il n'y a plus de motifs pour redouter, comme on pouvait le faire encore dans le dernier siècle, la pénurie du combustible. Il serait en outre souverainement injuste d'imposer aux propriétaires du sol, sous prétexte de nécessité publique, un genre de production qui manquerait de débouchés.

Quant aux forêts dont la conservation devra être maintenue dans l'intérêt public pour assurer le meilleur régime aux eaux, aux vents et aux autres agents météorologiques, on concevrait que, sans sortir des règles de la justice distributive, le gouvernement, après avoir imposé aux propriétaires un certain genre de production, en favorisant le débouché, soit par l'ouverture de voies spéciales de communication, soit par d'autres faveurs d'une nature encore plus directe. Ces mesures d'exception s'appliqueraient convenablement à des prescriptions exceptionnelles; elles rétabliraient l'harmonie entre l'intérêt privé et l'intérêt général; elles provoqueraient le reboisement des parties du territoire dont la dénudation est aujourd'hui une calamité publique; elles se lieraient naturellement aux institutions dont je viens d'indiquer le principe, et qui permettront à la propriété forestière de se maintenir, malgré la concurrence des mines de charbon de terre.

Au reste, dans ces questions délicates, comme dans toutes celles qui se rattachent à l'activité industrielle d'un grand peuple, la difficulté consiste moins à trouver les mesures d'exécution qu'à déterminer le but qu'il faut atteindre. En entreprenant ce travail, je me

suis proposé surtout d'indiquer les conditions dans lesquelles la propriété forestière doit se placer pour soutenir avec avantage la lutte engagée entre le bois et le charbon de terre. Dès que l'opinion sera fixée sur les questions générales que j'ai soulevées, les solutions qui conviennent à chaque localité ne se feront pas attendre.

J'ai insisté spécialement dans cet ouvrage sur les questions qui se rattachent à la métallurgie du fer, parce que les usines consacrées à la production de ce métal consomment plus de combustible que les autres, et parce que, dès lors, le succès en importe plus que celui de toute autre branche d'industrie minérale à la prospérité des cultures forestières. Cependant des considérations analogues pourraient être présentées touchant les usines qui ont pour objet le traitement des autres minerais métalliques, et particulièrement des minerais d'argent, de cuivre, de plomb, d'étain, etc. Ces usines ont, pour plusieurs régions métallifères et pour les forêts qui y confinent, une importance comparable à celle qu'ont les usines à fer pour la majeure partie de l'Europe. Il y a même lieu de remarquer que, dès à présent, ces usines sont en général mieux préparées que les usines à fer à se constituer sur les bases que je viens d'indiquer, c'est-à-dire à adopter une organisation économique établissant entre les propriétaires de forêts et les fondeurs, la solidarité des intérêts.

Depuis longtemps, en effet, on a reconnu, dans les contrées où fleurit l'exploitation des mines, que l'extraction des minerais pouvait avec avantage être entreprise par de nombreux exploitants, tandis que le traitement métallurgique des minerais devait toujours être confié à un nombre très-restreint d'établissements. La création de grandes usines centrales fondant les mi-

nerais de chaque district métallifère, est donc devenue le principe de l'organisation industrielle dans les contrées classiques de l'art des mines. Seulement, les applications qu'on en a faites ont varié selon le génie de chaque peuple, et surtout selon l'organisation de la propriété des mines et des forêts. En Grande-Bretagne, la centralisation s'est opérée par l'intervention de puissantes compagnies industrielles, réglant avec intelligence les conditions de leur concurrence mutuelle, et les succès obtenus dans cette direction sont tels, que plusieurs établissements de ce pays, favorisés par la proximité des mines de charbon de terre, sont en voie de devenir les fonderies centrales du monde entier. Sur le continent, les usines centrales consacrées à la fusion des minerais métalliques ont été fondées pour la plupart sous l'influence des grands propriétaires ou des gouvernements, usant avec modération d'un monopole établi non à leur profit, mais dans l'intérêt de l'industrie minérale.

Les usines centrales du continent s'alimentent pour la plupart de combustible végétal : toutes celles qui ont pu s'établir sur des voies de flottage n'ont pas manqué de recourir à ce moyen économique de transport. Ces usines, et au premier rang celles de la Hongrie, offrent depuis longtemps, sous ce rapport, les plus beaux exemples de l'organisation que je propose de généraliser. Seulement il reste en plusieurs cas, moins généralement toutefois que pour les usines à fer, à perfectionner le principe des méthodes métallurgiques, en remplaçant les bas-foyers au charbon de bois par les fours à gaz alimentés au moyen du ligneux.

RÉSUMÉ ANALYTIQUE.

INTRODUCTION.

APERÇU DES QUESTIONS TRAITÉES DANS CE MÉMOIRE.

	Pages.
1. Lutte des deux combustibles; essor rapide des mines de charbon de terre et des usines qui en dépendent	463
2. Conditions de prospérité des usines au bois; moyen d'en prévenir la décadence et de maintenir les cultures forestières qui les alimentent.	467
3. Résumé sur les caractères de la lutte engagée en Europe entre les deux catégories d'usines; plan et division de l'ouvrage.	472

CHAPITRE I^{er}.

COMPARAISON DES FRAIS DE PRODUCTION DU BOIS ET DU CHARBON DE TERRE, ET DES DÉRIVÉS DE CES COMBUSTIBLES EMPLOYÉS DANS LES USINES MÉTALLURGIQUES.

4. Frais de production et de transport du bois, dans la plupart des districts forestiers de l'Europe.	475
5. Prix de revient du bois dans une ville ou dans une usine situées sur une voie de flottage, à 100 kilomètres de la forêt.	478
6. Exemples du prix de revient du bois en diverses localités.	482
7. Rente attribuée au propriétaire du sol forestier; son influence sur le prix de vente du bois.	485
8. Avantages propres au bois employé comme combustible dans les usines métallurgiques; importance des voies de flottage pour l'approvisionnement de ces usines.	491
9. Inconvénients résultant de la présence de l'eau hygrométrique du bois; convenance d'expulser cette eau, c'est-à-dire de convertir le bois en ligneux, quand il faut produire de hautes températures.	499
10. Description des deux méthodes principales employées pour la préparation du ligneux.	502
11. Théorie de la préparation du ligneux; principes à adopter pour le perfectionnement de cet art.	509
12. Appareils proposés pour vérifier ou mettre en pratique les principes établis touchant la préparation du ligneux.	517
13. Prix de revient probable du ligneux préparé au moyen des nouveaux appareils.	537
14. Prix de revient du charbon de bois dans une usine centrale où l'on peut amener de grandes quantités de bois.	538
15. Résumé sur le prix de revient du bois et de ses dérivés, non compris la rente du sol forestier.	540
16. Prix de revient du charbon de terre, sur les principaux bassins carbonifères de l'Occident.	544
17. Prix de revient du charbon de terre lavé et du coke.	544
18. Résumé sur le prix de revient du charbon de terre et de ses dérivés.	545

CHAPITRE II.

DESCRIPTION DE LA NOUVELLE MÉTHODE DE CARINTHIE; COMPARAISON DU PRIX DE REVIENT DES FERS FABRIQUÉS AU BOIS PAR CETTE MÉTHODE, ET DES FERS PRODUITS AU CHARBON DE TERRE DANS LES GRANDES USINES DE L'OCCIDENT.

	Pages.
19. Prix de revient du fer dans les forges au charbon de terre; cause de la supériorité acquise à ces forges, dans leur lutte contre les forges au bois.	547
20. Situation désavantageuse des forges au bois de l'Occident.	552
21. Moyens de succès que trouveront les usines au bois, dans la nouvelle méthode de Carinthie.	557
22. Caractères généraux de la fabrication dans la forge au bois de Lippitzbach; emploi des fours à flamme et des laminoirs.	558
23. Principe de la construction des nouveaux fours au ligneux, à gaz et à tuyère.	562
24. Conversion de la fonte en fer brut, au moyen du puddlage.	567
25. Corroyage du fer brut, et production des fers marchands assortis.	576
26. Résumé sur les consommations de matières et de main-d'œuvre, dans la nouvelle méthode de Carinthie.	580
27. Projet d'un nouveau type d'usines, fondé sur la méthode de Carinthie, et réunissant les améliorations qu'il semble convenable d'apporter à cette méthode.	580
28. Prix de revient probable du fer au bois dans le nouveau type d'usines; marge considérable que ce prix laisse pour la rente à attribuer au sol forestier.	606
29. Quantité de ligneux ou de bois cordé nécessaire, dans le nouveau type d'usines, pour produire 10.000 tonnes de fers marchands assortis.	610

CHAPITRE III.

CONCLUSIONS TOUCHANT L'ORGANISATION ÉCONOMIQUE A DONNER AU NOUVEAU TYPE D'USINES, ET LES RAPPORTS A ÉTABLIR ENTRE CES USINES ET LA PROPRIÉTÉ FORESTIÈRE.

30. Rente qui pourrait être attribuée à l'avenir au sol forestier, dans les principaux districts métallurgiques.	612
31. Obstacles opposés dans l'Occident, par l'antagonisme des propriétaires de forêts et des maîtres de forges, à l'établissement du nouveau type d'usines.	614
32. Principes adoptés pour conjurer cet antagonisme, dans les contrées du Nord et de l'Orient où fleurit la métallurgie au bois.	616
33. Ancienne organisation de la métallurgie au bois en France; conséquences fâcheuses des changements qui y ont été introduits.	623
34. Principes qui doivent présider à l'avenir dans l'Occident, à l'organisation de la métallurgie au bois et à la législation forestière.	629

SUR LA SÉPARATION DE QUELQUES OXYDES MÉTALLIQUES.

Par M. FLAJOLOT, ingénieur des mines.

Dans le courant de l'année 1851, on a découvert dans la province d'Alger plusieurs gisements de cuivre gris, renfermant un assez grand nombre de variétés de ce minéral. J'entrepris à cette époque d'analyser toutes ces variétés; mais à peine avais-je commencé ce travail que je m'aperçus qu'il était impossible de séparer exactement le cuivre du zinc et du nickel en le précipitant par l'hydrogène sulfuré dans une liqueur acide, car le sulfure de cuivre entraînait toujours avec lui des quantités notables de sulfures des autres métaux.

Impossibilité de séparer le cuivre du zinc et du nickel par l'hydrogène sulfuré.

Peu de temps après, cette impossibilité a été mise hors de doute par les expériences de MM. Rivot et Bouquet, qui ont aussi indiqué un moyen de séparer le cuivre du zinc. Mais le procédé décrit par ces chimistes ne pouvant être employé pour séparer le cuivre du nickel, le problème de l'analyse des cuivres gris n'était pas encore résolu, et j'ai dû chercher parmi les composés qu'on n'a pas encore employés dans l'analyse chimique, des réactifs capables d'effectuer cette séparation.

L'hyposulfite de soude et l'acide iodhydrique m'ont donné des résultats d'une exactitude remarquable. Le second réactif permet de séparer le cuivre non-seulement du zinc, du nickel, du cobalt, mais encore de l'arsenic et de l'antimoine, de sorte qu'il est très-facile

Moyens de séparation.

d'isoler le cuivre, au moyen de cet acide, dans presque tous ses minerais.

Précipitation
du cuivre par
l'hyposulfite de
soude.

Au moyen de l'hyposulfite de soude on peut séparer, avec une précision que l'on atteint rarement dans l'analyse chimique, le cuivre de toutes les substances dont les dissolutions acides ne sont point précipitées par l'hydrogène sulfuré. Quand dans une dissolution acide d'un sel de cuivre, maintenue à la température de l'ébullition, on verse de l'hyposulfite de soude, la totalité du cuivre se précipite à l'état de sulfure Cu^{S} , tandis qu'il se forme du sulfate de soude, et un des acides du soufre qui, pour la même quantité d'oxygène que l'acide hyposulfurique, renferment une plus forte proportion de soufre. Voici comment on doit opérer :

Il est bon que la dissolution renfermant le cuivre à précipiter ne renferme pas d'acide chlorhydrique et que très-peu d'acide nitrique, c'est pourquoi il faut l'évaporer avec de l'acide sulfurique, de manière à expulser les deux autres acides. On ajoute alors de l'eau, et dans cette dissolution, qu'on maintient bouillante, on verse de l'hyposulfite dissous dans de l'eau jusqu'à ce qu'il cesse de se former un précipité noir. Quand le précipité se rassemble au fond du matras et que la liqueur qui le surnage ne tient plus que du soufre en suspension, c'est une preuve que la totalité du cuivre est précipitée. On recueille le sulfure de cuivre sur un filtre, on le lave à l'eau bouillante et on le traite par la méthode ordinaire pour le convertir en oxyde de cuivre. Ce précipité est du sous-sulfure de cuivre Cu^{S} ; il est très-peu volumineux, il se lave rapidement et ne s'oxyde pas pendant le lavage, de sorte qu'il n'est pas même nécessaire d'ajouter de l'hydrogène sulfuré à l'eau qu'on emploie pour le laver. On pourrait d'ailleurs prendre ce surcroît de précaution sans inconvénient.

On précipite par les méthodes ordinaires les autres métaux contenus dans la liqueur séparée du sulfure de cuivre, après avoir fait bouillir celle-ci avec de l'acide nitrique, afin de détruire l'acide sulfuré qui s'est formé par la réaction de l'hyposulfite alcalin sur le sel de cuivre.

L'hyposulfite de soude du commerce n'est pas suffisamment pur pour cette opération, mais il le devient en ajoutant un peu de carbonate de soude à sa dissolution et la filtrant.

J'ai dit qu'il était bon que la dissolution dont on doit précipiter le cuivre ne renfermât pas d'acide chlorhydrique ni d'acide nitrique, mais cela n'est pas indispensable. En ajoutant de l'acide sulfurique, ce qui est toujours nécessaire, et en versant de l'hyposulfite de soude, comme il a été dit plus haut, on précipite encore la totalité du cuivre; mais il faut dans ce cas une quantité de réactif infiniment plus considérable que dans le premier cas, car l'acide chlorhydrique détermine la formation du chlorure cuivreux Cu^{Cl} , qui ne se décompose que difficilement et qu'à la faveur d'un excès très-considérable du réactif précipitant.

L'acide nitrique et l'hyposulfite se détruisent mutuellement à chaud avec une grande violence, et avant qu'il se précipite la moindre parcelle de cuivre. Cet acide a donc pour effet de détruire en pure perte une grande quantité du réactif, voilà pourquoi il est bon d'en chasser préalablement la plus grande partie.

Vérification du procédé.

1° J'ai dissous dans de l'acide nitrique :

	gr.
Cuivre pur.	0,918
Oxyde de zinc.	0,592

Le cuivre a été précipité comme il vient d'être dit et

Preuves
de l'exactitude
de cette méthode.

le sulfure de cuivre a été dissous dans de l'eau régale. La dissolution a été neutralisée par du carbonate de soude, puis additionnée d'ammoniaque. Je l'ai fait ensuite bouillir avec de la potasse, et l'oxyde de cuivre s'est précipité. L'oxyde obtenu de cette manière est beaucoup moins volumineux et bien plus facile à laver que celui que l'on précipite dans une liqueur non ammoniacale.

La liqueur séparée par la filtration du sulfure de cuivre a été traitée par l'acide nitrique, puis le zinc en a été précipité par du carbonate de soude.

J'ai obtenu ainsi, en prenant pour l'équivalent du cuivre le nombre 395,6 :

Oxyde de cuivre.	gr.	contenant	0,9075	de cuivre.
Oxyde de zinc.	0,392			

2° J'ai dissous dans de l'eau régale :

Cuivre pur.	gr.	1,112
Oxydes de nickel et de cobalt.	0,514	

J'ai ajouté, quand la dissolution a été complète, de l'acide sulfurique étendu d'un égal volume d'eau et j'ai fait bouillir jusqu'à expulsion des deux autres acides, en inclinant le col du matras, afin d'éviter les projections.

Puis en opérant comme précédemment, j'ai trouvé :

Oxyde de cuivre.	gr.	1,392	contenant	1,1118	de cuivre.
Oxydes de nickel et de cobalt.	0,515				

3° Enfin j'ai dissous dans de l'eau régale 1^s,027 de cuivre avec des oxydes de manganèse, de fer, de zinc, de cobalt et de nickel. J'en ai séparé le cuivre par l'hyposulfite de soude, et le sulfure de cuivre obtenu a donné 1^s,286 d'oxyde de cuivre correspondant à 1^s,0262 de cuivre métallique.

Ces résultats prouvent que la séparation du cuivre par l'hyposulfite de soude est rigoureusement exacte.

La seconde méthode de précipitation du cuivre est basée sur l'insolubilité de l'iodure de cuivre Cu^{I} dans l'eau rendue acide par de l'acide sulfurique ou de l'acide nitrique et contenant un excès d'acide sulfureux.

Precipitation
cuivre par l'io.
dissous dans l'a
cide sulfureux.

On ne réussit point à précipiter le cuivre en totalité de ses dissolutions en y versant de l'acide sulfureux et de l'iodure de potassium, car le moindre excès de ce réactif redissout une quantité très-notable d'iodure de cuivre. On ne réussit pas davantage en employant l'acide iodhydrique au lieu de l'iodure de potassium, si la dissolution cuivrique renferme de l'acide chlorhydrique. Mais si dans du sulfate ou du nitrate de cuivre ne contenant qu'un léger excès d'acide, on verse d'abord une assez grande quantité d'acide sulfureux, puis de l'acide iodhydrique, on peut précipiter le cuivre de manière à ce qu'il n'en reste que des traces impondérables en dissolution. Il est très-facile de préparer l'acide iodhydrique dont on a besoin pour cet usage. Il suffit de dissoudre de l'iode dans de l'acide sulfureux; il résulte de là de l'acide iodhydrique et de l'acide sulfurique, et ce dernier ne nuit nullement au succès de l'opération.

Voici les détails de l'expérience :

La matière renfermant du cuivre doit être dissoute dans de l'acide nitrique (1), et l'on évapore la dissolution de manière à chasser la plus grande partie de l'acide en excès. On ajoute de l'eau et, s'il y a de l'antimoine, on y met aussi de l'acide tartrique. Après une

(1) Si l'on était obligé d'employer de l'eau régale, il faudrait, quand la dissolution serait achevée, chasser jusqu'aux dernières traces d'acide chlorhydrique, au moyen de l'acide sulfurique; mais les minerais de cuivre qui ne sont pas complètement attaqués par l'acide nitrique sont fort rares.

digestion suffisante, on filtre s'il y a un résidu, puis on ajoute de l'acide sulfureux et de l'iode dissous dans de l'acide sulfureux. On doit verser ce dernier réactif par petites portions et s'arrêter quand il ne se forme plus de précipité, car un trop grand excès d'acide iodhydrique redissoudrait un peu d'iodure de cuivre dont la quantité ne serait cependant qu'à peine appréciable.

On ne doit filtrer la liqueur qu'après l'avoir laissée en repos pendant douze heures au moins et s'être assuré que quelques gouttes d'acide iodhydrique n'y font plus naître de précipité. Pendant le lavage de l'iodure de cuivre, il faut verser l'eau sur le filtre avec quelques précautions, car le précipité a une grande tendance à s'élever contre le filtre et à passer par-dessus les bords. Quand cet accident arrive, on en est quitte pour recueillir sur un autre filtre, après le lavage, la faible quantité d'iodure de cuivre qui a débordé.

Pour déterminer la quantité de cuivre contenu dans le précipité, on pourrait le recueillir sur un filtre pesé et en déterminer le poids comme on le fait ordinairement pour le sulfure d'antimoine; de ce poids on conclurait la quantité du métal. Mais il est préférable de redissoudre l'iodure de cuivre et de précipiter la dissolution par la potasse. On peut effectuer cette dissolution au moyen de l'eau régale, exactement comme s'il s'agissait de dissoudre du sulfure de cuivre; on peut encore le mettre en digestion dans un verre avec de l'ammoniaque qui le dissout rapidement, et laisser la dissolution s'oxyder à l'air, ce qui se fait en quelques heures, après quoi on filtre et on fait bouillir avec de la potasse. Mais il vaut encore mieux faire tomber l'iodure de cuivre dans un matras en perçant le filtre et y projetant de l'eau, y introduire le filtre lui-même et y

faire passer un courant de chlore. La dissolution s'opère rapidement; quand elle est complète, elle contient du chlorure de cuivre CuCl , de l'acide iodique et de l'acide chlorhydrique. On la filtre et l'on en précipite l'oxyde de cuivre par la potasse.

Vérification du procédé.

1° J'ai dissous dans de l'acide nitrique :

	gr.
Cuivre pur.	1,065
Oxyde de zinc.	0,452

Preuves
de l'exactitude
de cette méthode.

La dissolution a été évaporée presque à sec, puis étendue d'eau et traitée comme il vient d'être dit. Après avoir séparé l'iodure de cuivre par la filtration, j'ai fait passer de l'hydrogène sulfuré dans la liqueur contenant le zinc, afin de m'assurer s'il n'était pas resté de cuivre. Il ne s'est formé qu'un faible précipité de soufre à peine coloré en gris jaunâtre par du sulfure de cuivre. Je l'ai recueilli sur un filtre et je l'ai calciné. Son poids n'était pas appréciable à la balance; et au moyen d'une dissolution titrée de sulfure de sodium j'ai trouvé qu'il renfermait deux cinquièmes de milligramme de cuivre, quantité négligeable dans toutes les analyses.

L'iodure de cuivre converti en oxyde a donné $1^{\text{s}},334$ contenant $1^{\text{s}},164$ de cuivre, et en précipitant le zinc par le carbonate de soude, j'ai trouvé exactement de même poids d'oxyde $0^{\text{s}},452$.

2° J'ai dissous dans de l'eau régale :

	gr.
Cuivre pur.	0,980
Oxyde de nickel.	0,501

J'ai ajouté de l'acide sulfurique en faible excès et fait bouillir de manière à chasser tout l'acide chlorhydrique, puis j'ai précipité le cuivre et ensuite le nickel.

J'ai trouvé :

	gr.	
Oxyde de cuivre.	1,227	contenant 0,979 de cuivre.
Oxyde de nickel.	0,500	

La dissolution séparée de l'iodure de cuivre par la filtration a donné trois cinquièmes de milligramme de cuivre en la traitant par l'hydrogène sulfuré.

5° Enfin j'ai dissous 1^g,244 de cuivre dans de l'acide nitrique et j'y ai ajouté du carbonate de manganèse, du nitrate de fer, de l'oxyde de zinc, du sulfate de nickel, du nitrate de cobalt, de l'acide arsénieux et de l'antimoine métallique. L'excès d'acide a été évaporé, puis j'ai versé dans le matras de l'eau et de l'acide tartrique. Quand la dissolution a été complète, le cuivre a été précipité comme dans les deux cas précédents, et j'ai obtenu 1^g,557 d'oxyde de cuivre, contenant 1^g,2428 de cuivre métallique. Les autres métaux n'ont point été dosés; je me suis contenté de rechercher le cuivre dans leur dissolution et je n'en ai pas trouvé de trace. L'iodure de cuivre avait entraîné du fer; je l'ai séparé en versant de l'ammoniaque dans la dissolution de l'iodure de cuivre traité par le chlore. Le précipité d'oxyde de fer pesait seulement 0^g,001 et aurait pu être négligé dans une analyse moins rigoureuse.

Il résulte de ces expériences que l'iode dissous dans de l'acide sulfureux précipite le cuivre dans le sulfate et le nitrate additionnés d'acide sulfureux plus complètement que l'acide sulfurique ne précipite la baryte de ses dissolutions. Car dans 200 grammes de liqueur il n'est resté que 0,0004 de cuivre, tandis que dans une quantité égale de dissolution de chlorure de barium précipitée par l'acide sulfurique j'ai trouvé à peu près 0^g,002 de sulfate de baryte.

Ce moyen de séparation du cuivre est donc aussi

exact que la plupart de nos procédés analytiques les plus rigoureux.

Séparation du cuivre et du mercure. — Le procédé précédent ne peut servir à séparer le cuivre du mercure. Cette séparation peut se faire exactement en neutralisant la dissolution des deux métaux par du carbonate de soude, ajoutant du cyanure de potassium en quantité suffisante pour redissoudre le cyanure de cuivre qui se précipite d'abord, puis versant du sulfhydrate d'ammoniaque qui ne précipitera que le mercure.

Séparation du cuivre et du bismuth. — Quand on précipite le cuivre à l'état d'iodure et qu'il se trouve du bismuth en dissolution, la presque totalité de ce métal se précipite avec l'iodure de cuivre en colorant ce dernier en brun. On séparera facilement ces deux métaux par le même procédé qui sert à séparer le manganèse du cobalt et que je vais décrire.

Séparation du manganèse et du cobalt, du manganèse et du zinc, etc. — Le procédé que je propose pour précipiter le manganèse quand il se trouve en dissolution avec du zinc, du cobalt et du nickel, donne des résultats très-exacts et est d'une application des plus faciles. Il est fondé sur la propriété qu'a le carbonate de manganèse d'être insoluble dans le cyanure de potassium, tandis que les carbonates de zinc, de cobalt, de nickel et même de cuivre sont, au contraire, très-solubles dans ce réactif. Quand on a fait cette remarque, la première idée qui se présente est de précipiter tous les métaux par le carbonate de soude et d'ajouter du cyanure de potassium. Mais le carbonate de manganèse retient toujours du carbonate de cobalt qu'aucun excès de cyanure de potassium ne peut lui enlever. Cependant si l'on introduit les réactifs dans un ordre inverse, l'opé-

Séparation
du cuivre et du
mercure.

Séparation
du cuivre et du
bismuth.

Séparation
du manganèse,
du cobalt, du
zinc, etc.

ration réussit parfaitement. On neutralise la dissolution en y versant du carbonate de soude sans rien précipiter, puis on verse un excès de cyanure de potassium exempt de carbonate et de cyanure de potasse. (On doit se servir de cyanure de potassium préparé en saturant une dissolution de potasse par de l'acide cyanhydrique). Il se forme un précipité gris qui ne tarde pas à devenir vert, couleur qu'il conserve indéfiniment. Ce précipité finit à la longue par se dissoudre dans une très-grande quantité de cyanure de potassium. Si alors on ajoute du carbonate de soude et qu'on fasse bouillir la liqueur, la totalité du manganèse se précipite à l'état de carbonate. Il n'est pas même nécessaire d'ajouter ce très-grand excès de cyanure de potassium ni de laisser redissoudre le cyanure de manganèse; il suffit de faire chauffer pendant quelques heures après avoir ajouté le cyanure, puis d'introduire la dissolution de carbonate de soude. Si on verse ce dernier réactif dans la liqueur chauffée à la température de l'ébullition, on voit la couleur verte du précipité disparaître comme par enchantement. Il devient blanc, alors le cyanure de manganèse est transformé en carbonate. On le recueille sur un filtre, on le lave avec de l'eau chaude, on le calcine et on le pèse.

Pour obtenir le cobalt, il faut d'abord détruire l'excès de cyanure de potassium par un acide, puis ajouter du carbonate de soude, évaporer à sec et calciner à l'air. En reprenant par l'eau, l'oxyde de cobalt reste sans se dissoudre.

Vérification du procédé.

1° J'ai dissous dans de l'acide chlorhydrique :

Oxyde rouge de manganèse. . .	gr.
	0,536
Oxyde de cobalt.	0,672

En les séparant comme il a été dit, j'ai trouvé :

Oxyde rouge de manganèse. . .	gr.
	0,535
Oxyde de cobalt.	0,670

L'erreur commise sur l'oxyde de cobalt peut tenir à ce que cet oxyde n'avait pas absorbé la même quantité d'oxygène dans la seconde calcination que dans la première.

2° J'ai encore dissous 0^e,477 d'oxyde de manganèse dans de l'acide chlorhydrique avec des oxydes de zinc, de cobalt et de nickel. En séparant le manganèse comme précédemment, j'ai trouvé 0,478 d'oxyde.

Tous les oxydes métalliques et tous les réactifs mentionnés dans cette note étaient d'une pureté parfaite; je les ai préparés moi-même avec le plus grand soin.

NOTE

SUR LA FORME CRISTALLINE DU CUIVRE GRIS DE MOUZAÏA.

Par M. FLAJOLOT, ingénieur des mines.

Situation géologique des filons de Mouzaïa.

Les filons cuivreux que l'on exploite dans les tribus des Mouzaïas, près du plateau des Réguliers, sont encaissés en partie dans les schistes argilo-marneux du gault et en partie dans les marnes de l'étage moyen du terrain tertiaire. Ils contiennent du cuivre gris argentifère irrégulièrement associé à du fer carbonaté et à de la baryte sulfatée. Le cuivre gris renferme, comme éléments principaux, du soufre, de l'arsenic, de l'antimoine et du cuivre, dont la proportion est à peu près constante dans toutes les variétés de minerai, et en très-petite quantité indépendamment de l'argent, du fer, du zinc, du cobalt, du nickel et du bismuth, dont les proportions sont variables.

Teneur en argent.

J'ai fait voir déjà que la teneur en argent de toute les variétés du minerai de Mouzaïa, depuis les plus compactes et amorphes jusqu'à celles qui sont en cristaux déterminables, est à peu près constante et égale à 100 grammes au quintal métrique de minerai pur. Je me propose de démontrer dans cette note que la forme cristalline ne varie qu'en apparence et que tous les cristaux sont composés des mêmes faces, mais inégalement développées.

Forme cristalline.

Tous les cristaux de cuivre gris de Mouzaïa sont des solides compris sous vingt-huit faces, dont l'inégal développement fait varier la forme apparente depuis le tétraèdre jusqu'à un prisme triangulaire fort allongé. Toutes les variétés s'écartent très-peu des trois types

représentés *fig. 31, 32 et 33, Pl. IV.* Dans la *fig. 31*, on reconnaît sur-le-champ que la forme primitive est un tétraèdre; la *fig. 32* représente une variété que l'on a prise pour un dodécaèdre, mais la seule remarque que le cristal renferme quatre faces hexagonales doit faire rejeter le dodécaèdre comme forme primitive; la *fig. 33* représente une forme très-fréquente, c'est un prisme triangulaire allongé portant un biseau très-étroit sur chacune de ses arêtes, se terminant d'une part par un pointement à trois faces, surmonté lui-même d'un pointement plus obtus et à l'autre extrémité par une face plane perpendiculaire aux arêtes du prisme. Ces derniers cristaux sont extrêmement friables, de sorte qu'il est impossible d'en détacher qui soient complets, et il est d'abord difficile de faire dériver cette forme du tétraèdre régulier.

Je vais essayer de mettre en évidence, par des considérations géométriques de la plus grande simplicité, le fait que j'ai énoncé : que ces trois formes, en apparence si dissemblables, sont composés des mêmes faces.

Tous les cristaux dérivent du tétraèdre.

Prenons d'abord la figure la plus simple, la *fig. 31*, où l'on reconnaît sur-le-champ un tétraèdre portant un pointement obtus a^2 sur chacun de ses sommets et un biseau b^3 sur chacune de ses arêtes. En mesurant les angles de ce cristal au goniomètre, on pourrait prouver par le calcul que les faces des pointements formeraient, si elles étaient prolongées, un dodécaèdre rhomboïdal et que les faces b^3 des biseaux seraient par conséquent des troncatures sur la moitié des arêtes de ce dodécaèdre (1). Mais il est inutile de mesurer les angles du

(1) Quelques cristaux fort rares portent des troncatures sur les arêtes des pointements. Ces facettes fort étroites ont pour notation a^3 . Dans ce cas, toutes les arêtes du dodécaèdre sont

cristal pour arriver à ce résultat, il suffit pour cela de remarquer sur un cristal de la forme *fig. 51*, ou mieux encore *fig. 52*, que les faces a' des pointements sont des parallélogrammes dont un angle obtus est coupé et que les faces b' des biseaux sont des rectangles, ou autrement que la ligne pq est parallèle à la ligne Sm , et perpendiculaire à la ligne qr . Cela se voit très-facilement à l'œil (1).

Puisque les deux angles pqr , $p'qr$ sont droits, l'arête qr , parallèle à une arête du tétraèdre primitif, est perpendiculaire au plan des deux droites pq , $p'q$ et par conséquent au plan des deux lignes sm , $s'm$ qui leur sont parallèles; et comme ce dernier plan est une face du pointement, on conclut que les faces des pointements sont perpendiculaires aux arêtes du tétraèdre.

Soit maintenant $SABC$ (*fig. 54*) le tétraèdre primitif et abc une section parallèle à sa base. Si par les trois côtés ab , ac , bc , on mène des plans perpendiculaires aux arêtes Sc , Sb , Sa , il est évident que l'on construira ainsi un pointement du cristal. Mais ces trois plans divisent en deux parties égales les angles dièdres à la base du tétraèdre $Sabc$; ils sont donc également inclinés sur le plan abc et sur les faces du tétraèdre. Or si nous coupons les quatre sommets du tétraèdre comme nous avons coupé le sommet S , nous obtiendrons un octaèdre régulier, et puisque chaque face des pointements que l'on construira sur ces sections sera également inclinée sur deux faces contiguës de cet octaèdre, telles que abc , bcd , on voit que les douze faces a' des

tronquées et les arêtes du cristal résultent de l'intersection d'un tétraèdre régulier et d'un dodécaèdre émarginé.

(1) Ces deux données, jointes à la connaissance de la forme primitive, peuvent servir à former des équations d'où l'on tirera facilement la valeur de tous les angles du cristal.

pointements formeront, si on les prolonge, le dodécaèdre rhomboïdal.

Nous avons démontré que les faces des pointements sont perpendiculaires aux arêtes du tétraèdre. Si nous prenons chaque arête en particulier, nous trouvons qu'à chaque pointement auquel cette arête va aboutir, il y a une face qui lui est perpendiculaire; et si nous considérons une face du tétraèdre, nous trouvons six faces des pointements qui lui sont perpendiculaires, puisqu'il y en a deux pour chacune des arêtes qui comprennent cette face.

Ces six faces a' ne sont pas les seules qui lui soient perpendiculaires, nous en trouverons trois autres parmi celles b' des biseaux. En effet, les arêtes des pointements sont perpendiculaires aux faces du tétraèdre: ainsi la droite sm , et par conséquent sa parallèle pq , sont perpendiculaires à la face P de gauche; par conséquent la face pqr , qui passe par la droite pq , est perpendiculaire à cette face P du tétraèdre primitif; on trouvera semblablement deux autres facettes b' perpendiculaires à la même face P . Il y a donc neuf facettes qui sont perpendiculaires à chaque face du tétraèdre primitif. Prenons pour base du cristal une de ces faces du tétraèdre et supposons que celles qui lui sont perpendiculaires s'allongent perpendiculairement à la base sans croître en largeur: il est évident que nous obtiendrons ainsi le prisme représenté *fig. 55*.

Quand à la *fig. 52*, il n'est besoin d'aucune explication pour y faire reconnaître les faces de la *fig. 51*. Dans ce cristal, les faces des pointements sont très-développées, tandis que toutes les autres demeurent très-petites.

La *fig. 55* représente un cristal qui ne diffère du précédent qu'en ce que les faces des biseaux sont suffi-

samment larges pour que les faces des pointements soient des parallélogrammes dont aucun angle n'est coupé. Dans ce cas les faces P deviennent des triangles (1).

(1) Il importe de remarquer que les *fig. 31* et *32* se retrouvent dans le cuivre gris de Dillenbourg et de Kapnick, en Transylvanie.

EXTRAITS DE MINÉRALOGIE

Par M. DELESSE (1).

(TRAVAUX DE 1851.)

Propriétés générales.

L'*isomorphisme*, tel qu'il a été défini par M. Mitscherlich, consiste dans une double analogie entre les formes cristallines et entre les compositions chimiques de deux substances cristallisées. Dans un mémoire présenté à l'Académie des sciences, M. Delafosse (2) distingue deux cas d'*isomorphisme* : le premier, avec conservation du système cristallin, c'est l'*isomorphisme* de M. Mitscherlich; le second, avec passage d'un système cristallin à un autre, c'est l'*isomorphisme* de M. Laurent. Mais souvent deux substances, qui n'ont pas la même formule atomique, offrent une analogie de forme en tout point comparable à celle des substances *isomorphes*. M. Delafosse désigne ce fait par le nom de *plésiomorphisme* et il appelle *plésiomorphes* les substances dans lesquelles on l'observe. Le calcaire spathique, le nitrate de soude et l'argent rouge; l'arragonite, le salpêtre et la bournonite; le soufre et le bisulfate de potasse; le quartz et la chabasie; l'augite et le borax; les amphiboles et les pyroxènes ayant mêmes bases; toutes les espèces du groupe feldspathique, sont, d'après cette définition, des substances *plésiomorphes*.

M. Delafosse compare, dans son mémoire, les espèces de chaque système cristallin, en leur conservant leurs formes fondamentales et en réunissant dans les mêmes groupes celles de ces espèces qui ont à peu près les mêmes formes ou qui sont *plésiomorphes*. Il a recours ensuite à un autre moyen de com-

Relations
entre la forme
cristalline
et la composition.

Plésio-
morphisme.

(1) Ces extraits proviennent en grande partie du *Jahresbericht* de MM. J. Liebig et H. Kopp, qui est publié avec la collaboration de MM. Etting et Dieffenbach pour la partie minéralogique.

(2) *Comptes rendus de l'Académie*, t. XXXII, p. 535.

paraison entre les espèces : à la forme primitive, il substitue en effet l'une des formes secondaires, prise parmi les données les plus simples. Par cet échange de formes, il fait rentrer les différents groupes d'espèces les uns dans les autres, et il constate que le *plésiomorphisme* a une grande généralité.

M. *Delafosse* ajoute que, de même que l'*isomorphisme* de M. *Laurent*, le *plésiomorphisme* ne se renferme pas dans les limites d'un même système cristallin, mais qu'il s'étend de l'un à l'autre système et qu'il peut même les envahir tous. Ainsi, il a reconnu que dans le système rhomboédrique la plupart des espèces ont, comme le calcaire, une variété voisine du cube ou cuboïde; en effet, le nitrate de soude, la proustite, l'argyrythrose ont des rhomboèdres cuboïdes, dont les angles sont respectivement $89^{\circ} 18'$, $90^{\circ} 25'$, 91° .

Le système des prismes droits à base rhombe est de tous les systèmes celui dans lequel le *plésiomorphisme* des espèces, soit entre elles, soit avec celles des systèmes précédents, est le plus manifeste. En effet, « sur cent quarante espèces qui lui appartiennent, cinquante au moins ont pour formes primitives » des prismes dont les angles varient de 118° à 122° en oscillant autour de l'angle limite 120° . Ces espèces offrent donc un passage au prisme hexagonal régulier, c'est-à-dire au système rhomboédrique. D'un autre côté, un grand nombre d'autres espèces ont pour formes primitives des prismes dont l'angle varie de 88° à 92° , en oscillant autour de l'angle limite 90° ; celles-ci offrent donc une transition bien marquée avec le système du prisme à base carrée. »

M. *Delafosse* a publié en outre un mémoire sur une relation qui se manifeste dans certains cas entre la forme cristalline des minéraux et entre leur composition atomique. (Voir *Annales des Mines*, 4^e s., t. XIX, p. 3 et le rapport de M. *Dufrénoy* sur ce mémoire : *Comptes-rendus*, t. XXXII, p. 545.)

M. *Hausmann* (1) s'est occupé de recherches analogues à celles de M. *Delafosse* : il appelle *homéomorphes* les substances qui sont plésiomorphes et qui appartiennent à un même système cristallin; l'*homéomorphisme* est donc un cas particulier de plésiomorphisme.

Homéomorphisme.

(1) Hausmann. *Königliche Gesellschaft der Wissenschaften. Göttingue*, 1851, 31 mars n° 6; *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1851, p. 17.

M. *Hausmann* fait observer qu'on peut choisir pour le sulfate de chaux anhydre (karsténite) une forme primitive telle que ses angles diffèrent très-peu des angles des sulfates de baryte et de strontiane; ses formes secondaires ont alors beaucoup de ressemblance avec les formes secondaires de ces sulfates. Le sulfate de potasse (glasérite) peut aussi être rapproché des minéraux précédents, lorsqu'on adopte pour axe principal la petite diagonale de M. *Mitscherlich*. Enfin, il en est encore de même pour le sulfate de soude (Thénardite) lorsqu'on change convenablement les axes et la forme primitive.

Le tableau suivant fait connaître, d'après M. *Hausmann*, le volume spécifique de ces divers sulfates, les rapports de leurs axes, ainsi que leurs principaux angles :

	Volume spécifique.	Rapport des axes.	Angles.			
			∞P	$\infty \bar{P}$	$\infty \bar{P}$	
KO, SO ₃	412,23	0,7431 : 1	0,5717	120° 29'	106° 46'	75° 8'
NaO, SO ₃	330,18	0,7494 : 1	0,5918	118° 46'	106° 18'	76° 34'
BaO, SO ₃	329,37	0,7659 : 1	0,6234	116° 22'	105° 6'	78° 18'
PbO, SO ₃	400,75	0,7686 : 1	0,6084	117° 20'	104° 55'	76° 49'
SrO, SO ₃	293,47	0,7817 : 1	0,6181	117° 10'	103° 58'	76° 2'
CaO, SO ₃	289,99	0,7636 : 1	0,6531	113° 42'	105° 16'	81° 6'

On voit que les sulfates vérifient la loi générale établie par M. *Hermann Kopp* pour les substances *homéomorphes*; en effet, plus leurs volumes spécifiques s'approchent d'être égaux, plus il y a de concordance dans leurs angles et dans les rapports de leurs axes.

En outre, dans les sulfates anhydres de base RO, lorsque le volume spécifique diminue, le plus petit axe horizontal augmente généralement; par conséquent l'angle obtus de la base diminue.

M. *Hausmann* remarque encore qu'en admettant pour les sulfates les formes primitives qu'il propose, ces sulfates se laissent facilement comparer aux carbonates des mêmes bases; en effet le tableau suivant montre que pour les carbonates de baryte, de strontiane, de plomb et de chaux (arragonite), les angles diffèrent au plus de quelques degrés :

	Volume spécifique.	Angles.		
		∞P	$\bar{P}\infty$	$\bar{P}\infty$
BaO, CO ₂ . . .	286,65	118° 30'	105° 6'	77° 30'
SrO, CO ₂ . . .	255,33	117° 10'	108° 12'	80° 12'
PbO, CO ₂ . . .	258,90	117° 13'	108° 16'	80° 20'
CaO, CO ₂ . . .	210,98	116° 16'	108° 27'	81° 33'

De plus, les sels qui sont formés par un même acide, comme les sulfates et les carbonates mentionnés ci-dessus, montrent une grande analogie dans leurs caractères généraux, dans leur clivage ainsi que dans leurs mâcles.

M. Hausmann rappelle d'ailleurs que M. Naumann (1) a depuis longtemps signalé un exemple semblable d'*homœomorphisme*; car M. Naumann a établi que le nitrate de potasse et les carbonates cristallisant en prisme droit à base rhombe, ont leurs volumes spécifiques et leurs angles à très-peu près égaux : l'égalité est même presque parfaite pour le nitrate de potasse et pour le carbonate de baryte (Withérite).

Isomorphisme.

M. J. Dana (2) a publié sur l'*isomorphisme* un mémoire important dans lequel il s'occupe surtout des relations qui existent entre la forme d'un corps et entre son *volume spécifique*.

Soit p le poids atomique d'un corps;

d le poids spécifique de ce même corps;

n le nombre total des atomes contenus dans les divers composants qui constituent ce corps.

Le quotient $\frac{p}{d} = V$ sera pour ce corps ce que nous appelons son *volume spécifique agrégé*;

Le quotient $\frac{p}{dn} = v$ sera ce que nous appellerons son *volume spécifique simple* ou plus brièvement son *volume spécifique*.

En définissant de cette dernière manière le *volume spécifique* d'un corps, M. Dana a montré qu'on arrive à des lois très-générales et très-simples sur l'*isomorphisme*.

C'est d'ailleurs ce qu'il est facile d'apprécier par le tableau suivant qui donne les *volumes spécifiques* V et v pour les principaux minéraux :

(1) Naumann *Lehrbuch der Mineralogie*, 1828, p. 261.

(2) J. Dana. *On the isomorphism and atomic volume of some minerals*; from the *American Journal*, 2^e s., t. IX, p. 217. — Voir aussi *Annales des mines*, 4^e s., t. XX, p. 497 : Sur l'*isomorphisme* hétéromère.

TABLEAU

Donnant les volumes spécifiques des principaux minéraux.

N ^o d'ordre.	DÉSIGNATION DES MINÉRAUX.		V	v
I. Systèmes clinométriques.				
1	Pyroxène (<i>S. monoclinique</i>).	1 ^{re} var. 3(CaO, MgO), 2(SiO ₃)	637,00'	45,50
	<i>Id.</i>	2 ^e var. 3(CaO, MgO, FeO), 2SiO ₃	645,2	46,10
	<i>Id.</i>	3 ^e var. (Hedenbergite)	673,4	48,10
	<i>Id.</i>	4 ^e var. (Hudsonite)	706,00	48,9
	<i>Id.</i>	5 ^e var. 3FeO, 2SiO ₃	674,7	48,2
	<i>Id.</i>	6 ^e var. 3MnO, 2SiO ₃	684,8	48,9
2	Achmite	<i>Id.</i>	918,5	48,34
3	Hornblende	1 ^{re} var.	971,6	48,58
	<i>Id.</i>	2 ^e var. (Alumineuse)	"	47,25
	<i>Id.</i>	3 ^e var. <i>Id.</i>	"	48,43
	<i>Id.</i>	4 ^e var.	"	48,24
4	Borax	<i>Id.</i>	1391,6	46,38
5	Soude sulfatée	<i>Id.</i>	1290,5	49,6
1	Plomb chromaté	<i>Id.</i>	333,8	55,6
2	Monazite	<i>Id.</i>	617,25	51,44
1	Epidote	<i>Id.</i>	1268,00	45,285
2	Zoisite	<i>Id.</i>	1237,00	44,2
3	Orbite de l'Oural	<i>Id.</i>	1721,00	48,285
4	<i>Id.</i> de Hitteroe	<i>Id.</i>	1017,00	48,43
1	Orthoclase	<i>Id.</i>	1388,00	60,4
2	Byacolite	<i>Id.</i>	867,00	57,8
3	Loxoclase	<i>Id.</i>	1063,00	56,00
4	Baulite	<i>Id.</i>	2178,1	55,85
5	Albite (<i>S. triclinique</i>).	<i>Id.</i>	1280,4	55,67
6	Andesite	<i>Id.</i>	2912,4	55,00
7	Labrador	<i>Id.</i>	7955,00	53,03
8	Oligoclase	<i>Id.</i>	1038,3	54,647
9	Anorthite	<i>Id.</i>	1959,00	52,95
10	Vosgite	<i>Id.</i>	2166,5	52,84
11	Petalite	<i>Id.</i>	6071,8	57,3
1	Disthène	<i>Id.</i> 3Al ₂ O ₃ , 2SiO ₃	850,83	37,00
2	Bucholite	<i>Id.</i> Al ₂ O ₃ , SiO ₃	358,56	39,84
3	Sillimanite	6Al ₂ O ₃ , 5SiO ₃ (Analy. de Bowen)	1915,8	38,32
II. Système rhomboédrique.				
1	Fer spéculaire	85° 58'	192,00	38,4
2	Corindon	86° 04'	161,7	32,3
3	Phénakite	83° 12'	354,00	35,4
4	Arsenic	85° 04'	163,00	163,00
5	Antimoine	87° 35'	240,65	240,65
6	Bismuth	87° 40'	135,75	135,75
7	Tellure	86° 57'	129,36	129,36
8	Osmium	84° 52'	124,26	124,26
1	Quartz	94° 15'	218,00	54,5
2	Chabasie	94° 46'	4582,4	51,5

TABLEAU (suite)

Donnant les volumes spécifiques des principaux minéraux.

Nos D'ORDRE.	DÉSIGNATION DES MINÉRAUX.	V	v
Suite du <i>Système rhomboédrique.</i>			
1	Cinabre. 71° 47'	180,00	90,00
2	Eudialyte. 73° 40'	2382,00	58,1
1	Émeraude (ancien poids atomique de la glucine).	2512,7	53,46
2	Néphéline.	1473,2	56,66
1	Talc. 3MgO, 4SiO ₃	1138,00	51,73
2	Talc. 4MgO, 5SiO ₃	1440,00	51,04
3	Talc. MgO, SiO ₃	308,1	51,35
1	Chaux carbonatée. 105° 05'	231,20	46,24
2	Dolomie. 106° 14'	202,36	40,47
3	Manganèse carbonatée. 106° 51'	200,4	40,1
4	Soude nitratée. 106° 33'	507,6	63,45
5	Fer carbonatée. 107° 00'	188,50	37,70
6	Mésitinspath (carbonate de fer et de magnésie). 107° 14'	186,26	37,25
7	Magnésie carbonatée. 107° 25'	181,25	36,25
8	Zinc carbonatée. 107° 40'	177,6	35,5
9	Argent rouge (variété claire). 107° 36'	1125,00	112,3
10	<i>Id.</i> (variété foncée). 108° 18'	1183,00	118,3
1	Tourmaline. (Analyses de M. Rammelsberg.)		
	<i>Id.</i> 1 ^{re} var. 3RO, 2(SiO ₃ , BoO ₃) + 3R ² O ₃ , (SiO ₃ , BoO ₃).	1808,00	44,1
	<i>Id.</i> 2 ^e var. 3RO, 2(SiO ₃ , BoO ₃) + 4R ² O ₃ , (SiO ₃ , BoO ₃).	2217,00	44,34
	<i>Id.</i> 3 ^e var. 3RO, 2(SiO ₃ , BoO ₃) + 6R ² O ₃ , (SiO ₃ , BoO ₃).	3013,00	44,31
	<i>Id.</i> 4 ^e var. RO, (SiO ₃ , BoO ₃) + 3R ² O ₃ , (SiO ₃ , BoO ₃).	1464,00	44,36
	<i>Id.</i> 5 ^e var. RO, (SiO ₃ , BoO ₃) + 4R ² O ₃ , (SiO ₃ , BoO ₃).	1850,00	44,65
III. <i>Système trimétrique.</i>			
1	Cymophane. (Nouveau poids atomique de la glucine).	216,18	30,9
	<i>Id.</i> (Ancien poids atomique de la glucine).	1300,9	37,16
	<i>Id.</i> (Poids-atomique adopté par M. de Kobell).	433,7	36,14
2	Péridot.	416,00	41,6
3	Villarsite.	1916,3	41,65
4	Serpentine.	2068,5	44,9
5	Sel d'Epsom.	881,00	44,00
6	Pierrosmine.	1587,00	46,68
1	Topaze.	2344,00	42,6
1	Soufre.	98,4	98,4
2	Scorodite.	894,73	47,1
3	Selenium (isomorphe avec le soufre).	115,00	115,00
1	Fer sulfuré blanc. 106° 36'	157,56	52,52
2	Tellure auro-argentifère. 107° 44'	1137,5	113,75
3	Strontiane sulfatée. 104° 00'	294,2	49,00
4	Baryte sulfatée. 101° 40'	323,64	53,91
5	Plomb sulfatée. 103° 46'	301,67	50,27

TABLEAU (suite)

Donnant les volumes spécifiques des principaux minéraux.

Nos D'ORDRE.	DÉSIGNATION DES MINÉRAUX.	V	v
Suite du <i>Système trimétrique.</i>			
1	Andalousite.	968,5	41,85
2	Spodumène.	3216,7	43,47
1	Pyrite arsenicale.	178,47	89,24
2	Mispickel.	333,00	66,6
3	Fer sulfuré blanc (même minéral que ci-dessus).	157,56	52,52
4	Olivenite.	822,74	51,42
5	Libethenite.	808,43	50,53
1	Arragonite. 116° 10'	216,00	43,2
2	Plomb carbonatée. 117° 13'	253,00	50,6
3	Strontiane carbonatée. 117° 19'	252,00	50,54
4	Baryte carbonatée. 118° 30'	286,4	57,3
5	Potasse nitratée. 119° 00'	652,5	81,56
6	Bournonite. 115° 16'	3223,3	97,5
1	Cuivre sulfuré.	174,00	58 ou 67
1	Argent noir.	1771,00	110,7
IV. <i>Système dimétrique.</i>			
1	Schéelite (tungstate de chaux).	301,6	50,30
2	Tungstate de plomb.	355,9	59,30
3	Fergusonite.	967,5	57,00
1	Zircon.	370,3	41,15
2	Rutile.	122,3	40,70
3	Étain oxydé.	134,4	44,80
1	Scapolite.	1729,4	54,00
2	Mcionite.	1558,2	53,65
3	Wernerite.	1909,00	51,60
4	Dipyre.	2815,00	55,21
5	Barsowite.	2133,00	52,00
6	Wernerite de Pargas.	1371,1	52,70
7	Gehlenite (analyse de M. Rammelsberg).	2505,3	51,13
1	Idocrase.	848,16	44,64
1	Anatase.	134,00	44,66
2	Calomel (mercure chloruré).	261,30	130,65
V. <i>Système monométrique.</i>			
1	Amphigène.	3343,00	63,08
2	Analcime.	4057,7	62,43
3	Halüyne.	2902,2	59,23
4	Nosean.	2738,36	63,68
5	Sodalite. (P. sp. = 3,29).	2682,00	68,77

M. Dana déduit de ce tableau les conclusions suivantes dont plusieurs sont la répétition de ce qui a été dit précédemment :

1° La loi de l'*isomorphisme* est très-générale : en effet, non-seulement des corps ayant même formule chimique et contenant des éléments *isomorphes* sont *isomorphes*, mais en outre des corps n'ayant pas même formule chimique et contenant des éléments qui sont les mêmes ou qui sont différents, peuvent être *isomorphes*; ces corps ont alors un *volume spécifique* égal ou du moins proportionnel.

2° Des corps peuvent être *isomorphes* bien qu'ils aient des clivages différents : ainsi l'augite et l'hornblende ont des clivages différents; il en est de même pour l'anatase et le mercure chloruré, pour le soufre et pour la scorodite. M. Dana pense cependant qu'un plus grand nombre de recherches sont nécessaires avant qu'il soit possible de regarder ce fait comme démontré d'une manière générale.

3° Les *volumes spécifiques simples* de corps *isomorphes* sont habituellement égaux, tandis que les *volumes spécifiques agrégés* V de ces mêmes corps, sont seulement proportionnels et quelquefois même dans des rapports compliqués. Toutefois, il est quelques cas dans lesquels les rapports des *volumes spécifiques agrégés* V ne sont pas compliqués; c'est ce qui a lieu dans les exemples suivants, dans lesquels certains rapports adoptés diffèrent cependant un peu des rapports réels :

Pyroxène, 1; Achmite, 1 1/2; Hornblende, 1 1/2; Borax, 2; Soude sulfatée, 2.
Épidote, 1; Zoisite, 1; Orthite de l'Oural, 1 1/2; Orthite d'Hitteroe.
Orthose, 1; Ryacolite, 2/3; Loxoclase, 3/4; Albite, 1; Labrador, 2/3; Vosgite, 1 1/2; Anorthite, 1 1/2; Andésite, 1 1/2; Pétalite, 4 1/2.
Disthène, 1; Bucholzite, 42/100; Sillimanite, 2 1/4.
Quartz, 1; Chabasie, 20.
Talc (1^{re} var.) 1; (2^e var.), 1 1/4; (3^e var.), 27/100.
Peridot, 1; Cymophane, 1/2; Villarsite, 4,6; Serpentine, 5; Sel d'Epsom 2
Pierosmine, 3 1/2.
Rutile, 4; zircon, 3; Schéelite, 1; Fergusonite, 3.

4° M. Dana pense que si l'hypothèse adoptée par M. Schéerer, d'après laquelle trois atomes d'eau peuvent remplacer un atome de magnésie, est exacte, elle l'est seulement pour un certain nombre de cas et que de plus elle est subordonnée à la loi plus générale qui régit le *volume spécifique*. On conçoit d'ailleurs que si cette hypothèse était exacte d'une manière absolue, en divisant le *volume spécifique* par le nombre d'atomes des élé-

ments, on devrait compter trois atomes d'eau comme équivalents d'un atome de magnésie, au lieu de compter également tous les éléments, comme le fait M. Dana; or les résultats donnés par les tableaux précédents ne s'accordent pas avec cette manière de voir.

M. Dana pense de même que l'hypothèse adoptée par M. Gerhardt, d'après laquelle une base protoxyde peut remplacer une base peroxyde, est seulement exacte pour certains cas. Les rapports trouvés pour les feldspaths, ainsi que pour certaines variétés de paranthines et de hornblendes, sembleraient même inexplicables dans l'hypothèse de M. Gerhardt.

5° Des corps qui ont le même *volume spécifique* peuvent différer complètement de forme; par conséquent le *volume spécifique* seul ne paraît pas suffire pour déterminer la forme. Le quartz, par exemple, a presque le même *volume spécifique* que les feldspaths, ce qui est d'ailleurs un fait intéressant à signaler à cause de l'association fréquente de ces minéraux; de plus, les rapports de V dans le quartz et dans l'albite sont à peu près $\div 1:6$, bien que ces deux minéraux ne soient pas *isomorphes*.

Les *volumes spécifiques* calculés pour les deux formes d'une substance dimorphe, paraissent généralement différer beaucoup moins entre eux, que ne diffèrent les *volumes spécifiques* de deux substances *isomorphes*.

6° Les molécules élémentaires d'un corps ne sont pas combinées l'une avec l'autre; mais, sous l'influence mutuelle de ces molécules, chacune d'elles s'est changée de la même manière et est devenue une sorte de résultat moyen des forces moléculaires qui se sont développées au moment de la cristallisation du corps.

En terminant son mémoire, M. Dana propose de distinguer deux cas dans l'*isomorphisme*, savoir : l'*isomorphisme isonomique* et l'*isomorphisme hétéronomique* : le premier est celui des corps dont la composition est la même; le deuxième est celui des corps dont la composition est différente.

— D'après M. Raulin (1), les corps *dimorphes* possèdent toujours, pour l'un des deux systèmes cristallins, celui du prisme droit rectangulaire. D'après M. J. Nicklès (2), un certain nombre de substances *dimorphes* rentrent au contraire, pour l'une

Dimorphisme.

(1) *Comptes rendus de l'Académie*, t. XXXII, p. 815.

(2) *Ibid.*, t. XXXII, p. 853.

des deux formes, dans le système cubique. Aux dix cas cités par M. *Raulin*, M. *Nicklès* en oppose dix autres, exempts de formes rectangulaires et comprenant toujours une forme cubique; il fait voir que sa proposition régit en général les corps simples et les combinaisons peu complexes, tandis que la proposition de M. *Raulin* comprend, de préférence, les corps composés.

Dureté.

— Le procédé qui a été donné par *Hauy* pour comparer la dureté des minéraux laisse beaucoup à désirer, car la dureté d'un même cristal est variable avec la direction suivant laquelle on l'essaye. MM. *Frankenheim* (1), *Seebeck* et *R. Franz* (2) ont fait connaître divers procédés qui sont beaucoup plus exacts.

La dureté d'un minéral est la force qui s'oppose à ce que ses molécules soient séparées par un autre corps: elle est donc mesurée par la force nécessaire pour faire pénétrer un corps dans ce minéral. L'appareil employé par M. *Franz* est représenté en élévation par la fig. 5, Pl. IV: *mm'* est le minéral; il est assujéti sur la table *ss'* avec des vis *v* et avec de la cire, ou bien avec du plâtre; sa face est placée horizontalement. La pointe *p* destinée à le rayer est en acier ou en diamant: elle s'adapte à un bras horizontal tel que *ab* qui se relie à angle droit à une tige également horizontale, laquelle réunit deux supports verticaux *cd*; chacun de ces supports *cd* est terminé à son extrémité inférieure par une roue extrêmement mobile *e* qui repose sur un rail *fg* d'un petit chemin de fer. Le cylindre qui porte la pointe *p*, est muni d'un crochet *h* auquel s'attache un fil passant sur la poulie *i*; ce fil soutient un plateau *k* destiné à recevoir des poids. La pointe peut être rendue plus ou moins lourde, selon que cela est nécessaire. La dureté est d'ailleurs mesurée par le poids qu'il faut placer dans le plateau *k* pour déplacer la pointe *p*.

Pour les expériences qui exigeaient moins de précision, M. *Franz* s'est aussi servi d'un deuxième appareil qui différait du précédent en ce que la pointe *p* était fixe, tandis que la face du minéral dont on essayait la dureté recevait, au moyen d'une vis, un mouvement dans un plan perpendiculaire à la pointe: on déterminait alors uniquement le poids qu'il fallait placer sur la pointe pour qu'elle fit une raie sur la face du minéral.

(1) *Zeitschrift für Physik und Mathematik*, t. IX. Vienne, 1831.
 (2) *Poggendorff Annalen*, t. LXXX, p. 37.

Voici les principaux résultats obtenus:

Dans la chaux carbonatée, la dureté est la plus grande, quand la pointe va de l'angle obtus du rhomboèdre à l'angle aigu; cette direction est celle qui est désignée par 0° dans le tableau ci-dessous; la dureté est au contraire la plus petite, lorsque la pointe va en sens inverse, c'est-à-dire suivant une direction qui forme un angle de 180° avec la première.

Le tableau qui suit, fait d'ailleurs connaître les poids qui mesurent les duretés pour des directions comprises entre 0° et 180°; on voit que ces duretés sont très-variables avec les directions suivant lesquelles elles sont prises:

Direction.	Poids. gr.	Direction.	Poids. gr.
0°	12,87	105°	6,75
15°	12,25	120°	6,80
30°	11,12	135°	6,10
45°	9,87	105°	5,20
60°	9,17	165°	3,90
75°	8,87	180°	3,80
90°	7,50		

Si on admet que la dureté est proportionnelle aux poids nécessaires pour rayer le minéral, on peut représenter cette dureté par une courbe polaire dont les angles seraient égaux aux différentes directions et dont les rayons vecteurs seraient égaux aux poids qui mesurent les duretés: ainsi, en supposant que dans la chaux carbonatée, S soit l'angle obtus du rhomboèdre représenté par la fig. 6, Pl. IV, et S' son angle aigu, la courbe des duretés, dont le pôle est en *p*, aura la forme *abcd*.

L'expérience a montré que sur une même face d'un cristal les clivages déterminent les directions de la plus grande et de la plus petite dureté. Ainsi la dureté est la plus petite dans une direction perpendiculaire au plan de clivage; au contraire, la dureté est la plus grande dans une direction parallèle à ce même plan de clivage.

La face d'un cristal qui possède la plus grande dureté est celle qui est coupée par le plan du clivage le plus facile.

M. *Franz* a cherché ensuite à déterminer la dureté des différents corps qui servent habituellement d'échelle de comparaison. A cet effet, il s'est servi du deuxième appareil qui a été décrit. Il chargeait la pointe avec des poids jusqu'à ce qu'elle fit une raie visible à la loupe sur la face du minéral soumis à l'essai. Quand cette face n'était pas assez brillante, elle était préalablement polie.

Lorsque les minéraux ont une faible *dureté*, la différence entre les poids nécessaires pour les rayer avec la pointe en diamant n'est pas appréciable, aussi leur *dureté* a-t-elle été comparée avec la pointe d'acier; c'est ce qui a eu lieu, notamment pour le gypse, la chaux carbonatée et la chaux fluatée. On a d'ailleurs pris pour chaque minéral sa dureté moyenne.

Les résultats qui ont été obtenus sont donnés par le tableau suivant :

	POINTE		Différence
	D'ACIER.	DE DIAMANT.	
	ET.		
Gypse	1,5		} non } appréciable.
Chaux carbonatée.	9,0		
Chaux fluatée (polie).	36,0		
Chaux phosphatée.	163,0	12 gr.	
Feldspath (poli).	260,0	20	
Quartz (poli).	"	34	
Topaze (polie).	"	43	
Corindon (poli).	"	51	

Nota. La pointe d'acier était rayée elle-même par le diamant chargé d'un poids de 23 grammes.

Chaleur.
Conductibilité
des roches
pour la chaleur.

M. Despretz (1) a fait connaître les résultats d'expériences par lesquelles il a déterminé la *conductibilité pour la chaleur* de différents corps solides. M. G. von Helmersen (2) a suivi la méthode de M. Despretz et il a étendu ces expériences aux *roches* qui sont les plus abondantes à la surface du globe, telles que le granite, le micaschiste, le grès, le calcaire, le schiste argileux, etc. Il s'est servi de barres rectangulaires ayant 18 pouces anglais de longueur et 1 pouce 1/2 de côté. Pour diminuer l'inégalité du rayonnement, toutes ces barres avaient été recouvertes par une même substance. Elles étaient échauffées par de l'eau bouillante; à cet effet, une de leurs extrémités s'engageait dans un vase en métal dans lequel on entretenait de l'eau bouillante à l'aide d'une lampe à alcool. Lorsque la barre était arrivée à un état constant de température ou à l'état final, on notait la température donnée par des thermomètres placés dans des trous forés dans les barres à une distance de 2 5/8 de pouce. M. von Helmersen a opéré sur les huit

(1) *Annales de chimie et de physique*, t. XIX et XXXVI.

(2) Poggendorff. *Annalen*, t. LXXXVIII, p. 461. — *Mélanges physiques et chimiques*, t. I. Saint-Petersbourg, 1851.

roches qui suivent et il a obtenu les résultats donnés par le tableau ci-dessous :

- I. Quartz blanc d'un filon à la source de la rivière Tscharysch dans l'Altai.
- II. Micaschiste riche en quartz, du village Sludanka dans l'Altai.
- III. Granite grenu formé d'orthose rose, de quartz gris et d'un peu de mica, de Smejnogorsk dans l'Altai.
- IV. Marbre blanc, grenu, semblable à celui de Carrare, de la rivière Loktewka dans l'Altai.
- V. Aphanite porphyrique de la rivière Tscharysch dans l'Altai.
- VI. Serpentine dure des environs de Kolywansk dans l'Altai.
- VII. Grès grenu, à ciment argileux, des carrières Mungatsk dans l'Altai.
- VIII. Calcaire compacte gris, de la mine d'argent Petrowskoï dans l'Altai.

Numéros d'ordre.	TEMPS au bout duquel les barres atteignent l'état final.	TEMPÉRATURE la plus élevée marquée par des thermomètres Réaumur placés dans les barres.				Température de l'air.	Température marquée par l'eau bouillante.	DIFFÉRENCE entre la température de l'air et l'extrémité échauffée de la barre.
		1	2	3	4			
		R°	R°	R°	R°			
I.	minutes. 115	degr. 27,05	degr. 19,3	degr. 16,7	degr. 15,7	degr. 14,6	degr. 80,1	degr. 12,45
II.	90	25,60	18,2	15,8	14,8	14,1	80,3	11,50
III.	120	23,7	17,5	15,9	15,4	15,1	80,3	8,60
IV.	140	23,1	17,1	15,85	15,4	15,0	80,1	8,10
V.	145	23,1	16,75	15,3	14,9	14,55	80,2	8,55
VI.	160	22,6	16,9	15,7	15,2	14,75	80,2	7,85
VII.	150	22,5	16,1	14,85	14,5	13,8	80,2	8,7
VIII.	140	21,9	18,25	14,9	14,5	14,15	80,2	7,75

Ces *roches* n'ont pas la même *conductibilité pour la chaleur*, bien qu'elles ne présentent cependant pas des différences très-grandes. Elles sont rangées par ordre de *conductibilité*. Cette *conductibilité* est la plus grande dans le quartz et la plus petite dans le calcaire compacte.

M. Despretz (1) a publié en outre, sur la *conductibilité* de certaines *roches* pour la *chaleur*, des recherches qu'il avait entreprises dès l'année 1844. Les *roches* sur lesquelles il a opéré sont des calcaires et le tableau suivant fait connaître leurs températures lorsqu'elles sont arrivées à l'état final.

(1) *Comptes rendus de l'Académie*, t. XXXV.

NATURE de la roche.	Diamètre de la barre cylindrique.	Température de l'air.	TEMPÉRATURE des thermomètres placés dans la barre à une distance de 0 ^m ,045.	EXCÈS de température des thermomètres sur la température de l'air.	QUOTIENT de la somme de deux excès par l'excès intermédiaire.
	mot.	degr.	degrés.	degrés.	
Marbre statuaire blanc.	0,219	18,04	58,70	35,66	2,105
			42,74	24,70	
			31,39	16,35	
			29,59	11,55	
			26,01	7,97	
			23,64	5,60	
Pierre lithographique.	0,219	24,30	22,06	4,02	2,082
			20,81	2,77	
			54,39	30,09	2,13
			45,82	21,52	2,12
			39,97	15,67	2,07
			35,98	11,68	2,11
			32,79	8,49	2,11
			30,53	6,23	2,09
Pierre à bâtir de Tonnerre.	0,221	20,22	28,94	4,64	2,11
			27,75	3,45	
			26,93	2,63	
			50,92	30,70	2,260
			38,27	18,05	2,373
			30,32	10,10	2,295
			26,14	5,92	2,283
			23,71	3,49	2,317
22,27	2,05	2,285			
21,48	1,26				
21,05	0,83				

Bien que les calcaires employés dans les expériences de M. Despretz ne soient pas des corps entièrement homogènes, le tableau précédent montre qu'ils satisfont cependant à la loi de la *conductibilité de la chaleur* dans une barre finie et que le quotient de la somme de deux excès de température par l'excès intermédiaire est constant.

— M. E. Mitscherlich⁽¹⁾ a constaté que les cristaux prismatiques du sulfate de nickel se transforment en gros cristaux octaédriques à base carrée lorsqu'ils sont soustraits à l'action de la lumière et placés dans un vase fermé. M. Mitscherlich⁽²⁾ a constaté que de même les cristaux de soufre obtenus par fusion se transforment en cristaux naturels, et il s'est proposé de mesurer la *chaleur* dégagée dans cette transformation.

Lorsque les cristaux de soufre ont été décantés au moment

(1) Poggendorff *Annalen* (1827), t. II, p. 326.

(2) E. Mitscherlich, *Über die Wärme welche frei wird wenn die Krystalle des Schwefels, die durch Schmelzen erhalten werden in die andere Form übergehen.* — Poggendorff *Annalen*, t. LXXXVIII, p. 328.

du refroidissement, leur transformation est lente; elle se développe d'abord sur certains points et elle n'est complète qu'au bout de quelques jours. Lorsqu'on laisse tout le soufre fondu se prendre en masse, sa transformation est au contraire plus rapide: les cristaux isolés conservent alors le brillant de leurs faces, en sorte que généralement ils sont encore mesurables; bien que leur intérieur présente une structure grenue et légèrement cristalline, il est cependant très-rare d'observer des faces appartenant aux cristaux nouvellement formés. Mais c'est surtout par diverses substances dans lesquelles le soufre est soluble et notamment par le sulfure de carbone qu'on peut le plus facilement opérer cette transformation; lorsqu'on plonge en effet les cristaux récemment préparés par fusion dans du sulfure de carbone saturé de soufre, la transformation s'opère immédiatement; à la surface aussi bien que dans l'intérieur des cristaux, on observe des octaèdres à base rhombe qui sont parfaitement reconnaissables. Il suffit d'ailleurs de mettre la pointe d'un cristal de soufre en contact avec le sulfure de carbone pour que la transformation se propage aussitôt de ce point dans tout le cristal.

M. Mitscherlich a déterminé la *chaleur* qui devient libre dans cette transformation rapide du soufre. A cet effet il a pris un ballon de verre qu'il a entouré de substances très-mauvaises conductrices de la chaleur; il y a mis des cristaux de soufre nouvellement préparés qu'il a agités avec du sulfure de carbone saturé de soufre. Il avait pesé préalablement le ballon, le soufre, le sulfure de carbone et il avait pris leur température. Au bout de six minutes la température atteignit son maximum et son accroissement fut de 6°,1 pour le mélange. Bien que M. Mitscherlich n'eut employé que 245^m,5 de sulfure de carbone saturé pour 575^m,1 de soufre, la transformation a eu lieu en quelques minutes. Dans cette expérience, la quantité de *chaleur* dégagée était suffisante pour élever de plus de 12° la température du soufre employé.

M. Mitscherlich a remarqué en outre que le soufre récemment préparé change également de forme lorsqu'on le brise ou même lorsqu'on l'agite fortement; il s'est servi de cette propriété pour déterminer avec plus d'exactitude la *chaleur* dégagée dans la transformation. Il a opéré sur un demi-quinéal métrique de soufre qu'il a fondu dans une marmite de fonte et qu'il a coulé ensuite dans un tonneau de bois: lorsque les cristaux

Chaleur dégagée par le soufre quand il change de forme.

se furent formés, ce qui eut lieu au bout de trois heures, il fit la décantation. Le soufre encore chaud fut brisé en morceaux qu'il laissa refroidir jusqu'à ce qu'ils eussent pris la température de l'air. La masse cristallisée lorsqu'on la laisse se refroidir dans la marinite se transforme d'ailleurs très-promptement, car elle subit dans le refroidissement une contraction qui la brise en petits fragments et qui produit le même effet que des chocs.

Les cristaux de soufre qui ne s'étaient pas transformés furent pilés rapidement et mis dans un calorimètre; M. Mitscherlich commença l'expérience dans une chambre dont la température était supérieure de 2° à celle du soufre et quand la température se fut élevée de 4°, il porta de nouveau le soufre dans une chambre dont la température était supérieure de 2° et ainsi de suite; vers la fin de l'expérience il eut d'ailleurs soin de choisir une chambre dont la température était aussi voisine que possible de celle du soufre. Dans deux expériences, M. Mitscherlich a constaté que dans les dix premières minutes, la température ne s'élève pas d'une manière sensible; au bout de vingt minutes la température s'élève de 1° pour trois minutes; dans une première expérience elle s'est élevée de 12°,4 au bout d'une heure neuf minutes; dans une deuxième expérience elle s'est élevée de 11°,8 au bout de deux heures et demie.

La quantité de *chaleur* dégagée par le soufre, lorsqu'il passe du prisme rhomboïdal oblique au prisme rhomboïdal droit, est donc égale à celle qui est nécessaire pour élever la température du même poids de soufre de 12°: comme d'ailleurs la *chaleur* spécifique du soufre est de 0,1880, il en résulte que la quantité de *chaleur* dégagée est représentée par 2,27 unités de *chaleur*.

— M. Wertheim (1) a étudié la *double réfraction* produite

Lumière. Double réfraction artificiellement dans les corps homogènes non cristallisés.

produite artificiellement dans les cristaux du système régulier. Il a constaté que pour ces derniers corps, la compression agissant perpendiculairement sur les deux faces opposées d'un parallépipède, les axes neutres sont parallèles et perpendiculaires à la direction de la force; dans toutes les autres directions le parallépipède exerce une action biréfringente et les couleurs des deux images sont les plus vives, lorsque le plan de polarisation primitif et la section principale du prisme analyseur font avec la direction de la force un angle de 45°.

(1) *Comptes rendus de l'Académie*, t. XXXIII, p. 576, et t. XXII, p. 282.

M. Wertheim a étudié également la *double réfraction* produite dans les cristaux du système régulier. Il a opéré sur des cristaux d'alun ammoniacal qui ne donnent pas lieu aux phénomènes de polarisation lamellaire lorsqu'ils sont soumis à la pression. Il a conclu de ses expériences :

1° Que les cristaux du système régulier ne peuvent pas être considérés comme des corps optiquement homogènes.

2° Que les axes d'élasticité de l'éther ne coïncident pas toujours avec les axes d'élasticité mécaniques et que les pressions ou tensions dans l'éther ne sont pas toujours proportionnelles aux pressions ou tensions moléculaires.

3° Que réciproquement les propriétés optiques seules sont insuffisantes pour faire connaître la direction et la grandeur des pressions mécaniques qui ont lieu dans l'intérieur des cristaux naturellement biréfringents.

— M. Cagniard-Latour (1) a placé divers bois desséchés à 100° dans de petits tubes de verre fermés, qu'il soumettait ensuite à une température inférieure ou au plus égale à celle de l'ébullition du mercure. Il a constaté ainsi d'une manière plus simple que ne l'avait fait sir James Hall à l'aide de canons de fusil, que, par l'action combinée de la chaleur et de la pression, ces bois entraînent en fusion et donnaient soit de l'asphalte, soit une espèce de *houille* qui était tantôt sèche et tantôt collante.

M. F. Sandberger (2) a observé dans le duché de Nassau divers produits d'usine cristallisés; ces produits sont : le *graphite* en belles tables hexagonales, dans les scories d'une forge près de Dillenburg.

Le *cuivre* métallique, capillaire et quelquefois cristallisé en octaèdres, dans les cavités d'une matte cuivreuse de l'usine Isabelle, près de Dillenburg.

L'*antimoniure de nickel* (antimonnickel), Ni Sb, en longues aiguilles hexagonales, dans des dépôts formés par sublimation à l'usine d'Eins. M. Hausmann (3) a retrouvé le même *antimoniure de nickel* dans une masse plombreuse et antimonifère qui

Production artificielle de minéraux. Voie sèche.

Minéraux divers.

Houille.

Graphite.

Cuivre.

Antimoniure de nickel.

(1) *Comptes rendus de l'Académie*, t. XXXII (1851), p. 296.

(2) *Jahresbericht von J.; Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 751. — *Extraits du Jahresbericht des Nassauischen Vereins für Naturkunde* 1851, p. 131.

(3) *Nachrichten von der G.-A. Universität und der Königl. Gesellschaft in Goettingen*. N° 12, 1852, p. 177.

s'était formée près de l'orifice de coulée, dans le creuset d'un fourneau à schlich de Clausthal.

Galène. M. F. Sandberger a observé également : la galène en cubes irisés, se clivant facilement et présentant des trémies, dans les usines d'Holzappel et d'Ems.

Cyano-azoture de titane. Le cyano-azoture de titane (Ti Cy, 5Ti³ N) dans la pierre de fond d'un haut-fourneau, près de Lahnstein.

Litharge. La litharge en cristaux brillants, ressemblant à du mica, dans les usines d'Holzappel et d'Ems. La modification allotropique de

Oxyde de nickel. l'oxyde de nickel qui a été découverte par M. Genth (1); cet oxyde était cristallisé en octaèdres noirs, ayant un éclat métallique et une pesanteur spécifique de 5,745; il était dans le cuivre raffiné de l'usine Isabelle, près de Dillenburg.

Fer oxydulé. Le fer oxydulé cristallisé en octaèdres, dans de très-anciennes scories, se trouvant à l'usine à fer de Seitzenhahn. M. Hausmann (2) a reconnu aussi que le fer oxydulé peut se produire dans le grillage de la matte plombeuse d'Ockerhütte; il est en octaèdres qui sont tantôt normaux, tantôt plus ou moins allongés suivant deux arêtes parallèles.

Kupferglimmer. Le kupferglimmer ou l'antimonite de protoxyde de cuivre (5Cu²O, Sb²O³) en tables hexagonales d'un rouge de cuivre ou d'un jaune de laiton, dans le cuivre raffiné de Dillenburg et de Weyer.

M. Hausmann (2) a ajouté des observations nouvelles à celles qu'il avait déjà faites antérieurement (5) sur la production artificielle des minéraux, soit par sublimation, soit par fusion.

Pyrite de cuivre. Il a constaté notamment que la pyrite de cuivre peut se former dans le grillage du minerai de cuivre. Ainsi M. Wöhler lui a transmis un échantillon de minerai de cuivre, déjà grillé deux fois et provenant de l'usine Ockerhütte, près Goslar; il a un aspect scoriacé et il consiste en petits fragments agglutinés. Dans ses cavités il s'est développé des cristaux de pyrite de cuivre très-nets et susceptibles de mesure. Leur forme dominante est la même que celle de la pyrite naturelle. Quelquefois deux des faces parallèles deviennent plus grandes que les six autres et prennent un grand développement. Quelque-

(1) Inaugural dissertation über den Riechelsdorfer Kupferschieferhütten-process; von Genth. Marburg (1846).

(2) Nachrichten von der G. A. Universität und der Königl. Gesellschaft in Goettingen. N° 12, 1852, p. 177.

(3) Extraits de Minéralogie, Annales des mines, 4^e s., t. XIX, p. 263.

fois aussi, les faces de l'octaèdre sont alternativement plus grandes et plus petites, en sorte que le cristal prend une forme tétraédrique. De même que dans beaucoup de cristaux artificiels, les faces de ces cristaux de pyrite sont creuses et présentent des trémies : c'est ce qu'on observe surtout sur celles des faces de l'octaèdre qui ont pris un grand développement.

Enfin M. Hausmann a reconnu que le péridot à base de fer (Eisenchrysolith) peut se former dans les scories des fourneaux à cuivre d'Ockerhütte, lorsque ces scories se refroidissent lentement.

M. Daubrée a fait connaître un procédé à l'aide duquel il a reproduit artificiellement l'apatite, la topaze et quelques autres minéraux contenant du fluor. (Voir Annales des Mines, 4^e série, t. XIX, p. 684, et Comptes Rendus, t. XII, p. 625.)

M. B. Cotta (1) a observé dans la sole d'un fourneau à réverbère de la Muldner Hütte, près Freyberg, divers produits cristallisés qui, par leur nature, leur aspect et leur disposition rappelaient complètement les minéraux des gîtes métallifères.

Parmi ces produits il signale le plomb, le cuivre, l'argent métalliques, ainsi que des oxydes et des sulfures de ces métaux.

Il y avait notamment de la galène qui contenait accidentellement de petites quantités de cuivre, d'antimoine et d'argent. Il s'était formé en outre des sulfures complexes dont la composition déterminée par M. Plattner est la suivante :

	S.	Fe.	Cu.	Pb.	Ni.	Sb.	Ag.	Somme.
I. . .	17,40	0,37	41,93	38,60	»	0,68	1,10	= 100,46
II. . .	33,33	41,65	20,37	1,71	1,18	0,97	0,10	= 99,31

I a pour formule. 9Cu²S + 5PbS.

II a pour formule. Cu²S, FeS + Fe²S, FeS.

Ce dernier sulfure est donc plus riche en fer que la pyrite de cuivre qui a pour formule. Cu²S + Fe²S³.

Les filons qui contenaient ces divers produits avaient au plus quelques centimètres de puissance : leur remplissage a dû avoir lieu par une sublimation ou par une infiltration des matières fondues; M. Cotta remarque à ce sujet, que dans certains cas, le remplissage des filons métallifères et en particulier de ceux qui contiennent des sulfures métalliques a eu lieu de la même manière et il ajoute qu'il ne saurait partager l'opinion contraire de M. G. Bischof (2).

(1) Cotta. Gangstudien oder Beiträge zur Kenntniss der Erzgänge, t. II, p. 1. — Erzgangbildung in der Sohle eines Flammofens.

(2) Neues Jahrbuch von Leonhard und Bronn, 1844, p. 257.

Péridot à base de fer.

Apatite, topaze, etc.

Minéraux des gîtes métallifères.

M. Durocher (1) a donné les résultats généraux d'expériences qu'il a entreprises pour produire artificiellement, par *voie sèche*, les principaux minéraux contenus dans les *gîtes métallifères*.

Dans la formation des *gîtes métallifères*, il est intervenu deux sortes d'émanations : les unes motrices contenant des métaux généralement à l'état de chlorures ; les autres fixatrices, renfermant un radical destiné à fixer les métaux ; ordinairement c'était le soufre.

M. Durocher a fait arriver dans des tubes de verre chauffés de 100° au rouge sombre, des courants de gaz et de vapeurs métalliques (le plus souvent des chlorures, mais quelquefois aussi d'autres composés) : il a obtenu ainsi de beaux cristaux semblables aux minéraux contenus dans les *gîtes métallifères*.

Ces cristaux appartiennent aux mêmes systèmes cristallins que les substances naturelles ; ils ont la même couleur et le même éclat.

M. Durocher a constaté que l'hydrogène sulfuré qui ne décompose pas les dissolutions de fer, de zinc, etc., change très-facilement en sulfures les chlorures de ces métaux, lorsqu'ils sont à l'état de vapeurs. Il a pu obtenir ainsi de la *blende* et une *pyrite de fer* qui est *magnétique* et *hexaédrique* comme la *pyrite magnétique* naturelle. Il a obtenu également la *galène*, le *sulfure de cuivre*, le *sulfure d'argent*, le *sulfure de bismuth*, le *sulfure d'antimoine* : ce dernier a formé des cristaux d'un demi-centimètre de longueur sur un demi-millimètre de largeur, qu'il est presque impossible de distinguer du sulfure naturel.

En faisant intervenir à la fois plusieurs courants de vapeurs, M. Durocher a produit des *sulfures multiples* contenant de l'arsenic et de l'antimoine.

Il a produit également des *oxydes métalliques* comme l'avait déjà fait M. Daubrée et en outre des *sulfates* ainsi que des *carbonates*, notamment du *sulfate de baryte* et du *carbonate de fer*.

Voie humide.

Minéraux des gîtes
métallifères.

M. H. de Senarmont (2) a continué ses recherches sur la formation par *voie humide* des minéraux des *gîtes métallifères*. La méthode qu'il a suivie est celle qu'il avait employée antérieurement (3).

M. de Senarmont remarque d'une manière générale relati-

vement à cette méthode, que dans la *voie humide* « l'élévation » de température produit toujours une tendance à la déshydratation ; le milieu liquide en retarde peut-être l'effet, mais il ne paraît pas exercer par lui-même une très-grande influence.

» Les corps déshydratés deviennent quelquefois aptes à entrer, à l'état naissant, en combinaison avec quelque élément nouveau qui remplace l'eau éliminée. Lorsque cet élément se trouve dans le milieu, naturellement ou en vertu d'une pression qui l'y maintient, il se produira des composés permanents qui n'auraient pu prendre naissance dans des circonstances différentes, mais qui persistent une fois formés et peuvent même être très-stables. Tel est évidemment l'origine de beaucoup de sulfures et de carbonates.

» L'excès de soufre des polysulfures alcalins les abandonne facilement, et ces polysulfures seront en général d'énergiques agents de sulfuration. Toutefois leur action peut-être singulièrement modifiée par leur mélange avec les bicarbonates. Si l'on chauffe en vases clos une dissolution mixte de polysulfure et de bicarbonate alcalin, vers 200 degrés il n'y a plus simplement mélange, la solution se décolore et ne paraît renfermer que de l'hyposulfite et du protosulfure avec un excès d'acide carbonique en dissolution forcée ; quand on ouvre le vase, cet acide carbonique, mêlé d'acide sulfhydrique, se dégage avec effervescence. On comprend donc que, suivant les proportions relatives du polysulfure et du bicarbonate, le mélange agira comme sulfurant ou comme désulfurant avec une énergie variable. »

M. de Senarmont a produit divers *métaux natifs*. Il a constaté en effet que les dissolutions d'un sel d'argent ou de cuivre chauffées depuis 150° jusqu'à 250° avec des matières combustibles, se réduisent complètement, les sels d'argent avant les sels de cuivre ; l'argent et le cuivre se précipitent séparément en pellicules ou en filaments.

M. de Senarmont a obtenu du *quartz* cristallisé en chauffant très-lentement à 200° ou à 300° de la silice gélatineuse dissoute dans de l'eau chargée d'acide carbonique. Pour mettre la silice gélatineuse et à l'état naissant, en présence d'une dissolution très-chargée d'acide carbonique, il ajoutait dans des tubes de verre à une dissolution de bicarbonate de soude une ou deux gouttes de silicate alcalin et un excès d'orpiment ou de réal-

(1) *Comptes rendus de l'Académie*, t. XXXII, p. 823.

(2) *Annales de chimie et de physique*, 3^e série, t. XXXII, p. 129.

(3) *Annales des mines* 4^e série, tome XIX. Extraits, p. 262.

gar; à chaud, les sulfures déplaçaient l'acide carbonique sans agir eux-mêmes sur la silice gélatineuse.

Une dissolution de perchlorure de fer traitée par du carbonate de chaux ou par du carbonate de soude et chauffée à des températures variant de 500° à 160° a donné du *sesquioxyde de fer* anhydre ou de l'*hématite rouge*. L'hydrate de sesquioxyde de fer, mis en suspension dans de l'eau pure ou chargée de sel marin, et chauffé pendant le même temps aux mêmes températures, se déshydrate également.

Les *carbonates* ont été obtenus par deux procédés différents. Dans le premier, appelé par double décomposition, on produisait à une température élevée, dans des tubes entièrement clos, la double décomposition d'un sel soluble et d'un carbonate neutre soluble ou insoluble. Dans le deuxième, appelé par précipitation, on précipitait un sel soluble dans un bicarbonate alcalin, en permettant à l'acide carbonique de se dégager lentement à une haute température.

M. de Senarmont a obtenu par l'un ou l'autre de ces procédés des *carbonates* de *magnésie*, de *fer*, de *manganèse*, de *cobalt*, de *nickel*, de *zinc* ayant la même composition et à très-peu près les mêmes caractères que les *carbonates* naturels.

À la température de 160°, le chlorure de cuivre traité par une dissolution de bicarbonate de soude sursaturée d'acide, donne par précipitation de la *malachite*.

À la température de 225° soutenue pendant dix-huit heures, le chlorure de cuivre traité par du carbonate de chaux, donne également par double décomposition de la *malachite*.

Le *sulfate de baryte* récemment précipité se dissout à 250° dans son poids d'eau chargée de bicarbonate de soude et d'acide chlorhydrique: il se dépose ensuite sur les parois des tubes sous la forme de petits cristaux ressemblant aux cristaux naturels.

Du fluorure de calcium récemment précipité a été enfermé dans un tube de verre avec une dissolution de bicarbonate alcalin et avec une ampoule contenant une quantité d'acide chlorhydrique insuffisante pour décomposer tout le carbonate; en chauffant ce tube à 250°, il s'est formé de petits cristaux cubo-octaèdres de *Spath fluor*.

M. de Senarmont a encore produit divers *sulfures*; ainsi en chauffant à 150° dans des tubes scellés à la lampe, du *réalgar* artificiel et pulvérisé, avec une dissolution de bicarbonate

de soude, la dissolution du *réalgar* a été complète et il s'est déposé ensuite de petits cristaux semblables aux cristaux de *réalgar* naturel.

Le sulfure d'antimoine hydraté ou le soufre doré étant chauffés à 250° dans un tube scellé contenant une dissolution de bicarbonate de soude, donnent des aiguilles cristallines ayant la forme, la couleur et l'éclat du *sulfure d'antimoine* naturel.

Le sulfure de bismuth obtenu par voie humide ne se dissout pas sensiblement à 200° dans le bicarbonate de soude, mais il se dissout dans les sulfures alcalins; il se dépose alors sur les parois des tubes des cristaux aciculaires et gris sombre de *sulfure de bismuth* (Bi^2S^3).

La *pyrite de fer* noire, amorphe, inaltérable à l'air sec, inattaquable par l'acide chlorhydrique, se forme par la double décomposition du sulfate de fer ou du protochlorure de fer par le persulfure de potassium, à la température de 165° à 180°.

Le *manganèse sulfuré* (MnS) se produit à l'aide d'un protosulfure alcalin et par double décomposition; il est sous forme d'une poudre noire, verdâtre et amorphe. Lorsqu'on emploie un persulfure alcalin, il se produit de la *hauérite* (MnS^2).

Le chlorure de cobalt et le persulfure de potassium donnent à 160° du *cobalt sulfuré* (Co^3S^4).

Le *nickel sulfuré* (NiS) s'obtient au moyen d'un protosulfure de potassium, ou bien au moyen du polysulfure de potassium mélangé d'un grand excès de bicarbonate.

La *blende* (ZnS) se forme toujours quel que soit l'état de sulfuration du sulfure alcalin.

Le *cuivre sulfuré* (Cu^2S) se produit quand on fait réagir à 200°, et en présence d'un excès de bicarbonate alcalin, un sel d'oxyde de cuivre sur des sulfures alcalins.

La *pyrite cuivreuse* (Cu^2S , Fe^2S^3) se forme lorsqu'on met en présence, à 250° environ: 1° un mélange de protochlorure de fer et de chlorure de cuivre; 2° une dissolution de persulfure de sodium en quantité insuffisante pour décomposer les chlorures; 3° un grand excès de bicarbonate de soude.

M. H. de Senarmont a obtenu, en outre, divers arsénio-sulfures et antimonio-sulfures. Ainsi, par exemple, le *mis-pikel* ($\text{FeAs}^2 + \text{FeS}^2$) se forme en précipitant des sels de fer par le sulfo-arsénite de soude en présence d'un excès variable de bicarbonate à des températures comprises entre 300 et 350°; il se forme aux mêmes températures par la réaction d'un excès

variable de bicarbonate de soude sur le sulfo-arsénite de fer précipité à la température ordinaire.

L'*argent rouge arsenical* ($\text{Ag}^6\text{S}^3, \text{As}^2\text{S}^3$) se produit, soit par double décomposition du sulfate d'argent et du sulfo-arsénite de soude en présence d'un excès de bicarbonate de soude à 275° , soit à 325° en faisant réagir une dissolution de bicarbonate de soude sur du sulfo-arsénite d'argent.

L'*argent rouge antimonial* ($\text{Ag}^6\text{S}^3, \text{Sb}^2\text{S}^3$) se forme comme l'*argent rouge arsenical*, mais indifféremment avec un sulfo-antimonite ou avec un sulfo-antimoniate : ainsi M. H. de Senarmont l'a obtenu par double décomposition du sulfate d'argent et du sulfo-antimonite de soude en présence d'un excès de bicarbonate de soude à 275° ; il l'a formé aussi en faisant agir à 325° une dissolution de bicarbonate de soude sur du sulfo-antimoniate d'argent.

Par conséquent, les expériences de M. H. de Senarmont montrent que les sulfures et les carbonates alcalins qui sont les deux éléments principaux des sources thermales, suffisent pour reproduire un grand nombre d'espèces minérales distinctes, presque toutes cristallisées, appartenant aux *métaux natifs*, aux *oxydes*, aux *carbonates*, aux *sulfates*, aux *fluorures*, aux *sulfures*, aux *sulfo-arseniures*, aux *sulfo-antimoniures*, en un mot, à toutes les grandes familles de composés chimiques propres aux *gîtes métallifères* concrétionnés.

Pseudomorphose (Paramorphose). — Quand des cristaux de soufre préparés par fusion se sont transformés en un agrégat cristallin appartenant à la deuxième forme du soufre, ces cristaux présentent une *pseudomorphose* : toutefois, cette variété de *pseudomorphose* est plus simple qu'à l'ordinaire, car la substance conserve extérieurement et intérieurement des formes qui lui sont propres : M. Schéerer propose de désigner cette variété de *pseudomorphose* sous le nom de *paramorphose* (1).

Il y a donc *paramorphose* quand une substance cristalline dimorphe prend intérieurement sa deuxième forme, bien qu'elle conserve extérieurement sa première forme.

On peut citer divers exemples de *paramorphoses* dans le règne minéral.

En effet, les cristaux d'arragonite sont quelquefois composés

(1) *Berg- und Hüttenmännische Zeitung* (C. Hartmann); *Verhandlungen des Bergmännischen Vereins zu Freiberg* (26 mai 1852, n° 22, p. 371).

de chaux carbonatée grenue, comme l'ont observé MM. *Mitscherlich, G. Rose et Haidinger*.

Les cristaux de fer sulfuré jaune peuvent aussi être composés de fer sulfuré blanc comme l'a fait voir M. *de Kobell*.

A Snarum et à Krageroe, en Norvège, on a trouvé d'ailleurs des cristaux de scapolite qui ont une cassure cristalline et un grain plus ou moins fin. Mais l'analyse de ces cristaux a montré qu'ils ont la composition de feldspaths; en sorte qu'ils offrent l'exemple d'une masse cristalline de feldspath grenu ayant extérieurement la forme de la scapolite. Si on admet que le feldspath et la scapolite sont deux formes différentes d'une même substance dimorphe, les cristaux de scapolite, tels que ceux qui viennent d'être décrits, donneront un nouvel exemple non pas seulement de *pseudomorphose*, mais de *paramorphose*.

Or, il est facile de constater par le tableau suivant qu'à chaque variété de feldspath correspond une variété de scapolite qui se laisse représenter par la même formule chimique :

FELDSPATHS.	SCAPOLITES.	FORMULES.
Lepolite.	Méonite de la Somma.	} = $3\text{RO}, \text{SiO}_3 + 2(\text{R}^2\text{O}_3, \text{SiO}_3)$
Linseite.	Scapolite d'Ersby.	
Anorthite.	Scapolite de Tunaberg.	} = $3\text{RO}, \text{SiO}_3 + 3(\text{R}^2\text{O}_3, \text{SiO}_3)$
Thjorsåuite.	Wernerite d'Ersby (1 ^{re} variété).	
Barsowite.	Wernerite d'Ersby (2 ^e variété).	} = $3\text{RO}, 2\text{SiO}_3 + 3(\text{R}^2\text{O}_3, \text{SiO}_3)$
Bytownite.		
Labrador.	Wernerite de Petteby.	} = $3\text{RO}, 2\text{SiO}_3 + 4(\text{R}^2\text{O}_3, \text{SiO}_3)$
(du Vésuve)		
Labrador.	Scolezite anhydre de Pargas.	} = $\text{RO}, \text{SiO}_3 + \text{R}^2\text{O}_3, \text{SiO}_3$
	Wernerite d'Ersby (3 ^e variété).	
Oligoclase.	Scapolite de Sjosa.	} = $\text{RO}, \text{SiO}_3 + \text{R}^2\text{O}_3, 2\text{SiO}_3$
Havnejardite.		
Albite.	Scapolite de Krageroe.	} = $\text{RO}, \text{SiO}_3 + \text{R}^2\text{O}_3, 3\text{SiO}_3$
Orthose.	Scapolite de Snarum.	

Il est vrai que la plupart de ces scapolites ne se sont pas changées en un agrégat cristallin consistant en un feldspath ayant même formule; mais c'est néanmoins ce qui a eu lieu pour les scapolites de Krageroe et de Snarum qui offrent par conséquent deux exemples nouveaux et remarquables de *paramorphose*.

— M. J.-D. Dana (1) a publié une troisième édition de son *Traité de Minéralogie* et la *classification* qu'il a adoptée pour les *minéraux* est résumée par le tableau suivant :

Classification des minéraux.

(1) J.-D. Dana, *Mineralogy*, 3^e édit., 1850.

- I. Azote, hydrogène.
 II. Carbone, bore.
 III. Soufre, selenium.
 IV. *Minéraux halogènes* : — Alcalis et terres ainsi que leurs composés avec l'eau et avec les acides solubles (acides carbonique, sulfurique, phosphorique, arsenique, borique) : combinaisons de leurs radicaux métalliques avec le chlore et avec le fluor.
- | | |
|-------------------------------------|----------------------------------|
| 1. Sels d'ammoniaque. | 4. Sels de chaux et de magnésie. |
| 2. Sels de potasse et de soude. | 5. Sels d'alumine. |
| 3. Sels de baryte et de strontiane. | 8. Sels d'Ytria, de Ceria, etc. |
- V. *Minéraux terreux* : Silice, silicates ou aluminates contenant des alcalis, des terres et des substances isomorphes.
- | | |
|--|--|
| 1. Silice. | 3. Silicates d'alumine. |
| 2. Silicates de chaux et de magnésie. | a. Hydrosilicates. |
| a. Hydrosilicates et Borosilicates de chaux. | b. Silicates anhydres. |
| b. Hydrosilicates de magnésie. | 4. Aluminates de magnésie. |
| c. Silicates anhydres de chaux et de magnésie. | 5. Silicates et aluminates de glucine. |
| | 6. Silicates de zircon, de thorine, d'yttria, de Ceria, etc. |
- VI. *Métaux et minéraux métalliques* (à l'exception des métaux alcalins et terreux).
- | | |
|---|---|
| 1. Étain, Titane, Molybdène. | 8. Cobalt, Nickel. |
| 2. Titanes, Columbates, Niobates, Tungstates, Molybdates. | 9. Zinc, Cadmium. |
| 3. Uranium. | 10. Plomb. |
| 4. Bismuth, Tellure, Antimoine, Arsenic. | 11. Cuivre. |
| 5. Chrome. | 12. Mercure. |
| 6. Fer. | 13. Argent. |
| 7. Manganèse. | 14. Platine, Iridium, Osmium, Palladium, Ruthenium. |
| | 15. Or. |
- VII. *Minéraux organiques.*

Description des minéraux.

Métalloïdes.

Diamant.

MM. R. F. Rogers et W. B. Rogers (1) ont constaté que le *diamant* peut être oxydé par voie humide. Il suffit pour cela de le pulvériser et de le chauffer de 180° à 250° avec un mélange de bichromate de potasse et d'acide sulfurique; il se transforme alors en acide carbonique. Dans les mêmes circonstances, le *graphite* et les autres variétés de carbone qu'on trouve dans la nature sont oxydés plus facilement.

Métaux.

Or.

— M. Daubrée (2) a signalé la présence de l'*or* dans les sables de la Moselle; il s'y trouve en très-petite quantité et il n'y en a guère qu'une paillette dans 40 kil. : les sables du Rhin en contiennent cent fois plus. On sait d'ailleurs que les cours d'eau qui, près d'Enkirch, de Trarbach et de Berncastel, se jettent dans la Moselle, roulent également de l'*or* (3).

(1) *Journal de pharmacie*, t. XIX, p. 67. Extraits par M. A. Wurtz.

(2) *Bulletin de la Soc. géol.*, 2^e s., t. VIII, p. 347.

(3) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 753.

M. Diday a publié une notice sur l'*or* des environs de Gènes (Voir *Ann. des Mines*, 4^e série, XVII, 535).

M. A.-D. Thomas (1) a fait trois essais de l'*or* d'Australie : cet *or* était en petites paillettes disséminées dans des pseudomorphoses d'hydroxyde de fer provenant de la décomposition de la pyrite : on sait qu'à Beresoff il se trouve dans le même gisement. Son p. sp. après fusion était de 18,85. Les quantités d'argent que cet *or* contenait étaient respectivement 5,58 — 6,47 — 6,94.

M. Rivot (2) a analysé une pépite d'*or* natif, jaune verdâtre et terne, qui provenait du Pérou; il a trouvé pour sa composition :

Ag.	Au.	Somme.
42,7	57,0	99,7

Sa formule, si tant est qu'on puisse attribuer une formule aux alliages d'*or* naturels, serait Ag²Au³. On peut remarquer toutefois que cet *or* natif renferme une proportion d'argent qui est plus grande que celle de l'*electrum* de Klaproth et qui est même supérieure à tous les échantillons d'*or* natif argentin analysés jusqu'à présent.

— M. J.-E. Teschemacher (3) a reconnu que l'*or* de la Californie contient une grande proportion de *platine* : ainsi il a constaté que dans une once d'*or* en petites paillettes, il y a environ 40 grains de platine. M. Teschemacher observe que ce fait est très-important pour l'industrie.

M. F.-A. Genth (4) a constaté de plus que le *platine* de la Californie est accompagné d'*osmiure d'iridium*. M. T.-S. Hunt (5) a signalé de même la présence du *platine* et de l'*osmiure d'iridium* dans les sables aurifères des rivières du Loup et des Plantes au Canada. L'association de l'*or* avec le *platine* et avec ses congénères est donc bien constante et elle s'observe dans les gisements aurifères les plus importants, notamment dans l'Oural, dans la Californie, dans l'Australie (*Ann. des mines*, 5^e s., t. III, p. 185).

— M. W. Haidinger (6) a décrit le gisement du *cuivre* natif de

(1) *Philosophical magazine*, 4^e s., t. I, p. 261, et 1851, p. 754.

(2) Communication manuscrite de M. Rivot.

(3) Dana. *Mineralogy*, 3^e éd., p. 691. Voir aussi *Annales des mines*, 5^e série, t. I, p. 598.

(4) Dana. *Mineralogical notices. American Journal*, t. XV, p. 448.

(5) W. E. Logan. *Report on the Progress of geol. survey of Canada*, p. 120.

(6) *Jahrb. der k. k. astr. geol. Reichsanstalt*, 1850, p. 145.

Electrum.

Platine.

Osmiure d'iridium.

Cuivre.

Recsk en Hongrie; ce *cuivre* se trouve à la partie supérieure d'un filon qui traverse une diorite et qui est formé de calcaire ferrifère, de laumontite et d'argile (Steinmark).

MM. *Foster* et *Whitney* (1) ont constaté que les cristaux de *cuivre* natif du lac Supérieur ont habituellement la forme de cubotétraèdres résultant des modifications des angles du cube. Le cristal le plus gros qui ait été observé avait un quart de pouce de longueur.

A Copper-Fall's on trouve des cristaux d'analcime qui se sont moulés sur du *cuivre* natif en ramifications très-déliées.

Fer
(sideroferrite).

— Le *fer* métallique, qui est toujours très-rare dans la nature, vient d'être signalé dans des gisements variés et très-remarquables.

En effet, M. *Bahr* (2) a trouvé des grains de *fer* métallique dans un fragment de bois pétrifié ayant l'aspect d'un minéral de fer des marais et provenant d'une île flottante du lac Ralångér en Småland. Le *fer* y était sous la forme de grains quelquefois microscopiques et de lamelles; il était mélangé avec de l'hydroxyde de fer et avec de la matière organique dont la forme était encore reconnaissable. Ces grains qui étaient poreux pouvaient facilement se séparer avec le barreau aimanté; ils se laissaient marteler et leur p. sp. était alors de 6,625: avant cette opération leur p. sp. variait de 6,248 à 6,497.

Un fragment martelé et poli étant plongé dans une dissolution étendue de sulfate de cuivre a montré des figures hexagonales qui ne ressemblaient pas à celles de *Widmannstett*.

Pour purifier ce *fer* on l'a fait bouillir avec une lessive de potasse, on l'a plongé dans l'acide sulfurique et on l'a lavé. Lorsqu'on l'a traité ensuite par l'acide nitrique très-étendu, il a laissé résidu de 19,84 p. 100, dans lequel il y avait encore 7,47 de matière organique: ce résidu étant fondu lui-même avec un mélange de salpêtre et de carbonate de potasse a donné:

Fe ² O ³ .	NiO,CoO.	MnO.	SiO ³ .	PO ⁵ .	VO ³ .	Somme.
94,46	0,73	trace.	0,61	3,15	1,40	100,35

La dissolution contenait d'ailleurs:

FeO*.	NiO,CoO.	CaO,MgO.	Al ² O ³ .	SiO ³ .	PO ⁵ .	Somme.
98,19	0,12	0,17	0,21	0,81	0,50	100,00

* Par différence.

(1) *Report on the Lake superior Region*, 2^e part., p. 99. — Dana. *Mineralogical notices. American Journal*, t. XV.

(2) *J. pr. chem.*, t. LIV, p. 194: *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 754.

M. *Bahr* pense avec raison que ce *fer* métallique provient de la réduction d'un sel de fer par la matière organique du bois: dans le cas où on le retrouverait dans d'autres localités, il propose de lui donner le nom de *sideroferrite*.

M. *J.-G. Bornemann* (1) a signalé également l'existence de *fer* métallique dans des nodules du Keuper, aux environs de Mülhausen en Thuringe. Dans tout le terrain du Keuper, près de Mülhausen, mais plus particulièrement dans les argiles et dans les marnes irisées, il y a une grande quantité de nodules ferrugineux qui sont formés d'oxyde de fer et qui sont même quelquefois assez nombreux pour être employés comme minerais de fer; dans la couche argileuse et charbonneuse appelée Lettenkohle, il y a de plus de la pyrite de fer et quelquefois du *fer* métallique. M. *Bornemann* a trouvé en effet dans le Lettenkohle un nodule ferrugineux qui pesait environ 40 gr. et qui avait un p. sp. moyen de 5,16. A sa circonférence il présentait un peu de carbonate de chaux et d'hydroxyde de fer, auquel succédait, quand on se rapprochait du centre, un oxyde de fer brun noirâtre ou noir: cet oxyde était fortement magnétique et il paraissait être du fer oxydulé. M. *L. Brückner* a reconnu que la croûte noire immédiatement au contact du *fer* contenait du *fer* métallique, du protoxyde et du sesquioxyde de fer, qui réunis correspondaient à 95,63 p. 100 de sesquioxyde de fer: elle contenait en outre 3,75 p. 100 de silice, ainsi que des traces de manganèse, d'alumine, de magnésie et d'eau. Elle ne contenait pas de soufre ni une quantité notable de carbone.

Le *fer* métallique se trouvait du reste dans l'intérieur du nodule et sa forme très-découpée rappelait assez des caractères hiéroglyphiques. Il était malléable et très-doux. Sa couleur était la même que celle du *fer* météorique: toutefois, M. *L. Brückner* a constaté qu'il s'en distinguait complètement en ce qu'il ne contenait pas de nickel ni de cobalt.

Enfin M. le docteur *Th. Andrews* (2) a constaté que certaines roches étant traitées par une dissolution de sulfate acide de cuivre donnent un précipité de cuivre métallique. Pour opérer, M. *Th. Andrews* pulvérise ces roches dans un mortier de porce-

(1) *Poggendorff Annalen*, t. LXXXVIII, p. 145.

(2) *Annual meeting of the british Association, Supplement to the Northern Whig*. Belfast, 7 september 1852, et communication manuscrite de l'auteur.

laine; il passe un barreau aimanté dans la poudre obtenue et la portion de la roche qui adhère à ce barreau est placée dans un verre de montre qu'il dispose sous le microscope. Il y ajoute une dissolution de sulfate acide de cuivre et il se forme sur certains points des cristaux microscopiques de cuivre qui a été réduit à l'état métallique; ce cuivre se développe le plus ordinairement autour des cristaux d'oxyde de fer magnétique qu'il enveloppe en partie. Les roches dans lesquelles M. *Andrews* a observé ce fait remarquable sont surtout le trapp à gros grains qui forme le mont Slievemish, dans le comté d'Antrim, le trapp de Meiden-Rock, le trapp grenu de la Chaussée des Géants, le trachyte d'Auvergne, le schiste métamorphique et pétrosiliceux qui provient du lias de Portrush.

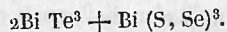
M. *Andrews* fait remarquer que le barreau aimanté n'a dû enlever que de l'oxyde de fer magnétique et du fer métallique, car, jusqu'à présent, l'analyse n'a pas signalé du nickel ou du cobalt dans les roches ci-dessus désignées, et il est en effet très-peu probable qu'elles en contiennent; or, comme l'oxyde de fer ne réduit pas le sulfate de cuivre, M. *Andrews* en conclut que ces roches contiennent de petites parcelles de fer métallique, disséminées dans leur pâte.

— M. *C.-T. Jackson* (1) a décrit la *tétradymite* de la mine d'or White-Hall, comté Spotsylvania, en Virginie. Elle est en lamelles qui sont fréquemment entrecroisées. Elle a l'éclat métallique. Sa poussière est d'une couleur gris de plomb. D. = 1. Elle est élastique et elle se laisse couper au couteau.

Te.	S.	Se.	Bi.	Fe ² O ³ .	Somme.
32,55	3,65	trace.	56,57	2,70	95,54

* Avec l'oxyde de fer il y a un résidu terreux et un peu d'or.

Sa composition est représentée par la formule :



La *tétradymite* de Virginie se trouve dans le schiste micacé et dans des filons de quartz : elle forme des nodules dans lesquelles elle est encroûtée par de l'oxyde jaune de bismuth; de plus elle est associée avec de l'or natif dont les empreintes sont marquées sur ses lamelles; la proportion de cet or dans la *tétradymite* peut s'élever à 2 et même à 5 p. 100.

(1) Dana. *Mineralogy*, p. 695, et *American Journal*, 2^e s., t. VI, p. 188.

— M. *E. Riegel* (1) a obtenu les résultats suivants pour la composition d'un *cobalt arsénio-sulfuré* (kobaltglanz) :

As.	S.	Co.	Fe.	Cu.	Pb.	Somme.
47,15	19,66	30,02	2,56	0,01	0,59	100,00

— M. *Schnabel* (2) a émis l'avis que la substance nommée *placodin* par M. *Breithaupt* et analysée par M. *Plattner* n'est pas un minéral, mais un produit d'usine. M. *G. Rose* (3) a fait remarquer en outre que le *placodin* ressemble beaucoup au speiss de nickel décrit par M. *Wöhler*.

— M. *Schnabel* (5) a analysé le *nickel arsenical* compacte de la mine Mercure, près d'Ems; ce minéral contenait un peu de pyrites de fer et de cuivre; il était d'ailleurs décomposé sur certains points :

Ni.	Co.	Fe.	Cu.	As.	S.	Somme.
35,27	2,23	4,97	2,75	38,92	17,82	101,96

— M. *W. Mayer* (4) a trouvé pour la composition d'une *blende* de Joachimsthal qui était engagée dans du talc et qui avait une couleur gris de fer :

Zn.	Fe.	Cu.	Mn.	Bi.	S.	Somme.
52,10	8,15	4,65	2,50	trace.	32,29	99,69

M. *T.-H. Henry* (5) a fait voir que la *cleiophane* de M. *Nuttall* ou la *crammerite* de certains minéralogistes était une *blende* d'une pureté parfaite. Cette *blende* qui provient de Franklin (New-Jersey) est incolore et transparente : Son p. sp. = 4,065. Son analyse a montré qu'elle contient 67,46 de zinc et 52,22 de soufre.

M. *J. Dana* (6) a reconnu que le minéral de Middletown, désigné sous le nom de *Marasmolite* par M. Shepard, n'est autre chose qu'une *blende* décomposée.

(1) *Jahresbericht*, von J. Liebig und H. Kopp, 1851, p. 755. — *Jahrb. pr. pharm.*, t. XXIII, p. 350.

(2) *Poggendorff Annalen*, t. LXXXIV, p. 585-589.

(3) *Jahresbericht*, von J. Liebig und H. Kopp, 1851, p. 756. — *Verhandl. d. ver. d. Preuss. Rheinl. Jahrg.*, t. VIII, p. 307.

(4) *Philosophical Magazine*, 4^e s., t. I, p. 23.

(5) *Jahrbuch der Mineralogie* von Leonhard und Bronn, 1851, p. 675.

(6) Silliman. *American Journal*, 2^e s., t. XII, p. 210.

Arséniures.
Cobalt arsénio-sulfuré
(Kobaltglanz.)

Placodin.

Nickel arsenical.

Sulfures.
Blende.

(Cleiothane,
Crammerite).

(Marasmolite.)

Tellurure.
Tétradymite
(bismuth telluré).

Hauerite.

— D'après M. *Haidinger* (1), le bisulfure de manganèse MnS^2 ou la *hauerite* (2) cristallise le plus habituellement dans la forme de l'octaèdre ; cet octaèdre peut cependant être modifié ; il présente notamment les faces du cube et du dodécaèdre rhomboïdal ; il peut être modifié aussi par des formes hémihédres telles que le dodécaèdre et le diakis dodécaèdre pentagonal $\frac{2}{3}O\frac{1}{3}$.

Cinabre.

— M. *Schabus* (3) a étudié les cristaux de *cinabre* provenant d'Idria et d'Almaden, qui se trouvent au Joséphinum, à l'Université de Vienne, ainsi que dans le Cabinet impérial de minéralogie ; il a observé les formes décrites par *Hauy* et *Lévy* (5) et en outre un grand nombre de formes nouvelles.

M. *Schabus* ne conserve pas la forme primitive adoptée par *Hauy* ; il prend pour forme primitive un rhomboèdre qui est assez rare, mais qui a des faces bien miroitantes : d'après des mesures très-exactes, l'angle de ce rhomboèdre = $92^{\circ} 57' 6''$.

Il a déterminé en outre un grand nombre d'autres angles qui sont indiqués par les lettres marquées sur les fig. 7, 8, 9, 10 et 11, Pl. IV et qui sont donnés par le tableau suivant :

$o - a = 127^{\circ} 5' 45''$	$o - q = 100^{\circ} 41' 15''$
$a - a_1 = 87^{\circ} 23' 0''$	$o - r = 99^{\circ} 35' 0''$
$a - a' = 132^{\circ} 59' 50''$	$o - s = 98^{\circ} 7' 0''$
$a' - a_1 = 105^{\circ} 48' 30''$	$o - M = 90^{\circ} 0' 0''$
$o - d = 156^{\circ} 11' 45''$	$a - d = 150^{\circ} 54' 0''$
$d - d = 139^{\circ} 5' 55''$	$a - f' = 154^{\circ} 55' 45''$
$o - f = 152^{\circ} 10' 0''$	$a - g' = 160^{\circ} 35' 35''$
$o - g = 146^{\circ} 30' 15''$	$a' - h = 168^{\circ} 30' 5''$
$o - h = 138^{\circ} 35' 40''$	$a' - i = 173^{\circ} 40' 45''$
$h - h = 110^{\circ} 7' 44''$	$a - n' = 163^{\circ} 36' 25''$
$o - i = 133^{\circ} 25' 0''$	$q' - a_1 = 132^{\circ} 13' 0''$
$i - i = 101^{\circ} 56' 30''$	$a - M = 142^{\circ} 54' 15''$
$o - l = 119^{\circ} 30' 0''$	$h - n = 152^{\circ} 6' 30''$
$o - m = 113^{\circ} 4' 0''$	$n - q' = 169^{\circ} 59' 5''$
$o - n = 110^{\circ} 42' 10''$	$q' - r = 178^{\circ} 53' 45''$
$n - n = 71^{\circ} 47' 10''$	$r - M_1 = 170^{\circ} 25' 0''$
$n - n_1 = 108^{\circ} 12' 50''$	$g - h = 172^{\circ} 5' 25''$
$n - n' = 124^{\circ} 14' 15''$	$n - s = 167^{\circ} 24' 50''$
$n - n'_1 = 138^{\circ} 35' 40''$	$s - M_1 = 171^{\circ} 53' 0''$

Généralement dans les cristaux qui sont très-modifiés, les faces dominantes sont n , M , h , i .

Les fig. 7, 8, 9, 10 de la Pl. IV représentent les formes les plus remarquables parmi celles qui ont été étudiées par M. *Schabus*.

- (1) *Jahrb. der k. k. geol. Reichsanstalt*, 1850, p. 156.
 (2) Extraits de minéralogie, *Ann. des Mines*, 3^e s., t. XV, p. 69.
 (3) *Wiener. acad. Bericht*, t. VI, p. 63 (1851, janvier).
 (4) *Dufrénoy. Traité de Minéralogie*, t. II, p. 657.

La fig. 11 montre d'ailleurs une macle du *cinabre* dans laquelle le plan d'assemblage est parallèle à la base o .

D'après M. *Forbes* (1), la mine de *cinabre* de New-Almaden, en Californie, se trouve près de Santa Clara, à la côte et à une petite distance de San Francisco. On obtient le mercure par distillation, en mélangeant le *cinabre* avec du bois et en le faisant chauffer dans des cornues de fonte ou même dans des fourneaux de terre cuite. Le rendement en mercure est de 30 à 45 p. 100 du poids du minerai traité. En novembre 1850, on avait déjà obtenu 63.750 kilogrammes de mercure.

M. *Bealey* (1) a analysé le *cinabre* de Californie (I) : ce *cinabre* a été envoyé à M. *Hofmann* ; il est d'une belle couleur rouge, souillée sur quelques points par une substance terreuse brun clair ; il est de plus traversé par des veines de quartz. Son poids spécifique = 4,410. M. *Bealey* a analysé également le *cinabre* d'Almaden (II), le *cinabre* de Moschel-Landsberg (III), le *cinabre* de Wolfstein (IV).

	Hg.	S.	Fe.	CaO.	MgO.	Al ² O ³ .	SiO ³ .	Somme.
I. . .	69,90	11,29	1,23	1,40	0,49	0,61	14,41	99,33
II. . .	37,79	16,22	10,36	"	"	"	35,12	99,49
III. . .	66,86	11,43	"	"	"	"	17,09	
IV. . .	18,00	"	"	"	"	"	73,31	

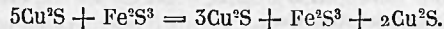
* = 43,83 HgS ; 19,08 FeS₂, et 2,08 Fe₂O₃.

— MM. *Schulz* et *Paillette* (2) ont nommé *ballesterosite* une pyrite de fer ayant un p. sp. de 4,75 à 4,90, qui contiendrait du zinc et un peu d'étain. Toutefois cette pyrite n'est pas homogène, et il est probable que le zinc et l'étain ne sont pas combinés, mais simplement mélangés à l'état de blende et à l'état d'oxyde d'étain.

— M. *D. Forbes* (3) a analysé un *cuivre panaché* de la mine Gustave dans le Jemtland. P. sp. = 4,452. Sa composition chimique est la suivante :

S.	Cu.	Fe.	Mn.	SiO ³ .	Somme.
24,49	59,71	11,12	traces.	3,83	99,15

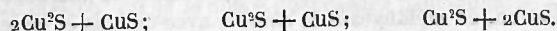
En retranchant la silice, on a la formule :



La composition des *cuvres panachés* étant assez variable,

- (1) *Jahresbericht*, von J. Liebig und H. Kopp, 1851, p. 757.
 (2) *Bulletin de la Soc. géol.*, 2^e s., t. VII, p. 21.
 (3) *Jahresbericht*, von J. Liebig und H. Kopp, 1851, p. 758.; *Edimb., Phil. J. L.*, 278.

M. *Forbes* les considère comme des combinaisons représentées par la formule générale $n\text{Cu}^2\text{S} + m\text{CuS}$, dans laquelle le cuivre pourrait être en partie remplacé par le fer. D'après cette manière de voir de M. *Forbes*, il y aurait trois variétés de *cuivre panaché*, savoir :



A la première variété appartiendrait le *cuivre panaché* de Killarney (Irlande); à la deuxième, celui du Jemtland, ainsi que les *cuivres panachés* analysés par *Bodemann*, *Hisinger* et *Plattner*; à la troisième, le *cuivre panaché* appelé *digenite* par M. *Plattner*, lequel est une variété de *cuivre panaché* exempt de fer.

Digenite.

Pyrite de cuivre.

— M. *D. Forbes* (1) a analysé également une *pyrite de cuivre* compacte provenant du même gisement que le *cuivre panaché* précédent. P. sp. = 4,185. Son analyse a donné :

S.	Cu.	Fe.	Mn.	SiO ₃ .	Somme.
33,88	32,65	32,77	traces.	0,32	99,62

Sa formule est donc $\text{Cu}^2\text{S} + \text{Fe}^2\text{S}^3$.

M. *Forbes* admet aussi pour cette *pyrite de cuivre* que le fer peut être un remplaçant isomorphe du cuivre.

Cuivre sulfuré antimonial.

— M. *Field* (2) a analysé un minéral nouveau qu'on peut appeler *cuivre sulfuré antimonial* (kupfer sulfantimonial). D'après M. *Domeyko*, ce minéral est abondant à la mine Altar, à 40 milles environ de Copiapo (Chili): il est engagé dans du quartz et il est accompagné de cuivre gris, de pyrite de fer et de blende; il contient fréquemment de petites paillettes d'or.

Ce minéral ressemble assez au cuivre gris, cependant il est tendre, doux au toucher; il a une couleur gris verdâtre avec reflets rouges; sa poussière est rouge comme celle du cuivre oxydulé.

Son analyse a donné les résultats suivants :

	Sb.	As.	S.	Cu.	Zn.	Fe.	Ag.	Somme.
a.	20,28	3,91	30,35	36,72	7,26	1,23	0,07	99,82*
b.	20,06	3,89	29,86	39,43	6,76	"	"	100,00

* Il y a en outre 0,003 d'or.

Le soufre des sulfures basiques est à celui des sulfures acides

(1) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 759.

(2) *Chem. Soc. Qu. J.*, IV, 332; en extrait *Chem. Gaz.*, 1851, p. 476; *Pharm. centr.*, 1852, p. 92, *J. pr. chem.*, LV, p. 312.

dans le rapport de 15,52 : 16,76 = 4 : 5; par conséquent le minéral est un sulfoantimoniure combiné avec un sulfarséniure de cuivre et de zinc qui a de l'analogie avec l'*enargite* (1); il se laisse bien représenter par la formule : $2(4\text{Cu}^2\text{S}, \text{SbS}^5) + 4\text{ZnS}(\text{AsS}^3, \text{SbS}^3)$, comme on peut le voir par les nombres correspondants au calcul de cette formule, lesquels sont donnés par la colonne b.

Si on voulait considérer ce minéral comme un cuivre gris, on aurait un très-grand excès de soufre, même en supposant le cuivre à l'état de CuS .

— M. *Haidinger* (2) a nommé *plattnerite* le peroxyde de plomb Oxydes anhydres (Pbo²) venant probablement d'Ecosse. Sa couleur est noir de Plattnerite. fer; sa poudre est brune; il a un éclat métallique et adamantin. Sa forme est celle d'un prisme hexagonal qui paraît régulier, en sorte qu'il appartient au système rhomboédrique. Son cli- vage est indistinct. P. sp. = 9,49 à 9,44.

— M. le D^r *T. Andrews* (3) a analysé des cristaux de *fer oxydulé* magnétique qui se trouvent dans des roches schisteuses du Mourne-Mountain (Irlande), près de leur contact avec le granite. Ces cristaux, qui sont des octaèdres imparfaits, ressemblent assez au fer magnétique ordinaire, mais leur éclat est inférieur. M. *T. Andrews* a séparé le sesquioxyde de fer de la magnésie que contient ce *fer oxydulé*, au moyen d'une solution de bicarbonate de baryte; cette solution se prépare avec beaucoup de facilité en faisant passer un courant d'acide carbonique dans de l'eau tenant en suspension du carbonate de baryte récemment précipité.

Fer oxydulé.

L'analyse a donné à M. *Andrews* :

Fe ² O ₃ .	FeO.	MgO.	Somme.
71,41	21,59	6,45	99,45

M. *Andrews* admet qu'une portion du protoxyde de fer a été remplacée par de la magnésie et il propose pour ce *fer oxydulé* la formule $\text{Fe}^2\text{O}^3(\text{FeO}, \text{MgO})$. Il ajoute d'ailleurs que la magnésie paraît être fréquente dans le *fer oxydulé*, bien qu'elle n'ait pas été signalée jusqu'à présent: il a trouvé, en effet, dans les analyses d'autres *fers oxydulés* que des quan-

(1) Extraits de Minéralogie de 1850, *Ann. des mines*, 4^e s., t. XIX, p. 271.

(2) Dana. *Mineralogy*, p. 496.

(3) Communication manuscrite de l'auteur, laquelle a été lue aux réunions du *British association* tenues à Belfast en 1852.

tités de magnésie égales à 2 — 7, 1 — 9 p. 100 avaient respectivement remplacé leurs équivalents de protoxyde de fer. D'un autre côté M. *Andrews* n'a jamais trouvé une trace de chaux dans les *fers oxydulés*.

Brookite
(Eumanite).

— MM. *Dana*, *Shépard* et *Teschemacher* (1) ont étudié un minéral qui avait été désigné par M. *Shépard* sous le nom d'*eumanite*. Il a une couleur brun foncé; par transparence, il est rouge brunâtre comme le grenat almandin. Sa dureté est à peu près de 6. L'une des formes de ses cristaux est représentée par la *fig. 12* de la Pl. IV.

La mesure des angles a donné :

* $\tilde{c}' - \tilde{c}'' = 100^\circ$ à 101°	(par-dessus $\tilde{c} - \tilde{c}'$)
M — M = $123^\circ 8'$	(par-dessus $\tilde{c} - M$)
* $a' - a' = 102^\circ 11'$	(par-dessus $a' - a'$)
$a' - a' = 77^\circ 49'$	
M — $\tilde{c} = 118^\circ 26'$	
$\tilde{c} - \tilde{c}' = 130^\circ$ à $130^\circ 30'$	
$e' - e' = 150^\circ 12'$	
$e' - e'' = 159^\circ 28'$	(par-dessus $\tilde{c}' - e'$ et e'').

Les deux premiers angles marqués d'un astérisque appartiennent à deux prismes, l'un vertical, l'autre horizontal et par conséquent ils déterminent les dimensions du cristal; mais ces angles diffèrent très-peu de ceux qui ont été adoptés par *Lévy* pour la *brookite*; par conséquent, comme le fait remarquer M. *Dana*, l'*eumanite* n'est qu'une variété de *brookite*.

Bismuth oxydé.

— M. *Suckow* (2) a observé du *bismuth oxydé* qui provenait de la décomposition du bismuth sulfuré cuprifère; il contenait :

BiO ₃ .	AsO ₃ .	Fe ² O ₃ , 3HO.	Somme.
96,5	1,5	2,0	100,0

M. *C.-T. Jackson* (5) a trouvé également du *bismuth oxydé*, jaune et non carbonaté, qui accompagnait la tétradymite de Virginie.

Oxyde
d'antimoine.

— M. *de Senarmont* (4) a décrit l'*oxyde d'antimoine* de la province de Constantine (Algérie). La variété de cet oxyde qui se trouve au nord d'Ain-el-Hebbuch, cristallise dans le système du prisme à base rhombe et forme des filons dans

(1) Silliman. *American Journal*, n° 36. Nov. 1851, p. 397.

(2) Suckow, *Die Verwitterung in mineral Reich.*, p. 14.

(3) Dana. *Mineralogy*, 3^e éd., p. 681.

(4) De Senarmont. *Annales de chimie et de physique*, 3^e s., t. XXXI, p. 504.
— *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 762.

une marne argileuse dans laquelle on trouve à une petite profondeur des sources thermales empoisonnées qui ont sans doute déposé l'*oxyde d'antimoine*. A Oued-Haminim, au contraire, on trouve l'*oxyde d'antimoine* que M. *de Senarmont* a constaté être cristallisé en octaèdre régulier, comme celui qu'on obtient dans les laboratoires. Cet *oxyde d'antimoine* octaédrique est également dans une roche marneuse; il forme des masses cristallines à éclat vitreux dont les druses sont tapissées par de très-gros cristaux. Il présente un clivage peu net parallèlement aux faces de l'octaèdre; sa cassure est inégale, le plus souvent un peu feuilletée. Il est facilement rayé par la chaux carbonatée, transparent, fortement réfringent; son éclat est vif et adamantin. P. sp. = 5,22 à 5,50. M. *Rivot* a analysé les cristaux et il a trouvé qu'ils sont formés par de l'*oxyde d'antimoine* pur; les variétés jaunâtres sont seulement mélangées de 3 p. 100 d'argile. D'après M. *Dubocq* (1), on a exploité pendant une année, depuis le mois de mars 1850, 1.541 q. m. d'*oxyde d'antimoine*; cet *oxyde d'antimoine* peut remplacer avantageusement la céruse.

— On sait que les macles du *quartz* dans lesquelles les axes principaux des cristaux de *quartz* sont parallèles se rencontrent fréquemment (2); mais les macles dans lesquelles ces axes ne sont pas parallèles sont au contraire extrêmement rares. On ne connaissait jusq'à présent que la macle observée par M. *Weiss* (3) sur des cristaux de *quartz* du Dauphiné: dans cette macle, le plan d'assemblage était la face tangente à l'arête terminale de l'hexagondodécaèdre; par conséquent les axes des deux cristaux faisaient entre eux un angle de $84^\circ 55'$, c'est-à-dire un angle double de celui que fait l'arête terminale de l'hexagondodécaèdre avec l'axe principal.

M. *G. Rose* (4) a découvert une nouvelle macle du *quartz* dans laquelle les axes ne sont pas parallèles; il l'a observée dans des filons de quartz qui traversent la serpentine de Reichenstein et qui contiennent du fer arsenical, ainsi que de la chaux carbonatée en rhomboèdres obtus.

Quartz.

(1) Dubocq. *Annales des mines*, 4^e s., t. XX, p. 105.

(2) Dufrénoy. *Traité de Minéralogie*, t. II, p. 93 et 94.

(3) Poggendorff *Annalen*, t. XXVII, p. 698.

(4) *Jahresbericht*, von J. Liebig und H. Kopp., 1851, p. 761. — *Berl. Acad. Ber.*, 1851, p. 171; et *Poggendorff Annalen*, t. LXXXIII, p. 461.

Cette mâcle est représentée à sa partie antérieure par la fig. 13, Pl. IV, et à sa partie postérieure par la fig. 14, Pl. IV. Elle est formée par quatre cristaux de quartz qui se sont réunis de manière que leurs axes principaux se coupent sous l'angle de $105^{\circ} 34'$ et que les faces du rhomboèdre R de l'un des cristaux se confondent avec les faces semblables des trois autres. Trois des cristaux de quartz sont donc groupés autour du quatrième qui est central. Les faces R_1, R_2, R_3 du cristal central se confondent avec les faces R'_1, R''_2, R'''_3 , qui appartiennent aux trois cristaux latéraux.

Le prince de Salm-Horstmar (1) a constaté en analysant des cristaux de quartz hyalin provenant du Dauphiné, de Silésie et de l'État de New-York, qu'ils contenaient une petite quantité de chlorure de potassium et de sodium. Il a constaté également que certains cristaux de quartz contenaient des traces de sulfate de chaux. On peut penser que ces sels solubles ont été enveloppés par le quartz au moment de sa cristallisation et par conséquent ces faits sont importants à signaler, puisqu'ils montrent que dans la nature le quartz a pu cristalliser dans des liquides contenant des sels alcalins, comme M. de Senarmont l'a démontré par des expériences directes (p. 677).

meri.

— M. Tenant (2) a fait un essai de l'émeri de Naxos. P. sp. = 3,96. Il a trouvé qu'il contient : alumine 86, silice et oxyde de fer 7, eau 7.

Oxydes hydratés
Opale.

— M. G. Bischof (3) a analysé l'opale (I) brune et brillante du trachyte de Rosenau (Siebengebirge); sa perte au feu varie de 5,11 à 5,60. Il a analysé aussi l'opale (II) qui enveloppait la précédente de laquelle elle était bien distincte; elle avait une couleur jaunâtre clair; sa perte au feu a varié de 6,77 à 5,95. Il a analysé également l'opale (III) qui était jaune et qui provenait de la même localité. M. G.-J. Brush (4) a analysé l'opale de feu de Washington (IV). En retranchant la perte au feu qui est variable, la composition de ces opales est donnée par le tableau suivant :

(1) Studien des Götting. Vereins Bergmänn. Freunde, t. VI, p. 250 — Neues Jahrbuch von Leonhard, 1853, p. 54.

(2) Journal de pharmacie, 3^e série, t. XX, p. 31.

(3) Bischof. Lehrbuch. der chem. und phys. Geologie., t. II, p. 1237.

(4) Dana. Mineralogy. 3^e éd., p. 691.

	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	KO	Somme.
I.	96,05	3,39	»	0,40	0,06	»	100,00
II.	94,49	0,60	4,85	traces.	0,60	»	100,00
III.	95,55	4,37	»	»	»	»	99,92
IV.	97,68	1,49	»	0,02	»	»	99,19

— D'après M. Shepard (1), la diaspore de Trumbull (Connecticut) se trouve associée à la topaze dans un filon de chaux fluatée. Sa forme est celle de tables minces à six faces. Les angles donnés par M. Shepard s'accordent assez bien avec ceux trouvés par M. de Marignac (2) pour la diaspore de Campo-Longo.

Sa dureté varie de 7 à 7,5. P. sp. = 3,29.

Elle contient 84,9 d'alumine et 15,1 d'eau.

— M. B. Silliman a recherché (3), à l'aide du molybdate d'ammoniaque, s'il y avait de l'acide phosphorique dans la gibbsite de Richmond, mais il n'en a trouvé aucune trace dans les échantillons qu'il a essayés.

— M. Schmid (4) a décrit sous le nom de xanthosiderite un hydroxyde de fer du porphyre de Lindenberg, près d'Ilmenau. Il se présente en aiguilles fines et friables qui sont rayonnées et concentriques. Sa couleur varie du jaune d'or brunâtre au brun rouge; sa dureté est égale à 2,5. La variété la plus claire (I) a un éclat soyeux; la variété la plus foncée (II) a un éclat un peu gras. Chauffée à 105° , la première variété a perdu 5,8 p. 100 et la deuxième variété 4 p. 100 d'eau hygrométrique.

L'analyse a donné :

	Fe ² O ₃	Mn ² O ₃	Al ₂ O ₃	SiO ₂	HO.	Somme.
I.	73,96	1,82	1,32	2,51	15,67	96,28
II.	75,00	1,33	1,51	5,02	14,10	96,96

Il y a une perte assez considérable dans ces analyses, ce qui tient à ce que les carbonates de chaux et de magnésie, les alcalis, l'antimoine et le plomb n'ont pas été déterminés. Le rapport de l'oxygène de l'oxyde de fer à l'oxygène de l'eau est $\div 3 : 1,85$ pour la première variété, et $\div 3 : 1,67$ pour la deuxième variété. D'après M. Schmid, il est probable qu'une partie de l'eau de combinaison s'est dégagée avec l'eau hygrométrique, en sorte qu'il y aurait lieu de regarder au moins la première variété de ce minéral comme un hydroxyde de fer ayant pour formule $Fe^2O^3 + 2HO$.

(1) Silliman. American Journal, 2^e s., t. XII, 215.

(2) Bibliothèque universelle de Genève, t. VI; janvier 1848.

(3) Silliman. American Journal, 2^e s., t. X, 121.

(4) Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp, 1851, p. 763. — Poggendorff Annalen, t. LXXXIV, p. 495.

Diaspore.

Gibbsite.

Gelbeisenstein
(Xanthosiderite).

Il importe d'ailleurs de remarquer que M. Hausmann (1) a déjà distingué ce minéral de l'hématite brune et qu'il l'a décrit sous le nom de *gelbeisenstein*.

Ocre de vanadium
(acide vanadi-
que). — M. Teschemacher (2) a constaté qu'une poudre jaunâtre et terreuse présentait tous les caractères de l'acide vanadique. Elle provenait de la mine Cliff, au lac Supérieur, et elle se trouvait entre de grandes masses de cuivre natif et la gangue de quartz qui les entourait.

M. Teschemacher a trouvé également du vanadium combiné avec la silice, dans une terre qui avait une couleur chocolat et qui provenait de l'île Royale.

Psilomelane. — M. J.-F. Bahr (3) a analysé une *psilomelane* de Skidberg. D = 5,5. P. sp. = 4,254. Elle était gris de plomb noirâtre, à cassure brillante.

MnO	MnO ²	BaO	CaO	MgO	KO	CoO	Fe ² O ³	Al ² O ³	SiO ²	Perte au feu	Somme
66,61	15,34	0,58	0,28	0,28	0,02	2,69	0,74	0,91	12,07		99,52

Aluminates.
Spinelle
(Houghite). — M. W. Johnson (4) a analysé un minéral décrit par M. C.-U. Shepard qui l'a nommé *houghite*, d'après le nom de M. Hough qui l'a découvert. Il se trouve près du village Sommerville, comté Saint-Laurent, état de New-York. Il est engagé dans la dolomie et dans un calcaire blanc et cristallin; il y est associé avec de la paranthine, du mica, du spinelle et de la serpentine. Il est en petits nodules blanc de lait, ou bien en octaèdres translucides qui sont gris-bleuâtres ou rouge-blanchâtres: souvent leur intérieur est formé de spinelle. D = 2,5. P. sp. = 2,02 à 2,175. Ce minéral se dissout dans l'acide chlorhydrique, soit avant, soit après calcination; la partie d'un blanc de lait qui l'enveloppe fait effervescence et il reste un mélange de spinelle et de mica: si on retranche ce résidu qui était de 15,19 p. 100 dans l'analyse, on a:

Al ² O ³	MgO	HO	CO ²	SiO ²	Somme
23,86	43,83	26,45	5,83	traces.	99,97

M. Johnson est porté à regarder ce minéral comme un produit de décomposition du *spinelle*, constituant cependant une espèce dans laquelle 5 éq. de magnésie seraient combinés avec

(1) Hausmann. *Handbuch der Mineralogie*, 2^e éd., t. II, p. 374.

(2) Silliman. *American Journal*, 2^e s., p. 233.

(3) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 765.

(4) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 765. — Silliman. *American Journal*, 2^e s., t. XII, p. 361. En extr.: *J. pr. Chem.*, t. LV, 123.

1 éq. d'alumine. M. J.-D. Dana (1) a fait voir d'ailleurs que la *houghite* est une pseudomorphose du *spinelle*. Il pense qu'il en est de même pour la *volcknerite* de Hermann (2).

— M. J.-F.-L. Hausmann (3) a décrit une scorie cristallisée provenant d'un haut-fourneau de Gammelbo en Westmanland. Elle présente un agrégat de petits cristaux qui sont gris de perle ou verdâtres. D = 6. P. sp. = 5,127. Une analyse faite par M. Uhrlaub a donné:

SiO ²	Al ² O ³	CaO	MgO	FeO	MnO	NaO	KO	Somme
54,69	1,53	23,56	15,37	0,07	1,66	1,93	1,15	99,96

M. Hausmann en déduit la formule 5Ro, 2SiO²: cette formule est celle du *pyroxène* et en effet, par ses autres propriétés et même par sa forme cristalline, cette substance se rapporte au *diopside*. Il importe cependant de remarquer que M. Koch, en mesurant les angles correspondant aux arêtes latérales des cristaux, a trouvé ces angles respectivement égaux à 125° 54' 58" et à 118° 2' 51"; ces cristaux de *diopside* artificiel portent donc une modification qui n'a pas encore été observée dans le *diopside* naturel: cette modification est très-importante à signaler, car c'est celle qui conduit au prisme primitif de l'*amphibole*; l'*amphibole* est par conséquent isomorphe avec le *pyroxène*, ainsi que cela sera encore établi plus loin.

M. J. Richter (4) a analysé sous la direction de M. Schéerer un *diopside* de la mine Reicher-Trost, près de Reichenstein en Silésie: ce *diopside* passe insensiblement à une variété d'*asbeste* dont la composition est donnée sous le n° IV à la page 700.

SiO ²	Al ² O ³	MgO	CaO	FeO	HO	Somme
54,50	1,10	18,95	21,41	3,00	1,19	100,16

(Voir *Annales des mines*, 4^e série, t. XX, p. 144 et 163.)

M. J.-L. Igelström (5) a analysé le *rhodonite* rouge rosé et transparent de la mine de fer Pajsberg, paroisse Fillipstadt, en Suède. P. sp. = 5,65.

SiO ²	MnO	FeO	CaO	MgO	Somme
46,46	41,88	3,31	8,13	9,91	105,69

(1) Silliman. *American Journal*, 2^e s., t. XII, p. 365.

(2) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1847-48, p. 1168.

(3) *Nachrichten der Gottlinger Gesellschaft der Wissenschaften*, 1851, p. 217.

— *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 767.

(4) *Poggendorff. Annalen*, t. LXXXIV, p. 384.

(5) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 768.

Silicates.
Pyroxène
Diopside.

Salite.

Rhodonite.
(Pajsbergite.)

Le rapport d'oxygène de RO est à celui de la silice $\div 3 : 5,76$, c'est-à-dire $\div 5 : 6$; la formule générale est donc celle d'un pyroxène. Cependant M. *Igelström* observe que les rapports d'oxygène de FeO, CaO, MnO sont à peu près entre eux $\div 1 : 3 : 12$ et il regarde ce minéral comme une nouvelle variété du *pyroxène* manganésifère qu'il propose de désigner sous le nom de *pajsbergite*.

Augite.

M. *Rammelsberg* (1) a analysé des cristaux gris noirâtres, trouvés par M. *Sandberger* dans des scories de l'usine à cuivre appartenant à la compagnie anglaise de Nanzenbach, près de Dillenbourg.

SiO ₃	Al ₂ O ₃	FeO	CaO	Mgo.	CuO	Somme.
47,54	3,90	28,98	15,59	3,26	0,73	100,00

Ces cristaux ont la forme de l'*augite* et ils en ont aussi la composition.

Raphilite.

D'après M. *T.-S. Hunt* (2) on doit rapporter au *pyroxène salite* le *raphilite* de Thomson, qui est regardé comme une amphibole par certains minéralogistes. Il provient de Lanark au Canada. Il est gris ou vert blanchâtre, transparent, soyeux à éclat vitreux; ses fibres sont ténues, faciles à séparer, un peu élastiques mais cassantes. D = 5,5. P. sp. = 2,845.

L'analyse a donné :

SiO ₃	CaO	MgO	FeO	Al ₂ O ₃	KO	NaO	Perte au feu	Somme.
55,30	13,36	22,50	6,30	0,40	0,25	0,80	0,30	99,21

Le rapport d'oxygène de RO : SiO₃ = 1 : 2,03; par conséquent le *raphilite* est un *pyroxène*.

Néphrite

M. *Th. Schéerer* (3) a analysé : (I) une *néphrite* de Turquie, blanc verdâtre, (II) une *néphrite* de la Nouvelle-Zélande; cette dernière a une couleur vert d'huile; on la désigne sous le nom de pierre de Punama.

	SiO ₃	Al ₂ O ₃	MgO	CaO	FeO	HO	Somme.
I. a.	57,49	0,67	25,86	12,01	1,34	2,55	99,92
b.	57,28	0,68	25,91	12,39	1,37	2,55	100,18
II.	57,10	0,72	23,29	13,48	3,39	2,50	100,48

(1) *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1851, p. 767.

(2) *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1851, p. 769, et *Phil. Mag.*, 4^e s., t. I, 326; en extr.: *Silliman. American Journal*, 2^e s., t. XII, p. 213; *Pharm. centr.*, 1851, 691.

(3) *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1854, p. 795, et *Pogg. Annal.*, t. LXXXIV, p. 379, 399.

Ces minéraux ont à peu près la même composition que la *néphrite* de la Chine, analysée par M. *Damour*: cette composition les rapproche de la *trémolite* et du *pyroxène*. M. *Schéerer* les représente par la formule générale du *pyroxène*, dans laquelle il admet que de l'eau remplace une certaine quantité de magnésie.

M. *Th. Schéerer* (1) a nommé *diallage talqueux* (talkdiallag) un minéral provenant de la mine de fer magnétique d'Engelsburg, près de Presnitz en Bohême. Il est d'un blanc tirant légèrement sur le vert d'huile. Sa structure est feuilletée, mais il possède deux clivages perpendiculaires entre eux; l'un très-facile à éclat nacré et cireux; l'autre assez facile, à éclat un peu mat.

Diallage talqueux
(Talk diallag).

	SiO ₃	Al ₂ O ₃	MgO	CaO	FeO	MnO	HO	Somme.
I.	58,46	0,09	32,83	0,61	1,09	"	6,56	99,64
II.	58,60	0,06	32,07	0,84	1,04	0,39	6,56	99,50

M. *Schéerer* représente ce minéral par la formule $2(\text{RO}, \text{SiO}_3 + 5\text{RO}, 2\text{SiO}_3) + 3\text{HO}$. Par sa teneur en eau, en silice et en magnésie, ce minéral se rapprocherait plus du *talc* que du *diallage*; car sa composition ne diffère que peu de celle du *talc* de l'euphotide d'Odern (2).

M. *A. Erdmann* (3) a analysé l'*asbeste* I, qui se trouve dans les druses du minerai de fer de Danemora: cette *asbeste* est une variété de l'*hornblende* qui, avec la chlorite et la chaux carbonatée, forme la gangue de ce minerai.

Asbeste.

M. *Schéerer* (4) a analysé l'*asbeste* II, qui est d'un blanc de neige; elle est formée de fibres très-fines et elle nage sur l'eau. Il a également analysé l'*asbeste* III, qui est blanche, à longues fibres et qui provient du Tyrol.

Enfin M. *R. Richter* (5) a analysé un minéral asbestiforme IV de la mine Reicher-Trost, près de Reichenstein en Silésie; ce minéral passe au pyroxène *diopside* dont l'analyse a été donnée à la page 34.

(1) *Poggendorff Annalen*, t. LXXXIV, p. 369.

(2) *Annales des mines*, 4^e s., t. XVI, p. 233.

(3) A. Erdmann, *Danemora Jernmalmsfäll i Upsala Län.*, p. 39.

(4) *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1854, p. 771. — *Poggendorff Annalen*, t. LXXXIV, p. 383.

	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO.	CaO.	FeO.	MnO.	Perte au feu.	Somme.
I.	61,20	1,71	8,99	15,30	8,46	2,82	0,14	98,62
II.	57,20	"	22,85	13,39	4,37	"	2,43	100,24
III.	57,50	"	23,09	13,42	3,88	"	2,36	100,25
IV.	55,85	0,56	23,99	11,66	5,22	"	2,15	99,43

* Il y a en outre des traces d'oxyde de cuivre dues sans doute à un mélange de pyrite.

Hornblende.

M. F. Sandberger (1) a observé des cristaux d'*augite* et de *hornblende* qui se sont développés l'un à côté de l'autre dans un basalte porphyrique entre Schämberg et Hartlingen dans le Westerwald. MM. Sandberger et Grandjean (2) ont de plus constaté que les cristaux de ces deux minéraux peuvent se réunir d'une manière très-remarquable : ainsi un cristal dont une moitié est formée par de l'*augite* et l'autre par de l'*hornblende*, présente une macle dans laquelle ces deux minéraux ont des faces de leurs pointements communes. Dans d'autres circonstances de petits cristaux d'*hornblende* sont implantés autour de gros cristaux d'*augite* et réciproquement.

M. Blum (3) a de même observé l'*augite* et l'*hornblende* dans la même roche et l'un à côté de l'autre : il a constaté également que l'*hornblende* de Czerloch in Bohême contient de petits cristaux d'*augite*.

M. Blum a d'ailleurs remarqué les mêmes relations de gisement entre l'*augite*, le *grenat* et l'*idocrase* dans une druse de grenat compacte provenant de Pittigliano, près de Ricca, en Italie.

Enfin M. Sandberger a trouvé de la *chaux carbonatée* et de l'*aragonite* qui s'étaient développées l'une dans l'autre dans le basalte du Westerwald.

MM. Sandberger et Blum regardent la pénétration mutuelle de ces divers minéraux comme une preuve de leur formation simultanée ; ils pensent d'après cela que, dans ces circonstances de gisement, le dimorphisme de l'*augite* et de l'*hornblende*, du *grenat* et de l'*idocrase*, de la *chaux carbonatée* et de l'*aragonite*, ne peut pas être attribuée à une différence de température au moment de la cristallisation de ces minéraux.

M. Rammelsberg (4) a analysé l'*augite* et l'*hornblende* du Westerwald qui ont été décrits par M. Sandberger : l'*augite* I, était

(1) Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp, 1851, p. 771. — Poggendorff Annalen, t. LXXXIII, p. 453.

(2) Poggendorff Annalen, t. LXXXIII, p. 453.

(3) Neues Jahrbuch von Leonhard und Bronn, 1851, p. 658-659.

(4) Poggendorff Annalen, t. LXXXIII, p. 458.

Isomorphisme
du pyroxène et de
l'amphibole.

homogène et avait un p. sp. de 5,580. L'*hornblende* II, était déjà en partie décomposée et elle contenait des nids et des veines d'une substance argileuse brune : elle a été réduite en poudre grossière, lavée, puis traitée par l'acide chlorhydrique étendu ; elle était alors noire et brillante et son p. sp. était de 5,270.

	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO.	MnO.	CaO.	MgO.	NaO.	KO.	TiO ₂	Somme.
I. . . .	47,52	3,13	13,02	0,40	18,25	12,76	"	"	"	100,08
II. . . .	42,52	11,00	16,59	12,25	13,45	1,71	1,92	1,01		100,45

Les rapports d'oxygène de Ro : SiO₂ (Al₂O₃ étant supposé remplacer SiO₂) sont pour l'*augite* = 1 : 2,15 et pour l'*hornblende* = 1 : 2,0 : ces deux minéraux se laissent donc représenter par la formule de l'*augite* 5Ro, 2SiO₂.

M. Rammelsberg rappelle à ce sujet qu'il en est de même pour d'autres *augites* et *hornblendes* (1). L'*augite* noir et non alumineux de Taberg et plusieurs *augites* alumineux contiennent même plus d'acide que la plupart des *hornblendes*. M. Rammelsberg pense d'après cela que l'*augite* et l'*hornblende* sont isomorphes dans l'acception la plus étendue de ce mot, en sorte qu'il y aurait des *amphiboles* ayant pour formule 3Ro, 2SiO₂ et qu'il pourrait y avoir des *pyroxènes* ayant pour formule



— Une analyse nouvelle de la *troostite* de New-Jersey a été faite par M. H. Wurtz (1), qui a trouvé pour sa composition :

SiO ₂	ZnO.	MnO.	FeO.	MgO.	CaO.	Somme.
27,91	59,93	3,73	5,35	1,66	1,60	100,18

La *troostite* avait déjà été examinée précédemment par MM. Delesse et Descloizeaux (5) qui ont constaté qu'elle avait la même forme cristalline et la même formule chimique que la *villemite* d'Aix-la-Chapelle : toutefois ils ont trouvé moins de fer et de manganèse que M. Wurtz, car les cristaux qu'ils ont analysés contenaient seulement 2,90 de protoxyde de manganèse et 0,87 de protoxyde de fer.

— M. A. Scacchi (5) a étudié le *péridot* qui se trouve dans les blocs de calcaire de la Somma. Ce *péridot* présente un très-grand nombre de variétés parmi lesquelles on peut ranger la

Willemite
(Troostite).

Péridot
(Forsterite,
Monticellite).

(1) Extraits de Minéralogie de 1850, Annales des mines, 4^e s., t. XIX, p. 278.

(2) Silliman. American Journal, 2^e s., t. XII, 221.

(3) Annales des mines, 1846, 4^e s., t. X, p. 213.

(4) Poggendorff Ann. Ergänzungs, t. III, p. 154. — Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp, 1851, p. 774.

forsterite de Lewy (1) et le *péridot blanc* ou la *monticellite* de Brooke (2); dans ces dernières variétés le protoxyde de fer et la chaux remplacent seulement une partie de la magnésie.

Le *péridot vert* de la Somma a jusqu'à onze sortes de faces : il est alors représenté par la *fig.* 15, Pl. IV.

Les variétés blanches ou blanchâtres ont seulement les faces de la *fig.* 16 et souvent même la face A manque.

M. Scacchi a mesuré les angles de cristaux transparents de *péridot verdâtre* dont les faces étaient très-brillantes et il a obtenu les résultats suivants :

A — e = 149° 40'	B — o ³ = 114° 55' 10"
*A — e ² = 130° 26' 30"	A — r = 126°
A — i = 128° 29'	B — r = 110° 5'
B — o = 144° 24'	A — n = 120° 12'
B — o ² = 132° 58'	B — n = 125° 14'

M. Scacchi admet pour les rapports entre les axes : 1 : 1,7046 : 1,5940.

M. Scacchi a observé en outre une macle du *péridot* qui est représentée par la *fig.* 16, Pl. IV : le plan d'assemblage est parallèle à la face e, par suite une partie des faces r se réunit dans un même plan. Le *péridot* gris de cendre a quelquefois des macles formées par la réunion de trois cristaux.

M. Scacchi fait remarquer que le *péridot* est plésiomorphe de la *humite* (Voir plus loin, p. 752). En effet, il est facile de voir que les angles sont les mêmes et de plus si on compare les rapports entre les axes, on trouve seulement une petite différence à la deuxième décimale; l'axe b du *péridot* est plus petit que celui de la *humite*, tandis que l'axe c est au contraire plus grand.

Si on compare maintenant la *fig.* 15, Pl. IV avec les *fig.* 25, 26, 27, et qu'on détermine les inclinaisons des faces sur les axes a et b, on trouve que ces inclinaisons diffèrent au plus de 7' de celles des faces correspondantes de la *humite*.

La macle du *péridot* de la *fig.* 16, Pl. IV, est en outre tout à fait analogue à celle de la *humite* du deuxième type qui est donnée par la *fig.* 29, Pl. IV.

Les clivages des deux minéraux présentent cependant une différence notable; en effet, dans le *péridot*, il y a un clivage suivant B et une indication de clivage suivant A; tandis que

(1) *Ann. of Phil.*, t. XXXVII, p. 61.

(2) *On Monticellite a new species of mineral. Philosoph. Magazine and Annals for October 1831.*

dans la *humite*, il y a seulement un clivage peu net suivant A.

L'identité de formes du *péridot* et de la *humite* porte M. Scacchi à admettre qu'on trouvera quelque analogie dans leur composition chimique. Il ajoute d'ailleurs que la *cymophane* présente les mêmes formes et les mêmes macles que ces deux minéraux.

M. Blum (1) a observé dans la collection Schieler récemment achetée pour l'université de Heidelberg, un cristal très-gros de *péridot* qui provenait de Repser Sthul dans le Siebenbürgen. Il avait 3 pouces de longueur sur trois de largeur et 2 pouces 1/2 d'épaisseur. En mesurant les angles de ce cristal au goniomètre d'application, M. Blum a obtenu les angles de 150° et de 115° qui sont égaux aux angles des faces latérales du *péridot*. Sa surface présente d'ailleurs des taches blanchâtres formées de carbonate de chaux indiquent que ce *péridot* provient d'une roche décomposée.

Contrairement à l'avis exprimé par M. Tamnau, M. Blum avait avancé que les prétendus cristaux de *serpentine* de Snarum n'étaient autre chose qu'une pseudomorphose de cristaux de *péridot*; toutefois, jusqu'à présent, on ne connaissait pas de cristaux de *péridot* aussi gros que ceux de Snarum. Le fait signalé par M. Blum est donc important, car il lève la principale objection qui ait été faite jusqu'à présent contre l'origine pseudomorphique de la *serpentine*.

M. E.-E. Schmid (2) a analysé le *péridot* du fer météorique d'Atakama. Il formait une poudre jaune clair, à gros grains, légèrement brillante, qui était mélangée avec un peu d'hydroxyde de fer. Chauffé dans un courant d'air chaud, il a perdu 0,59 p. 100 d'eau et il a donné un léger dépôt d'acide arsénieux.

SiO ₃ .	MgO.	Fe ² O ₃ .	Mn ² O ₃ .	MnO.	Somme.
36,92	13,16	17,21	1,81		99,10

Si on admet que le fer et le manganèse sont à l'état de protoxydes, on trouve que dans ce *péridot météorique* le rapport d'oxygène de Ro : SiO₃ = 1 : 0,935.

— M. Hermann (3) prétendait avoir trouvé du sesquioxyde de fer et du protoxyde de fer dans toutes les *épidotes* qu'il avait analysées; de plus, il avait conclu de ses analyses

(1) *Neues Jahrbuch der Mineralogie* von Leonhard, 1851, p. 660.

(2) *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1851, p. 775. — *Poggendorff Annalen*, t. LXXXIV, p. 501.

(3) *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1851, p. 775. — Voir aussi *Annales des mines*, 4^e série, t. XV, p. 60.

Péridot
météorique.

Epidote.

qu'il y a des *épidotes* de trois compositions différentes qui peuvent cristalliser ensemble dans certaines proportions.

M. *Rammelsberg* (1) a combattu ces opinions de M. *Hermann*; il a fait voir que dans tous les cas l'*épidote* d'Arendal contenait uniquement du sesquioxyde de fer et qu'elle donnait pour les rapports d'oxygène $RO : R^2O^3 : SiO^3 = 1 : 2 : 5$.

En outre M. *Rammelsberg* (2) a analysé une *épidote* verte et bien cristallisée du Bourg d'Oisans. P. sp. = 5,465. Il a déterminé avec le plus grand soin l'état d'oxydation du fer, et de même que M. *Baër* (3), il a constaté que cette *épidote* ne contenait que du sesquioxyde de fer. M. *Hermann* annonçait, au contraire, avoir trouvé 5,58 pour le poids sp. d'une *épidote* de la même localité, et 5,55 pour la quantité de protoxyde de fer qu'elle contenait.

Dans son analyse, M. *Rammelsberg* a obtenu les résultats suivants :

SiO ₃ .	Al ₂ O ₃ .	Fe ₂ O ₃ .	CaO.	MgO.	Somme.
38,37	21,13	16,85	23,58	0,17	100,10

Cette analyse conduit aux rapports d'oxygène = 1 : 2,2 : 2,9, soit 1 : 2 : 5. L'analyse de M. *Hermann* conduit d'ailleurs aux mêmes rapports, lorsqu'on admet que tout le fer y est à l'état de sesquioxyde.

Allanite.

— M. *Dana* (5) a réuni sous le nom d'*allanite*, les minéraux variés qui ont été appelés *cerite*, *orthite*, *orthite de l'Oural*, *xanthorhite*.

Des observations de MM. *Hermann*, *Auerbach*, *G. Rose*, *Nordenskiöld*, *Kokscharow* et *Dana* ont fait voir que l'*allanite* est isomorphe avec l'*épidote*. M. *Nordenskiöld* (4) a même constaté que les cristaux d'*épidote* de Sillböhle, près Helsingfors, contiennent habituellement dans leur intérieur de l'*allanite* (orthite). Les formes de l'*allanite* peuvent être représentées par les fig. 17 et 18, 19 et 20, Pl. IV. Les angles correspondant à ces figures sont respectivement :

M — T = 114° 55'	T — z = 125° 25',5
M — T = 65° 5'	T — u = 144° 53',5
M — d = 127° 40'	d — z = 156° 28'
M — r = 116° 20'	n — n = 109° 30',5
M — n = 105° 1'	n — r = 125° 45'
T — r = 128° 45'	

(1) *Rammelsberg. Handwörterbuch*, IV^e Supplément, p. xix.

(2) *Poggendorff Annalen*, t. LXXXIV, p. 453.

(3) *Dana. Mineralogy*, 3^e éd., p. 354 et 680.

(4) *Rammelsberg. Handwörterbuch*, IV^e Suppl., p. 63; *Journal f. prak. Chemie*, t. LXXXIV, p. 206.

La forme des fig. 19 et 20, qui a été observée par M. *Kokscharow* (1) pour l'*orthite* de Miask ou de l'Oural, montre bien que ce minéral a la même forme et les mêmes angles que l'*épidote*.

M. *Dana* distingue d'ailleurs quatre variétés d'*allanites*; ces variétés sont :

1° L'*allanite* proprement dite qui se trouve à Alluk, Iglor-soit, Mysore, Jotunfjeld, Snarum, Orange (New-York).

2° La *cerite* qui se trouve à Bastnäs et à Riddarhyttan.

3° L'*orthite* qui se trouve à Finbo, Fahlun, Ytterby, Fillefjeld, Hitteroe, Erikberg, Stockholm et Kullberg.

4° L'*orthite* de Miask ou de l'Oural qui se trouve dans les monts Ilmen.

L'*allanite* et la *cerite* sont à peu près anhydres, tandis que les deux autres variétés contiennent une certaine proportion d'eau qui est toutefois assez variable.

M. *C. Bergemann* (2) a analysé l'*allanite* qui a été découverte par M. *Saemann* dans le gneiss de West-Point, près de New-York. P. sp. = 5,492. Elle est compacte et en gros cristaux; elle ressemble complètement à l'*allanite* de Jotunfjeld. Elle ne présente pas, dans la calcination, le phénomène d'incandescence signalé par M. *Schéerer*. Après calcination elle est presque insoluble dans les acides.

L'analyse, exécutée d'après la méthode employée par M. *Scheerer*, a donné :

SiO ₃ .	Al ₂ O ₃ .	Fe ₂ O ₃ .	FeO.	MnO.	CeO, LAO.	CaO.	MgO.	HO.	Somme.
33,83	13,50	3,33	12,71	0,62	20,90	9,35	1,40	2,95	98,79

M. *Rammelsberg* (5) a analysé l'*orthite* d'Hitteroe dont le p. sp. est de 7,546.

SiO ₃ .	Al ₂ O ₃ .	Fe ₂ O ₃ .	FeO.	CeO, LaO.	YtO.	CaO.	MgO.	KO.	HO.	Somme.
33,81	13,04	8,16	8,30	20,50	1,45	9,42	0,38	0,67	3,38	99,11

M. *Rammelsberg* (4) remarque que dans l'*orthite* d'Hitteroe, aussi bien que dans celle de Miask (5), on a pour RO, R²O³ SiO³ les rapports 1 : 1 : 2. Les variétés de Werchoturie, de Stockholm, de Fillefjeld paraissent d'ailleurs avoir la même composi-

(1) *Dana. Mineralogy*, 3^e éd., p. 680.

(2) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851. — *Poggendorff. Ann.*, t. LXXXIV, p. 485. — En extr. : *Pharm. centr.*, 1851, p. 73. — *Silliman. American Journal*, 2^e s., t. XIII, p. 416.

(3) *Rammelsberg. Handwörterbuch*, t. IV, Suppl., 173.

(4) *Rammelsberg. Handwörterbuch*, t. IV, Suppl., p. 174-175.

(5) *Annales des mines*, 4^e s., t. XV p. 66.

tion. La teneur en eau de ces *orthites*, qui est très-variable et comprise entre 1,32 et 3,40, rend la détermination de leur formule très-difficile. Les *orthites* qui contiennent de l'eau paraissent avoir subi une altération qui les a rendues plus légères. Dans beaucoup de cas l'altération a été plus loin, elles ont perdu une partie de leurs bases et notamment de la chaux; quant à la silice, sa teneur peut avoir été augmentée ou diminuée.

M. *Rammelsberg* ajoute que, d'après les analyses faites jusqu'à présent, toutes les variétés d'*allanite* ont la même composition chimique; elles ne diffèrent entre elles que par la nature des bases isomorphes. Leur formule est probablement la même que celle du grenat $3RO, SiO^3 + R^2O^3, SiO^3$, seulement elles contiennent des bases rares, telles que l'yttria, ainsi que des oxydes de cerium, de lanthane et de didyme.

L'*allanite* et l'épidote présentent un exemple remarquable de corps ayant la même forme, bien que leur composition chimique soit très-différente; par conséquent l'*allanite* et l'épidote seraient des corps pléiomorphes d'après la définition qu'en a donnée M. *Delafosse*.

Grenat.

—M. *de Kobell* (1) a décrit une macle d'un grenat à base d'alumine et de fer provenant de Stillup, dans le Zillertal. Cette macle est formée par des dodécaèdres rhomboïdaux dont le plan d'assemblage est parallèle aux faces de l'octaèdre.

M. *J.-F. Bahr* (2) a analysé un grenat ayant un p. sp. de 3,6 et provenant de Gustafsberg :

SiO ₃	Al ² O ₃	Fe ² O ₃	FeO.	CaO.	MnO.	MgO.	Somme.
37,80	11,17	15,66	4,96	30,27	0,12	traces.	99,98

Ce grenat se laisse représenter par la formule connue $3RO, SiO^3 + R^2O^3, SiO^3$.

Grenat semblable à la schorlamite

M. *Bergemann* (3) a analysé une espèce de grenat qui se trouve dans une masse feldspathique à Brevig, avec de la chaux fluatée, de la paranthine, du fer titané et surtout avec du zirkon. Il ressemble entièrement à la *schorlamite*, mais cependant sa forme, au lieu d'être un prisme hexagonal, est celle du grenat mélanite.

(1) *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1851, p. 777. — *Gelehrte Anzeigen der Bayerischen Academie der Wissenschaften*, 1851, 10 mai, t. XXXIII, p. 11. — En extrait dans l'*Institut*, 1851, p. 324.

(2) *Journal pr. Chemie*, t. LIII, p. 312.

(3) *Poggendorff Annalen*, t. LXXXIV, p. 486.

Sa couleur est noire; sa poussière est jaune verdâtre; les faces de ses cristaux ont l'éclat vitreux; sa dureté est celle de l'apatite. P. sp. = 3,880. Après une forte calcination son p. sp. s'élève à 3,898. Il est magnétique. Au chalumeau il est infusible. Il se décompose complètement par l'acide chlorhydrique, soit avant, soit après calcination: il s'attaque alors beaucoup plus facilement que les *grenats* à base de chaux.

SiO ₃	FeO.	CaO.	MnO.	TiO ₂ , ZrO.	MgO, KO.	Somme.
33,355	34,598	25,804	1,807	3,071	traces.	99,319

On ne peut admettre que la zirconne provenait d'un mélange de zircon, car l'attaque avait lieu à la température de l'ébullition de l'acide chlorhydrique et la silice obtenue se dissolvait complètement dans le carbonate de soude. Le titane pouvait cependant provenir d'un mélange de fer titané (1).

—MM. *Jellett*, *Apjohn* et *H. Wright* (2) ont étudié un minéral recueilli sur la moraine du glacier de Findelen dans le voisinage du Mont-Rose. Ce minéral se trouve sur un talc schiste durci contenant du grenat brun granuliforme et une substance qui est blanche et qui a la structure de l'asbeste: il forme une incrustation. Il a une couleur jaune légèrement verdâtre. Sa cassure est entièrement compacte; cependant il paraît présenter un agrégat de prismes à base rhombe dont l'angle serait de 60°? Sa dureté est supérieure à 7. P. sp. = 3,741.

Jellettite.

Chauffé seul à la flamme intérieure du chalumeau, il fond en prenant une couleur foncée et il est fortement magnétique. Il n'est pas attaqué complètement par l'acide chlorhydrique qui dissout cependant de la chaux et du fer; ce dernier étant exclusivement à l'état de sesquioxyde.

L'analyse de ce minéral a été faite par M. *Wright*, qui a obtenu le résultat suivant :

SiO ₃	Fe ² O ₃	CaO.	Somme.
38,09	33,41	28,61	100,11

M. *Apjohn* regarde ce minéral comme nouveau et il propose de le nommer *jellettite*.

—M. *Bornträger* (3) a analysé un cristal d'émeraude (1) bien

Émeraude.

(1) *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1851, p. 777.

(2) *Journal of the geological Society of Dublin*, t. V, p. 119. — *Account of a new mineral species*: Communicated by James Apjohn.

(3) *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1851, p. 779. — *Jahrbuch der Mineralogie*, 1851, p. 185.

pur, provenant du granite à gros grains des environs de Hirschgasse, près d'Heidelberg.

M. W. Mayer a analysé aussi une émeraude (II) de Zwiesel, en Bavière.

	SiO ₃ .	Al ² O ₃ .	Fe ² O ₃ .	BeO.	MnO.	Somme.
I.	66,90	18,15	2,95	12,20	»	100,20
II.	66,56	17,82	2,43	12,66	0,11	99,58

— M. A. Scacchi (1) a déterminé les angles d'un cristal se trouvant avec de la sodalite verdâtre dans une géode calcaire de la Somma. Ce cristal, représenté par la fig. 21, Pl. IV, appartient à la variété de *nepheline* qu'on désigne sous le nom de *davyne*, laquelle possède un clivage très-facile parallèlement à la face B. Les angles de la *davyne*, calculés d'après les mesures directes, sont les suivants :

A — e = 158° 54' 5"	A — e ⁷ = 99° 48' 2"
A — e ² = 154° 15' 5"	A — m = 120° 54' 4"
A — e ³ = 147° 15' 8"	A — B = 90°
A — e ⁴ = 136° 2' 4"	B — i = 150°
A — e ⁵ = 117° 24' 4"	B — i ² = 160° 53'
A — e ⁶ = 104° 32'	

D'après M. A. Scacchi (2) la *davyne* est donc une variété de *nepheline* comme MM. G. Rose, Mitscherlich (3) et Dufrenoy (4) l'avaient déjà admis précédemment.

— M. Hermann (5) a analysé (I) une *nuttalite* grise et cristallisée de Diana, État de New-York : P. sp. = 2,74. — (II) une *eckebergite* spathique et gris verdâtre de Hesselkulla ; P. sp. = 2,8. — (III) une *scapolite* blanche et spathique de Gulsjö ; P. sp. = 2,69. — (IV) une *scapolite* rouge rosé et spathique de Bolton ; P. sp. = 2,70. — (V) une *scapolite* blanche et cristallisée de Bolton ; P. sp. = 2,66.

	SiO ₃ .	Al ² O ₃ .	Fe ² O ₃ .	FeO.	MnO.	CaO.	MgO.	KO.	NaO.	CO ₂ .	HO.	Somme.
I. 45,99	28,80	»	2,25	0,25	12,93	»	0,70	2,11	4,06	0,30	98,29	
II. 49,49	26,06	2,65	»	0,25	12,89	0,36	0,80	4,50	3,00	»	100,00	
III. 52,94	27,61	»	0,30	0,25	9,10	»	0,54	6,89	1,50	0,66	99,82	
IV. 50,16	28,44	»	0,12	0,14	13,12	0,76	0,91	1,42	2,94	0,80	98,81	
V. 54,64	23,32	»	1,00	0,14	9,05	0,20	1,24	8,44	2,50	»	100,55	

Il y a des traces de lithine dans II, IV, V.

(1) Scacchi. *Poggendorff Annalen*, 1852. *Ergänzung*, t. III, p. 478.

(2) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 779. — *Memorie geologiche sulla Campania*, Naples. 1851.

(3) Rose. *Elemente der Krystallographie*, t. I, p. 160.

(4) Dufrenoy. *Traité de minéralogie*, t. III, p. 404.

(5) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 779. — *J. pr. chem.*, t. LIV, 426.

Paranthine.

M. J.-D. Dana (1) a décrit un minéral de Franklin (New Jersey) qui lui paraît devoir être regardée comme une *paranthine* altérée. Il est associé avec du quartz, de la chaux carbonatée, du sphène pseudomorphosé. Il fait effervescence avec les acides, ce qui est dû à du carbonate de chaux qui est tantôt disséminé intimement dans le minéral et qui y forme tantôt de petites veines. D = 3,5. P. sp. = 2,78. Il a deux clivages qui paraissent être perpendiculaires. Un des angles de la pyramide qui le surmonte est de 136° comme dans la *paranthine*.

M. Brewer a analysé les échantillons I et II.

	SiO ₃ .	Al ² O ₃ .	CaO.	MgO.	FeO.	KO.	HO.	CO ₂ .	Somme.
I.	46,39	29,09	11,13	1,97	2,04	trace.	1,80	4,72	97,15
II.	48,32	28,44	12,88	2,07	1,40	trace.	1,80	4,72	99,64

Dans une autre analyse, exécutée dans le laboratoire de M. Booth, M. T.-H. Garrett a trouvé 4,14 de potasse et 0,88 de soude.

Si on retranche le carbonate de chaux correspondant à l'acide carbonique, on trouve pour l'analyse I :

SiO ₃ .	Al ² O ₃ .	CaO.	FeO.	MgO.
54,83	34,38	6,05	2,41	2,33

Ce qui donne la formule 2RO, SiO₃ + 5 Al²O₃, SiO₃, dans laquelle les rapports sont les mêmes que dans la *paranthine*. Le carbonate de chaux est sans doute mélangé et il résulte d'une altération, de même que dans beaucoup d'autres minéraux.

Le Dr S.-L. Dana (2) a désigné sous le nom de *canaanite* une substance qui est plutôt une roche à base de *paranthine* qu'un minéral et qui forme, à Canaan, des couches étendues avec la dolomie et le schiste micacé. Sa composition, qui est la suivante, a de l'analogie avec celle des échantillons précédents :

SiO ₃ .	Fe ² O ₃ .	Al ² O ₃ .	CaO.	MgO.	CO ₂ .	Somme.
53,366	4,099	10,380	25,804	1,624	4,00	99,673

MM. Weibye (3) décrit, sous le nom de *ætheriastite*, un minéral de la mine de fer d'Arendal, qui se trouve dans le granite avec le grenat noir et la keilhauite. Sa couleur est le vert de gris, généralement un peu sale. Il est opaque. Sa cassure est inégale et esquilleuse. Il cristallise en prisme à huit faces surmonté par une pyramide dont l'angle est de 135°. Son clivage

Canaanite.

(1) Dana. *Mineralogy*, 3^e édit., p. 680.

(2) Dana. *Mineralogy*, 3^e édit., p. 682.

(3) *Poggendorff Annalen*, t. LXXIX, p. 299.

latéral est facile. Ses faces ne sont pas réfléchissantes. Au chalumeau, il se boursoufle et il fond facilement en un verre brun sombre. En poudre fine, il est facilement décomposé par l'acide chlorhydrique.

Son analyse a été faite par M. Berlin qui a obtenu :

SiO ₃	Al ² O ₃	CaO.	MgO.	FeO.	MnO.	HO.
38,00	24,10	22,64	2,80	4,82	0,78	6,95

On a pour les rapports d'oxygène RO : R²O³ : SiO³ : HO = 8,81 : 11,25 : 19,75 : 6,22. Ces rapports ne diffèrent pas beaucoup de ceux qui correspondent à la formule 2(3RO, SiO³) + 5(Al²O³, SiO³) + 4HO.

D'après M. J.-D. Dana (1), il serait possible que l'*ætheriastite* fût une *paranthine* pseudomorphosée, car dans la *paranthine* l'angle de la pyramide est de 156°, par conséquent il est à peu près le même que dans l'*ætheriastite*.

— M. Scacchi (2) a donné le nom de *mizzonite* à un minéral rare se trouvant dans une roche de la Somma qui est presque entièrement feldspathique. Sa forme est représentée par la fig. 22, Pl. IV.

Elle diffère de celle de la *meionite* en ce que les faces *i* sont beaucoup plus développées que les faces B et en ce qu'elles sont striées longitudinalement. De plus, la face A est fréquente dans la *mizzonite*, tandis qu'elle est rare dans la *meionite*; les autres faces de la *meionite* n'ont cependant pas été retrouvées jusqu'à présent sur la *mizzonite*. Les angles *m* — *m'*, *m* — *m''* sont d'ailleurs à peu près les mêmes dans les deux minéraux; dans la *mizzonite* ces angles sont :

<i>m</i> — <i>m'</i>	= 115° 52'
<i>m</i> — <i>m''</i>	= 135° 56'
B — <i>m</i>	= 147° 57'

Au chalumeau, la *mizzonite* ne se gonfle pas autant que la *meionite*; elle s'attaque aussi plus difficilement par les acides.

— (Voir *Annales des mines*, 4^e série, t. XX, p. 61. Analyse de l'*orthose* du Saint-Philippe, près Sainte-Marie-aux-Mines).

— M. T.-S. Hunt (3) a analysé le feldspath de Bathurst au Canada, qui a été décrit sous le nom de *perihite* par M. Thomson.

(1) Dana. *Mineralogical notices*.—Silliman. *American Journal*, t. X, p. 246.

(2) Poggendorff *Annalen Ergänzung*, t. III, p.

(3) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 780. — *Phil. Mag.*, 4^e s., t. 1, p. 222. — En extr. Silliman *American Journal*, 2^e s., t. XII, p. 212. — *Pharm. centr.*, 1851, p. 690.

Il est en masses cristallines mélangées de quartz et de couleur rouge de chair. P. sp. = 2,576 à 2,579. Il appartient visiblement par son clivage au système de l'*orthose*. Sa base est rayée et brun-rougeâtre; lorsqu'on la regarde directement, elle présente des reflets de couleur d'or, comme le feldspath aventuriné.

	SiO ₃	Al ² O ₃	Fe ² O ₃	CaO.	MgO.	KO.	NaO.	HO.	Somme.
I. . . .	66,44	18,35	1,00	0,67	0,24	6,37	5,56	0,40	99,03
II. . . .	66,50	19,25	0,56	0,24	6,18	5,56	0,44	98,73	

MM. Shepard et Dana avaient déjà réuni la *perthite* à l'*orthose*; or on voit que par sa composition, ainsi que par ses autres propriétés, elle se rapproche beaucoup des orthoses de Laurvig et de Frederiksvarn qui se trouvent dans la syénite zirconienne et qui ont été analysés par M. Gmelin (1): ces orthoses sont remarquables par leur teneur en soude qui est très-grande et tout à fait exceptionnelle.

M. T.-S. Hunt (2) a analysé également la *peristérite* de Thomson; il a d'ailleurs opéré sur des échantillons qui lui ont été remis par M. Wilson, c'est-à-dire par la personne même qui en avait remis à Thomson. Ce minéral est tantôt mélangé de quartz et tantôt pur; il appartient au sixième système et il a le clivage de l'*albite*. Sa base a des reflets nacrés et une couleur bleu de ciel chatoyante comme celle du labrador. Sur la face M, il est souvent strié parallèlement à la base. D = 6. P. sp. = 2,625 à 2,627. Il fond difficilement au chalumeau. M. Hunt a analysé des variétés (I) et (II) de la *peristérite*. — M. K. List (3) a analysé un *albite* (III) qui est cristallin et qui se trouve dans des filons de quartz disséminés dans le schiste de Naurod, près de Wiesbaden.

	SiO ₃	Al ² O ₃	Fe ² O ₃	CaO.	MgO.	KO.	NaO.	Perte au feu.	Somme.
I.	66,80	21,80	0,30	2,52	0,20	0,58	7,00	0,60	99,80
II.	67,25	"	"	2,03	"	"	"	0,66	"
III.	67,32	18,85	traces.	0,27	0,22	"	11,56	1,04	99,26

Les rapports d'oxygène de RO, R²O³, SiO³ sont dans la *peristérite* = 1 : 5,71 : 15,09. En conséquence M. Hunt regarde la *peristérite* comme un *albite*, et il fait observer que la variété analysée par Thomson contenait visiblement du quartz mélangé.

Bien que M. List n'indique pas de potasse dans l'*albite* de

(1) Extraits de *Minéralogie, Annales des mines*, 4^e s., t. XIX, p. 282.

(2) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 780. — *Phil. Mag.*, 4^e s., t. 1, p. 328. — En extr. Silliman. *American Journal*, 2^e s., t. XII, p. 212.

— *Pharm. centr.*, 1851, 690.

(3) *Jahrbuch. der Nass Vereins f. Nat.* 1851, p. 261.

Meionite
(Mizzonite).

Albite
(Peristérite).

Orthose.

(Perthite).

Naurod, il importe de remarquer que toutes les analyses de feldspath du sixième système, faites dans ces derniers temps, ont toujours montré que la soude était associée à une certaine quantité de potasse.

Oligoclase.

(Voir *Annales des mines*, 4^e série, t. XIX, p. 155. *Oligoclase* de Clefcy.)

Labrador.

M. T.-S. Hunt (1) a analysé le *labrador* (I) qu'on trouve à l'état de cailloux roulés entre l'état de Labrador et l'ouest du Canada; l'échantillon était bleu de lavande, à reflets opalins et nacrés. P. sp. = 2,697. — M. A. Schlieper (2) a analysé un *labrador* (II) incolore, vitreux, presque transparent, cristallisé en tables se clivant sous l'angle de 86° 44'; ce *labrador* provenait de la lave ancienne du cratère de Haleakala dans l'île Maoui (îles Sandwich). — M. Ch. Deville (3) a analysé le *labrador* (III) provenant de la lave de la soufrière à la Guadeloupe. P. sp. = 2,697.

	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	KO	NaO	HO	Somme.
I.	54,70	29,80	0,36	11,42	trace.	0,23	2,44	0,40	99,35
II. a	53,90	27,56	1,14	8,65	1,35	0,47	6,06	"	99,21
b	53,88		28,40	8,37					
III.	54,25	29,89		11,12	0,70	0,33	3,63	"	99,92

Dans l'analyse I, les rapports de RO, R²O³, SiO³ sont respectivement : 1 : 3,56 : 7,37; ces rapports s'éloignent assez de ceux du *labrador*. Le même résultat a été obtenu dans l'analyse du feldspath, de l'euphotide d'Odern, dans lequel les rapports d'oxygène sont à peu près entre eux ÷ 1 : 3 : 7. (*Annales des mines*, 4^e série, t. XVI, p. 527, 528; *Bulletin de la Société géologique*, 2^e série, t. VII, p. 546, 547.)

Bytownite.

M. T.-S. Hunt (4) a analysé de nouveau la *bytownite* de Thomson. Ce minéral est formé de grains transparents, à éclat vitreux, blanc-verdatres; ils ont un éclat nacré, suivant le clivage le plus facile, et il existe un deuxième clivage qui est oblique au premier. D. = 6,5. P. sp. = 2,732 à 2,755.

	SiO ₃	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	FeO	NaO	KO	HO	Somme.
	47,40	30,45	14,24	0,87	0,80	2,82	0,38	2,00	98,96

Les rapports d'oxygène de RO : R²O³ : SiO³ dans cette analyse

(1) Dana. *Minerology*, 3^e édit., p. 686.

(2) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 782. — *Phil. Mag.*, 4^e s., t. 1, p. 324. — En extrait : Silliman. *American Journal*, 2^e s., t. XII, p. 212. — *Pharm. centr.*, 1851, p. 691.

(3) *Bull. de la Société Géologique*, 2^e s., t. VIII, p. 426.

(4) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 783.

sont ÷ 1 : 2,64 : 4,66. M. J. Dana fait remarquer avec raison que la *bytownite* a une composition très-voisine de celle de la *thjorsavite*.

Le feldspath désigné sous le nom de *vosgite* (1) qui forme la base de la diorite orbiculaire de Corse, aurait la même formule générale 3RO, 2SiO³ + 5(Al²O³, SiO³) que la *barsowite* de M. G. Rose et Warrentropp, que la *bytownite* de M. Thomson et peut-être même que la *thjorsavite* de M. Genth, qui a tous les caractères d'un feldspath. Seulement la *barsowite* ne contiendrait pas d'alcalis, tandis que la *bytownite* renfermerait au contraire plus d'alcalis que le feldspath *vosgite* de Corse. La composition chimique de ces quatre minéraux ne diffère d'ailleurs pas beaucoup, comme on peut le voir par les analyses qui suivent :

	SiO ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	NaO	KO	Perte au feu.	Somme.
<i>Vosgite</i> . . .	48,62	34,66	0,66	12,02	0,33	2,55	1,06	0,49	=100,39
<i>Barsowite</i> . .	49,05	33,78	"	15,30	1,42	"	"	"	= 98,56
<i>Bytownite</i> . .	47,74	29,69	3,75	8,80	trace.	7,60	"	2,00	= 99,58
<i>Thjorsavite</i> .	48,36	30,59	1,37	17,16	0,97	1,13	"	0,62	=300,20

— MM. A. Erdmann et L. Svanberg (2) ont analysé divers échantillons du *petrosilex*, qui est désigné en Suède sous le nom de *Hällefint* : I, de la mine Lofsta, près Dannemora; II, de la mine Jungfrug, près Dannemora; III, de Saxå-Knut; IV, de Pehrsberg; V, variété de IV; VI, d'Aboga.

	SiO ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	KO	NaO	Perte au feu.
I. E.	81,24	9,78	0,64	0,78	0,21	3,34	3,10	"
II. E.	76,15	13,46	1,90	0,43	1,52	3,51	2,84	"
III. S.	79,55	11,31	0,42	2,52	0,10	2,38	3,66	0,69
IV. S.	77,93	13,19	0,59	1,22	0,22	0,08	5,93	0,26
V. S.	74,95	11,73	1,60	0,50	1,32	0,35	6,49	0,21
VI. S.	75,83	11,37	"	1,30	0,91	5,20	0,16	1,12

La composition chimique de ces *petrosilex* les rapproche complètement du gneiss et du granite, et c'est d'ailleurs ce qui résulte aussi de l'étude de leur gisement. Ces *petrosilex* représentent donc la pâte d'une roche granitique très-riche en silice, dans laquelle la cristallisation n'a pas pu se développer. Il importe cependant de remarquer que dans le *petrosilex* de Suède l'alcali dominant est tantôt la potasse et tantôt la soude, et que

(1) *Ann. de chim. et de phys.*, t. XXIV. — *Ann. des mines*, 4^e s., t. XV, p. 59.

(2) *Dannemora Jernmalmsfält i Upsala Län*, for A. Erdmann, p. 9 et 25. (Åftryck ur k. vet. Akad. Handl. for år 1850.)

Vosgite.

Petrosilex (Hällefint).

de plus la teneur en chaux est quelquefois un peu plus grande qu'elle ne l'est dans les granites bien caractérisés. (Voir *Annales des mines*, 5^e s., t. III, p. 284 et 396; *Bulletin de la Société géologique*, 2^e s., t. VI, p. 246, t. VII, p. 424, t. IV, p. 464).

— M. G. Rose (1) a fait voir que le *castor* de M. Breithaupt pouvait être considéré comme une variété de *petalite*. Il a, en effet, la même dureté, le même clivage et à peu près la même composition chimique. Un échantillon de *castor* de la collection royale de Berlin a donné à M. G. Rose l'angle de 129°, qui est à peu près celui donné par M. Breithaupt; cependant la face P n'avait pas un clivage plan. La face M portait des stries transversales auxquelles correspondait un second clivage faisant avec la face M un angle de 141° 52' à 141° 35'. Cet angle est identique à celui du *petalite*, car pour plusieurs échantillons de ce dernier minéral, M. G. Rose a obtenu des angles compris entre 141° 35' et 142°. Le *petalite* possède encore de l'autre côté de M un troisième clivage, qui est le plus souvent imparfait et qui, d'après M. Breithaupt, forme avec M un angle de 117°; mais ce dernier clivage n'a pas été reconnu avec certitude dans le *castor*.

Le *petalite* et le *castor* se comportent d'ailleurs de la même manière, soit au chalumeau, soit avec les acides, et les deux analyses suivantes montrent que leur composition chimique est à peu près la même.

I. *Petalite* analysée par M. Hagen.

II. *Castor* analysé par M. Plattner.

	SiO ₃ .	Al ₂ O ₃ .	Fe ² O ₃ .	LiO.	NaO.	Somme.
I. . .	77,067	18,000	"	26,60	2,273	100,000
II. . .	78,012	18,856	0,613	2,760	"	100,241

* Cette lithine contient un peu de potasse et de soude.

Triphane.

MM. J.-D. Dana (2), Hartwell et Hausmann (5) ont étudié la forme de cristaux très-gros et très-remarquables de *triphane* provenant de Norwich, Massachusetts. L'un de ces cristaux est représenté fig. 25, Pl. IV.

Il a une couleur grisâtre tirant légèrement sur le vert. Il pré-

(1) Poggendorff *Annalen*, t. LXXIX, p. 162. — *American Journal*, t. X, p. 250.

(2) Dana. *Mineralogy*, 3^e éd., p. 693. — *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp* 1851, p. 781.

(3) *Jahrbuch der Mineralogie* von Leonhard, 1851, p. 574.

sente les clivages habituels du *triphane*. Le clivage orthodagonal est très-facile, et le clivage parallèle aux faces du prisme est presque aussi facile. Il a en outre des traces distinctes de clivages parallèles à chaque face de la pyramide orthodiagonale *a, a*; la direction d'un de ces clivages est représentée par la ligne ponctuée qui a été tracée sur la face M. Les principaux angles du *triphane* sont les suivants :

N — N = 87°	N — N = 93°
N — M = 133° 30'	N — b = 136° 30'
N — b ² = 154°	M — b ² = 107°
M — b ² = 106° à 107°	M — P = 69° 40'
M — a = 109° 30'	M — a ² = 116°
M — o' = 127°	M — o'' = 140°
b ² — b ² = 79° 30' (par-dessus P).	b ² — b = 139° 45'
a ² — b ² = 140° 30'	a — a = 117° (de face).

Il résulte de ce qui précède que le *triphane* cristallise dans le système du prisme rhomboïdal oblique, qu'il a la même forme et de plus les mêmes clivages que le pyroxène avec lequel il est plésiomorphe.

M. R. Hermann (1) a analysé un *mica perlé* (*perlglimmer*) de Sterzing, en Tyrol, et il a obtenu les résultats suivants :

SiO ₃ .	Al ₂ O ₃ .	Fe ² O ₃ .	CaO.	MgO.	KO.	NaO.	HO.	Somme.
32,46	49,18	1,54	7,42	2,21	0,05	1,71	4,98	108,30

Le p. sp. de ce minéral est de 2,99. De même que le talc, il ne perd complètement son eau qu'à la température du feu de forge.

— M. K. List (2) a donné le nom de *séricite* à un minéral qui forme des lamelles engagées dans du quartz et dans de l'albite près de la grande carrière de basalte de Naurod. Sa couleur varie depuis le vert poireau grisâtre jusqu'au blanc verdâtre ou jaunâtre. Sa poudre est blanc sale. Suivant une direction, il se divise facilement en lamelles contournées et ondulées. Lorsque ces lamelles sont minces, elles sont transparentes. Il est remarquable par un éclat soyeux pouvant passer à un éclat nacré ou gras; c'est à cause de cette propriété qu'il a reçu le nom de *séricite*. D. = 1. P. sp. = 2,897.

Chauffé, il perd de l'eau et du fluoride silicique; il prend en

(1) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 786. — *J. pr. chem.*, t. LIII, p. 16.

(2) *Chemisch-mineralogische Untersuchung des Taunusschiefers* von D^r K. List, p. 248.

Micas.
Mica perlé
(Perlglimmer).

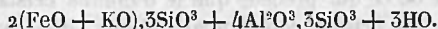
Séricite
(Damourite).

même temps une couleur jaunâtre au contact de l'air. Au chalumeau, ses lamelles s'exfolient fortement et elles fondent avec un vif éclat en donnant sur leurs bords un émail grisâtre. Avec les flux, il montre les réactions du fer. Il est décomposé lentement par l'acide chlorhydrique concentré; après calcination, il n'est attaqué que faiblement, même par l'acide sulfurique concentré et bouillant.

Son analyse a donné les résultats suivants :

SiO₃. SiF₃. 1iO₂. P²O⁵. Al²O₃. FeO. CaO. MgO. KO. NaO. HO. Somme
49,001 1,688 1,591 0,312 23,647 8,068 0,629 0,935 9,106 1,747 3,445 100,169

M. List admet que le fluor est à l'état de fluorure silicique et que 1,688 de fluorure silicique remplacent 0,996 de silice; il trouve alors SiO₃ : R²O₃ : FeO : KO : HO = 27 : 12 : 2 : 2 : 3. Ces rapports conduisent à la formule



Il importe de remarquer que par ses propriétés, ainsi que par sa composition chimique, la *sericite* se rapproche de la *damourite* (1), qui ne contient toutefois qu'une très-petite quantité de fer et qui a pour formule



La *sericite* et la *damourite* constituent des variétés de mica qui sont tendres, douces au toucher et qu'on confond habituellement avec le talc; elles ont d'ailleurs le même gisement et elles jouent un rôle important en géologie; en effet, elles s'observent toutes deux dans les roches de schiste argileux métamorphique, pour lesquelles elles sont caractéristiques. (Metamorphischer thonschieffer, Micaslate; Schiste micaé et talqueux.)

— M. J.-F. Bahr (2) a analysé divers *hydrosilicates de sesquioxyle de manganèse* de Klapperud, en Dalécarlie. — I, échantillon désigné par *Klaproth* sous le nom de silicate noir de manganèse; p. sp. = 2,884. — II, échantillon remis par M. *Svanberg*; p. sp. = 2,759. — III, échantillon d'un gris de plomb foncé comme les deux autres; p. sp. = 2,979. — IV, silicate noir de manganèse, moins dur que les précédents; p. sp. = 3,207.

M. L.-J. *Igelstrom* (3) a analysé en outre un silicate de man-

(1) *Ann. de chim. et de phys.*, t. XV, p. 248.

(2) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 789, et *J. pr. chem.* t. LIII, p. 308. — En extrait: *Pharm. centr.*, 1851, p. 822, et 823.

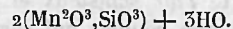
(3) *J. pr. chem.*, t. LIV, p. 193.

ganèse (V) amorphe d'une couleur noire comme de la poix. Il provient de la mine de fer de Pajsberg, district de mines de Filipstad en Suède. Il forme des strates alternantes de quelques lignes d'épaisseur et pour ce motif il a été désigné sous le nom de *stratopeïte*. En esquilles minces, il est transparent et il a une couleur brun rouge; sa cassure est légèrement conchoïde; sa poudre est brune; p. sp. = 2,64.

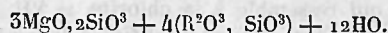
À l'exception du n° IV tous ces silicates fondent au chalumeau et sont attaqués par l'acide chlorhydrique avec dégagement abondant de chlore. Le n° IV, traité par l'acide nitrique, a donné seulement des traces d'acide carbonique.

	SiO ₃ .	Mn ² O ₃ .	Fe ² O ₃ .	Al ² O ₃ .	CaO.	MgO.	HO.	Somme.
I.	36,19	47,90	0,70	1,11	0,60	4,43	9,42	100,35
II.	36,11	42,00	11,31	0,90	0,70	0,57	9,42	101,01
III.	34,72	42,64	10,45	1,08	0,55	0,35	9,75	99,54
IV.	23,68	56,20	9,13	0,61	0,50	0,39	9,50	100,01
V.	35,43	32,41	10,27	»	»	8,04	13,75	99,90

M. *Bahr* admet que les silicates I, II et III, lorsqu'on en a retranché la chaux et la magnésie, sont des silicates basiques qui se laissent représenter par la formule



M. *Igelstrom* a admis pour le n° V la formule



M. *Bahr* (1) a analysé en outre deux *hydrosilicates de manganèse* de Klapperud, en Dalécarlie; l'un (I) était jaune clair; l'autre (II) était rouge brun. Tous deux sont compactes, à éclat gras; ils donnent de l'eau quand on les chauffe dans le tube fermé. Le premier fond au chalumeau en une perle noire; il n'est pas attaqué par l'acide chlorhydrique; il ne l'est que très-incomplètement par l'acide sulfurique. P. sp. = 3,528. Le deuxième ne fond pas au chalumeau; il est incomplètement décomposé par l'acide chlorhydrique.

	SiO ₃ .	Al ² O ₃ .	Fe ² O ₃ .	MnO.	CaO.	MgO.	CaO.	HO.	Somme.
I.	43,30	6,89	4,57	9,88	15,95	11,89	0,39	6,12	98,90
II.	33,80	1,03	7,52	46,17	0,72	1,41	»	9,57	100,22

Ces substances ne sont sans doute que des mélanges des hydrosilicates précédents avec la *rhodonite*.

(1) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 790. — *J. pr. chem.*, t. LIII, p. 310 et 311. — *Pharm. centr.*, 1851, p. 823 et 824.

Thorite
(Orangite).

— M. *Bergemann* (1) avait décrit sous le nom d'*orangite* un minéral jaune orange trouvé par M. *Krantz* dans la syénite zirconienne de Brevig, en Norwége. M. *Bergemann* avait pensé que ce minéral contenait une terre nouvelle, et il avait désigné le métal correspondant à cette terre sous le nom de *donarium*. Des recherches récentes de M. *Damour* ont fait voir que l'oxyde de donarium de M. *Bergemann* n'était autre chose que de la thorine impure. L'*orangite* n'est, en effet, qu'une variété de *thorite* pauvre en oxyde de fer. (Voir *Annales des mines*, 5^e sér., t. I, p. 587.)

Talc.

— M. *Th. Schéerer* (1) et M. *R. Richter*, ont analysé une grande variété de *talcs* dont ils ont déterminé aussi le poids spécifique.

I. *Talc* noble à grandes lamelles et d'une couleur vert pomme clair, du Tyrol. — II. *Id.* de Yttre-Sogn, en Norwége. — III. *Talc* en lamelles contournées, d'une couleur vert pomme clair, de Grabjerg, près Røraas, en Norwége. — IV. *Talc* plus foncé et moins lamelleux que le précédent, de la même localité. — V. *Talc* schisteux et à petites lamelles du Tyrol; il contient du fer oxydulé. — VI. *Talc* schisteux et fibreux de Zöblitz (pierre ollaire); il a une couleur qui varie du vert pomme foncé au vert asperge; il contient des lamelles d'un minéral vert poireau qui ressemble à la chlorite. — VII. *Talc* blanc écaillé, du canton du Valais; il est formé de lamelles intimement enchevêtrées l'une dans l'autre. — VIII. *Talc* semblable au précédent, d'une localité inconnue. — IX. *Talc* écaillé et contourné, d'un vert d'huile ou d'un vert asperge sale, de Fahlun. — X. *Talc* à grandes lamelles cristallines et d'un blanc de neige du Saint-Gothard; il est associé avec du quartz et avec de la chaux carbonatée magnésifère. — XI. *Talc* à grandes lamelles rayonnées de la même localité. — XII. *Talc* blanc à petites lamelles rayonnées; il est asbestiforme; en outre, il est associé avec la trémolite et avec les deux variétés de *talc* qui précèdent auxquelles il passe insensiblement. M. *Schéerer* a constaté que quelques fibres de ce *talc* présentaient un angle de 125° 50' qui par conséquent est à peu près égal à celui de l'hornblende. — XIII. *Talc* blanc verdâtre clair de Fenestrelles,

(1) *Poggendorff Annalen*, t. LXXXII, p. 582.

(2) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 791. — *Poggendorff Annalen*, t. LXXXIV, p. 340 à 357, 368, 395.

en Piémont; il présente aussi deux directions de clivage correspondantes à celles de l'hornblende. — XIV. *Talc* dur de Glocknitz, semblable au précédent. — XV. *Talc* écaillé et lamelleux de Gastein; sa couleur varie du vert poireau au vert d'huile; il constitue la plus grande partie d'un schiste talqueux. Il a été analysé par M. *Richter*. — XVI. *Talc* cristallin de Presnitz; il est entièrement blanc et à grandes lamelles.

Les *talcs* perdent facilement leur eau hygroscopique, mais on sait qu'ils ne perdent complètement leur eau combinée que quand ils ont été chauffés très-fortement. (*Annales des mines*, 4^e sér., t. XIX, p. 314.)

M. *Schéerer* a tenu compte de l'augmentation de poids très-légère que les *talcs* éprouvent par la suroxydation du protoxyde de fer. Il a trouvé de l'acide carbonique seulement dans quelques variétés de *talcs*; il n'y en avait que des traces. Pour séparer le protoxyde de fer sesquioxyde, les *talcs* étaient porphyrisés, puis attaqués par l'acide sulfurique bouillant dans une atmosphère d'acide carbonique; la dissolution un peu refroidie était étendue d'une manière convenable par de la glace; ensuite elle était presque entièrement saturée par du carbonate d'ammoniaque, après quoi on la faisait bouillir pendant longtemps dans une atmosphère d'acide carbonique avec de la magnésie de Frankenstein bien porphyrisée: le sesquioxyde de fer était alors précipité.

P. sp.	SiO ₃	MgO.	CaO.	FeO.	NiO.	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	HO.	Somme.
I.	2,89	36,38	31,19	»	1,42	0,20	»	»	4,73 99,92
II.	2,70	61,54	30,56	»	2,35	0,31	»	»	4,93 99,69
III.	2,78	61,98	30,41	»	1,59	»	0,04	»	5,04 99,06
IV.	2,79	61,85	31,61	»	1,18	0,36	0,13	»	5,13 100,26
V.	2,76	60,95	31,26	»	1,43	0,35	0,48	»	5,29 99,76
VI.	2,80	60,14	30,17	»	2,05	0,28	0,75	0,45	5,71 99,55
VII.	2,79	62,34	31,96	»	0,61	»	0,35	»	4,82 100,08
VIII.	»	62,37	32,02	»	0,65	»	0,32	»	4,81 100,17
IX.	»	56,95	30,09	»	0,94	»	4,92	0,72	6,07 99,69
X.	»	60,85	32,08	traces.	0,09	»	1,71	»	4,85 99,68
XI.	»	62,35	30,76	0,42	0,20	»	1,44	»	4,55 100,22
XII.	»	61,51	30,93	3,70	0,12	»	0,83	»	2,84 99,93
XIII.	2,79	61,96	31,02	»	1,47	»	»	»	4,92 99,37
XIV.	2,78	62,47	32,08	»	0,47	»	0,13	»	4,78 99,93
XV.	»	51,06	28,46	»	4,68	»	5,37	3,13	7,28 99,98
XVI.	2,48	67,81	26,27	»	1,17	»	»	»	4,13 99,38

Les analyses de ces *talcs* concordent avec plusieurs analyses de *talcs* faites antérieurement (*Annales des mines*, 4^e sér., t. IX, p. 314-319; t. XVI, p. 334). On voit d'ailleurs que les *talcs* renferment assez fréquemment un peu d'oxyde de nickel.

On peut remarquer, en outre, que les variétés de ces *talcs* qui ont une faible teneur en silice, comme IX et XV, ont une teneur en alumine tout à fait exceptionnelle: il est donc probable que dans les *talcs*, de même que dans d'autres silicates, l'alumine remplace une certaine proportion de silice.

Stéatite
(Rensselaerite).

M. *Eminons* (1) a nommé *rensselaerite* une espèce de *stéatite* formant une roche compacte qui est très-abondante dans les villes de Fowler, Dekabb, Edwards et Hermon, Comté S-Laurent. Sa couleur est grise, blanchâtre, verdâtre, brunâtre et quelquefois noire. Elle est douce au toucher. $D = 5$ à 4. P. sp. = 2,874. Elle a souvent pseudomorphosé des cristaux d'augite qui ont même encore conservé leurs clivages. Elle a pseudomorphosé également d'autres minéraux et elle offre l'exemple d'une pseudomorphose de *stéatite* qui s'est opérée sur une grande échelle. Sa translucidité et la facilité avec laquelle elle se laisse couper, la font rechercher pour la fabrication de petits objets d'ornement.

Sa composition a été déterminée par M. *Beck*.

SiO ₃	Fe ₂ O ₃	MgO.	CaO.	MnO.	HO.	Somme.
59,75	3,40	32,12	1,00	0,78	2,85	99,90

Cette composition se rapproche de celle de certains *talcs* et notamment de celle du *talc* d'Odern.

Agalmatolite
(Speckstein).

M. *Schéerer* (2) et M. *R. Richter* ont encore analysé les variétés d'*agalmatolite* qui suivent :

I, blanc verdâtre, amorphe; p. sp. = 2,79. — II, réniforme. — III, pseudomorphose après du quartz. — IV, pseudomorphose après la magnésie carbonatée. Ces quatre premiers échantillons provenaient de Wunsiedel. — V, vert poireau, réniforme, plus dure et plus transparente que les précédentes; de la vallée de Nivia (duché de Parme). — VI, vert d'huile, de Chine; p. sp. = 2,78.

M. *J.-F. Bahr* (2) a analysé une pierre de lard ou un *speckstein* (VII) de la mine Stass, paroisse Floda, en Södermanland; p. sp. = 2,549.

D'après M. *Schéerer*, les *agalmatolites* ne sont pas amorphes; mais quand on les examine sous le microscope à la lumière polarisée, on voit qu'elles sont formées d'une agglomération de

(1) Dana. *Mineralogy*, 3^e éd., p. 694.

(2) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851. — *Poggendorff Annalen*, t. LXXXIV, p. 350 et 396.

(3) *J. prakt. chemie*, t. LIII, p. 313.

lamelles cristallines dont les axes optiques n'ont pas la même direction.

	SiO ₃	MgO.	FeO.	Al ₂ O ₃	HO.	Somme.
I. R.	62,03	31,44	1,88	»	4,96	100,31
II.	61,98	31,17	1,48	»	4,81	99,44
III.	62,07	31,13	1,69	0,39	4,83	100,11
IV.	62,35	31,32	1,34	traces.	4,78	99,79
V. R.	62,18	30,46	2,53	»	4,97	100,14
VI.	62,30	31,32	1,62	0,60	4,89	100,19
VI.	61,73	30,65	2,93	0,84	2,18	98,33

* Il y a en outre 1,40 de protoxyde de manganèse.

L'identité de composition de ces minéraux avec plusieurs des *talcs* lamelleux et cristallisés dont les analyses ont été données ci-dessus, montre bien que l'*agalmatolite*, le *speckstein* sont, de même que la *stéatite*, des variétés de *talc* compacte ou à lamelles microscopiques.

— On sait que la *serpentine* de Snarum en Norvège se trouve en gros cristaux qui sont regardés par MM. *Quenstedt*, *Blum*, *Rammelsberg* et *G. Bischof* comme des pseudomorphoses de *péridot*, tandis que MM. *Tannau*, *Schéerer* et *Hermann* pensent que ce sont de véritables cristaux. M. *Quenstedt* ayant observé qu'un cristal de *serpentine* de la collection royale de Berlin contenait encore un noyau de *péridot* à son centre, M. *G. Rose* (1) a fait analyser ce noyau par M. *Heffter*, dans le laboratoire de M. *H. Rose*. Le cristal de *serpentine* duquel il a été extrait, avait 6 pouces de haut, 5 pouces de long et plus de 2 pouces de large: il présentait un prisme à base rhombe d'un angle de 150°, portant des modifications sur les arêtes obtuses. A l'extérieur il consistait en *serpentine* bien caractérisée, tendre et d'un vert foncé, qui s'observait sur une épaisseur de 1/2 à 2 lignes; ensuite venait une substance vert-jau-nâtre, très-claire, d'épaisseur assez irrégulière qui enveloppait un minéral blanc, fortement brillant, non rayé par l'acier et ayant encore des clivages. Le p. sp. de ce minéral est de 5,0597 lorsqu'il est desséché à 100° et en petits fragments; le p. sp. de sa poudre est de 5,056g. Son analyse a donné :

Serpentine.

SiO ₃	FeO.	MnO.	MgO.	Al ₂ O ₃	HO.	Somme.
41,93	2,02	0,25	53,18	traces.	4,00	101,38

D'après la quantité d'eau trouvée et d'après l'analyse de la

(1) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851. — *Poggendorff Annalen*, t. LXXXII, p. 511. — En extr. : *Berl. Acad.*, Berlin, 1851, p. 33. — *J. pr. chem.*, t. LII, p. 409. — *Zeitschrift der deutschen geolog. Gesellschaft*, t. III, p. 108.

serpentine de Snarum faite par M. Schéerer (1), M. G. Rose a calculé que la substance analysée était un mélange de *péridot* avec 30,05 pour 100 de *serpentine*. Il pense d'après cela que les cristaux de *serpentine* de Snarum sont des pseudomorphoses de *péridot*.

(Rétinalite).

M. J.-D. Dana (5) a classé le *rétinalite* de Thompson à la *serpentine*, et M. Hunt a confirmé l'exactitude de cette idée par des analyses récentes: en effet, M. T.-S. Hunt (2) a analysé le *rétinalite* (I) qui provient de l'échantillon même analysé par Thompson. Il a analysé également un échantillon de *rétinalite* (II) provenant de Grenville: ces échantillons de *rétinalite* ont un éclat de poix, une couleur jaune de miel ou vert olive; ils sont transparents; ils ont une dureté égale à 5,05 et un p. sp. qui varie de 2,49 à 2,52.— M. Hunt a encore analysé une substance (III) provenant de la grande île du Calumet; le poids spécifique de cette substance varie de 2,56 à 2,58.

	SiO ₃ .	MgO.	Fe ² O ₃ .	NaO.	HO.	Somme.
I. . . .	39,34	43,02	1,80	traces.	15,09	99,25
II. . . .	40,10	41,65	1,90	0,90	15,00	99,55
III. . . .	41,20	43,52	0,80	"	15,40	100,92

Toutes ces substances sont donc des variétés de *serpentine*.

(Marmolite).

M. J.-D. Dana (5) et M. Hunt (2) regardent également la *marmolite* de M. Hermann comme une variété de *serpentine*.

(Williamsite).

D'après M. R. Hermann (4) la *williamsite* de M. Shepard serait aussi une *serpentine*. Un échantillon à cassure légèrement conchoïde et inégale, d'un vert pomme clair, fortement translucide, d'une dureté égale à 3,5, d'un p. sp. de 2,60, a été analysé par M. Hermann, qui a trouvé pour sa composition:

SiO ₃ .	Al ² O ₃ .	FeO.	NiO.	MgO.	HO.	Somme.
44,50	0,75	1,39	0,90	39,71	12,75	100,00

Gymnite.

— Thompson (5) a décrit sous le nom de *gymnite* le minéral (I) de Baltimore (Maryland), dont la composition est donnée ci-dessous.

(1) Poggendorff *Annalen*, t. LXVIII, 328, et Rammelsberg, *Handwörterbuch*, Suppl., t. III, 107.

(2) *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1851.— *Phil. Mag.*, 4^e s., t. I, p. 327.— En extrait: Silliman. *American Journal*, 2^e s., t. XII, p. 213.— *Pharm. centr.*, 1851, p. 692.

(3) *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1851.— *J. pr. chem.*, t. LIII, p. 31.

(4) Dana. *Mineralogy*, 3^e éd., p. 255-257.

(5) Dana. *Mineralogy*, p. 685.— Rammelsberg. *Handwörterb.*, IV^e Suppl.

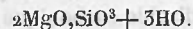
M. J. Ollacher (1) et M. F. de Kobell (2) ont analysé des variétés (II) et (III) de ce minéral qui proviennent du Fleimserthal en Tyrol, où il forme des filons dans la *serpentine*. La *gymnite* du Fleimserthal ressemble beaucoup à la gomme arabique; elle est amorphe, cassante, facile à pulvériser, transparente ou translucide, à éclat cireux, d'une couleur qui varie du blanc jaunâtre au jaune de miel. Par insufflation elle donne l'odeur argileuse. Chauffée dans les pinces, elle décrépète. Elle devient plus transparente dans l'eau. D'après M. Vorhauser sa dureté varie de 2,5 à 3. P. sp. = 1,936 à 2,155. Au chalumeau elle fond seulement sur les bords et elle donne un émail blanc. Elle est facilement attaquée par l'acide chlorhydrique concentré et il se sépare de la silice floconneuse.

	SiO ₃ .	MgO.	Fe ² O ₃ .	CaO.	HO.	Somme.
I. . . .	40,16	36,00	1,16*	0,80	21,16	99,72
II. . . .	40,10	35,85	0,38	0,77**	22,60	100,00
III. . . .	41,50	38,30	"	"	20,50	100,30

* Avec un peu d'alumine.

** Cette chaux est combinée avec de l'acide phosphorique.

M. de Kobell représente ce minéral par la formule

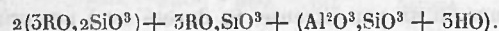


— M. Th. Schéerer et R. Richter (3) ont analysé une *néolite* (4) qui se trouvait dans les cellules d'un basalte décomposé du Stoppelskuppe près d'Eisenach. Elle contient beaucoup d'eau hygroscopique et elle perd facilement son eau de combinaison: aussi était-il nécessaire de déterminer cette eau avec certaines précautions qui sont indiquées un peu plus loin à l'analyse de la magnésite.

Néolite.

	SiO ₃ .	Al ² O ₃ .	MgO.	CaO.	FeO.	HO.	Somme.
I. . . .	51,16	9,61	29,65	1,91	0,82	6,50	99,65
II. . . .	51,35	9,02	30,19	1,93	0,79	6,50	99,78
III. . . .	51,44	8,79	31,11	2,00	"	6,50	99,84

La formule de la *néolite* serait



De même que la *stéatite*, la *néolite* est formée d'un agrégat de parties cristallines.

(1) *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1851, p. 804.— *Zeitschrift der Deutsche geologische Gesellschaft*, t. III, p. 222.

(2) *Munch. gelehrte Anz.*, 1851, t. XXXIII, p. 1.

(3) *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1851, p. 795, et Poggendorff *Annalen*, t. LXXXIV, p. 374-398.

(4) *Annales des mines*, 4^e s., t. XV, p. 85.

Magnésite.

— MM. *Th. Schéerer* (1) et *R. Richter* ont encore analysé plusieurs variétés d'*écume de mer* ou de *magnésite*, I de Turquie, II de Grèce, III et IV de diverses localités qui sont inconnues. Pour déterminer la teneur en eau de ces substances, on les a chauffées dans un courant d'air sec, privé d'acide carbonique et ayant la température de 99°, jusqu'à ce qu'elles n'éprouvassent plus aucune perte de poids; ensuite on les a fait rougir. L'acide carbonique a d'ailleurs été recueilli dans un appareil particulier, puis déplacé par de l'acide chlorhydrique étendu et chaud, et enfin absorbé après dessiccation dans un appareil à boules de *Liebig* qui contenait de l'eau de baryte.

	SiO ₃ .	MgO.	CaO.	FeO.	CO ₂ .	HO.	Somme.
I. (a) R.	61,17	28,43	»	0,06	0,67	9,83	100,16
(b)	61,49	28,43	0,60	0,12	0,67	9,82	100,83
II.	61,30	28,39	»	0,08	0,56	9,74	100,07
III. R.	58,20	27,73	1,53	»	2,73	9,64	99,83
IV.	60,45	28,19	»	0,09	1,74	9,57	100,04

* En outre 0,11 p. 100 d'alumine.

Ces analyses de la *magnésite* montrent que le minéral contient une quantité variable d'acide carbonique et elles conduisent à peu près à la formule MgO, SiO₃ + HO.

Malakon.

— M. *R. Hermann* (2) a analysé un *malakon* des montagnes de l'Ilmen. Ses cristaux ont une couleur d'un brun de noix et un éclat gras; leurs faces sont courbes. D. = 6,5. P. sp. = 3,91.

SiO ₃ .	ZrO.	FeO.	MnO.	HO.	Somme.
31,87	59,82	3,11	1,20	4,00	100,00

Les proportions d'oxygène de SiO₃ : RO : HO sont = 4,74 : 4,69 : 1.

Catapleite.

— M. *Weibye* (3) a trouvé un minéral qui est associé à la tritomite (4) et il lui a donné le nom de *catapleite*. Il a une couleur brun jaunâtre clair. Sa poudre est jaune isabelle. Il est opaque. Sa cassure est un peu vitreuse. Sa dureté est à peu près celle du feldspath. P. sp. = 2,8. Il est en prismes mal déterminés

(1) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 796. — *Poggendorff Annalen*, t. LXXXIV, p. 361-397.

(2) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851. — *J. pr. chem.*, t. LIII, p. 32.

(3) *Poggendorff Annalen*, t. LXXIX, p. 299. — Dana, *Silliman. American Journal*, t. X, p. 245.

(4) *Annales des mines*, 3^e s., t. XIX, p. 291.

dont l'angle paraît être de 120°; ces prismes portent les traces d'autres faces verticales. Ils ont un clivage facile parallèlement à la base. Leurs faces sont douces au toucher et elles ont peu d'éclat.

Au chalumeau, la *catapleite* fond facilement en un émail blanc. Avec le borax elle se dissout difficilement et elle donne un verre limpide et incolore. Avec le nitrate de cobalt elle se colore en bleu. Réduite en poudre elle se dissout aisément dans l'acide chlorhydrique, mais sans faire gelée.

M. *Sjögren* a trouvé pour sa composition :

	SiO ₃ .	Al ₂ O ₃ .	ZrO.	NaO.	CaO.	FeO.	HO.
I. . .	46,83	0,45	29,81	10,83	3,61	0,63	9,86
II. . .	46,52	1,40	29,33	10,06	4,66	0,49	9,05

Si on admet que la zircon est un oxyde à un atome d'oxygène, les rapports d'oxygène de RO : SiO₃ : HO sont à peu près entre eux ÷ 3 : 6 : 2, ce qui donnerait la formule 3(ZrO, NaO, CaO), 2SiO₃ + 2HO.

Il importe d'ailleurs de remarquer que la zircon de ce minéral se comporte avec les réactifs comme celle du zircon de *Frederichsvärn*.

— M. *W.-S. Clark* (1) a analysé une substance jaunâtre, blanchâtre à l'intérieur, douce au toucher, qui entoure le plus souvent les cristaux de topaze du *Schneckenstein* dans le *Voigtland* saxon. Elle a une cassure terreuse et elle happe fortement à la langue; p. sp. = 2,6. Examinée sous le microscope, elle paraît formée de lamelles transparentes, en partie rhomboïdales. Au chalumeau elle devient brun clair, puis blanche, mais elle ne fond pas. L'acide chlorhydrique étendu lui enlève un peu d'oxyde de fer et il reste une poudre d'un blanc éclatant. L'acide chlorhydrique ne la décompose que d'une manière incomplète. Une analyse de cette substance a donné :

SiO ₃ .	Al ₂ O ₃ .	MgO.	HO.	Somme.
46,75	39,58	0,93	13,42	100,68

M. *Wöhler* a admis pour cette substance la formule 3Al₂O₃, 4SiO₃ + 6HO et il a fait remarquer que c'est un *kaolin*.

MM. *Ebelmen* et *Salvétat* (2) ont analysé le *kaolin* de *Tong-Kang I* et celui de *Si-Kang II*.

(1) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851. — *Ann. chem. pharm.*, t. LXXX, p. 122. — En extr. : *Pharm. centr.*, 1852, p. 328.

(2) *Annales de chimie et de physique*, 3^e s., t. XXX, p. 257. — *Neues Jahrbuch von Leonhard und Bronn*, 1852, p. 333.

Kaolin.

	SiO ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	KO	NaO	HO	Somme.
I.	50,5	33,7	1,8	0,8	1,9	"	11,2	99,9
II.	55,3	30,3	2,0	0,4	1,1	2,7	8,2	100,0

Halloysite.

M. *Salvétat* (1) a analysé plusieurs hydrosilicates d'alumine amorphes, savoir : I, *halloysite* de Saint-Jean de Colle, près de Thiviers (Dordogne). II, *halloysite* d'une localité inconnue.

Ces deux *halloysites* ont une couleur rose rougeâtre; elles sont très-tendres, onctueuses, elles se fendent dans l'eau sans devenir plastiques. Dans le tube de verre, elles donnent beaucoup d'eau et elles prennent une couleur grise; à l'air elles deviennent blanches sans se fondre. Une dissolution étendue de carbonate de soude leur enlève la silice amorphe; l'acide sulfurique les décompose en laissant un résidu de silice cristalline.

	SiO ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	Mn ₂ O ₃	CaO	MgO	KO	NaO	HO	Somme.
I. 47,55	22,60	4,05	trace.	1,66	0,30	0,04	0,06	26,20	99,46	
II. 45,44	24,00	1,35	"	0,83	0,09	0,93		26,70	99,34	

* Il y a 0,96 p. 100 de silice amorphe et 1,04 p. 100 de silice cristalline.

M. *Salvétat* admet que les bases RO forment un silicate de la formule $3RO, 2SiO_3$; il obtient alors pour ces *halloysites* la formule $R^2O_3, 2SiO_3 + 7HO$, qui est la même que celle de *Halloysite* de Montmorillon analysée par M. *Damour* et par lui.

Smectite.

M. *Salvétat* a analysé également la *smectite* de Houdan (Seine-et-Oise); elle est terreuse; elle adhère fortement à la langue. Dans l'eau elle devient transparente et plastique; dans une plus grande quantité d'eau, elle se divise en petits flocons. M. *Salvétat* a trouvé qu'elle se laisse représenter par la formule $2Al_2O_3, 3SiO_3$ comme la *smectite* de Cilly: desséchée à 16° elle retient $7 \frac{1}{2}$ éq. d'eau.

Lenzinite.

M. *Salvétat* a encore analysé la *lenzinite* de la pegmatite de la Vilate, près de Chanteloube (Haute-Vienne). Elle a une couleur brun clair; elle est tendre, non plastique et elle ne happe pas à la langue. Elle se contracte un peu par dessiccation. Au chalumeau elle devient rougeâtre; elle ne fond pas. Elle est décomposée à chaud par l'acide sulfurique.

	SiO ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	KO, NaO	HO	Somme.
40,00	36,00	1,95	0,18	0,50	21,50		100,13

* Il y a 2,00 de silice amorphe et 1,64 de silice cristalline.

(1) *Annales de chimie et de physique*, 3^e s., t. XXXI, p. 102. — *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1851, p. 787.

En retranchant la silice amorphe, ainsi que la silice combinée avec les bases RO, conformément à l'hypothèse ci-dessus (page 726, Halloysite), M. *Salvétat* arrive à la formule $Al_2O_3, SiO_3 + 3HO$.

Desséchée à 100°, cette substance ne retient plus que 2,5 éq. d'eau ou seulement 16,5 p. 100.

— M. *Th. Anderson* (1) a désigné sous le nom de *gurolite* (γυρολίτ) un minéral qu'il regarde comme nouveau. Il se trouve avec de l'apophyllite, de la stilbite et de la laumonite dans les druses d'un basalte compacte de Storr, dans l'île de Skye. Il forme de petits agrégats hémisphériques blancs et à éclat vitreux. Il se divise facilement en lamelles complètement transparentes. D. = 5,5. Dans le tube fermé il donne de l'eau; il se gonfle et il se divise en lamelles minces à éclat nacré. Au chalumeau il fond en un émail. Il est facilement décomposé par l'acide chlorhydrique.

Gurolite.

SiO ₃	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	HO	Somme.
50,70	1,48	33,24	0,18	14,18	99,78

D'après cette analyse, M. *Anderson* admet pour la formule de la *gurolite* $2(CaO, SiO_3) + 3HO$. Il pense que si la teneur en eau est en réalité plus petite que celle qui correspond à cette formule, cela doit être attribué à la facilité avec laquelle le minéral se décompose. Lorsqu'il est desséché à 100°, sa formule est d'ailleurs $CaO, SiO_3 + HO$.

— M. *C.-U. Shepard* (2) a fait une nouvelle analyse de l'*ozarkite* et il a obtenu : silice, 40,91; alumine, 15,75; chaux, 4,52; phosphate de chaux, 4,17; eau, 15,10. D'après M. *J.-D. Whitney* (3) ce minéral serait de la *scolezite* mélangée de *chaux phosphatée* massive ou cristallisée. M. *G.-J. Brush* (4) a constaté en effet qu'elle contient souvent une quantité très-considérable d'acide phosphorique. M. *J. Dana* (3) regarde aussi cette substance comme un mélange d'une zéolite avec de la chaux phosphatée. Elle a été trouvée dans les monts Ozark (Arkansas); elle est associée avec la brookite et elle forme des

Scolezite (Ozarkite).

(1) *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1851. — *Phil. Mag.*, 3^e s., t. 1, p. 111. — *Ann. ch. pharm.*, t. LXXVIII, p. 96. — En extraits dans *Edinb. Phil. J. L.*, p. 367. — Silliman. *American Journal*, 2^e s., t. XII, p. 205. — *Instit.*, 1851, p. 126. — *J. pr. chem.*, t. LII, p. 382. — *Pharm. centr.*, 1851, p. 301. — *Jahrb. Miner.*, 1852, p. 210.

(2) *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1851. — Silliman. *American Journal*, 2^e s., t. XII, p. 218. — *Proc. Am. Assoc.*, 4 Meeting at New-Haven, p. 322.

(3) Dana. *Minerology*, 3^e édit., p. 302.

veines dans la paranthine de laquelle elle est séparée par une zone siliceuse.

Heulandite. — M. *Dufrénoy* (1) a signalé la grande fréquence de l'*heulandite* dans les amygdaloïdes des trapps de l'Abyssinie rapportés par M. *Rochet*. Quelquefois ces amygdaloïdes sont formées de chabasie et de calcédoine; elles ressemblent alors beaucoup, ainsi que les roches qui les contiennent, aux trapps des îles Feroe et à ceux d'Oberstein.

Analcime (Eudnophite). — MM. *Weibye*, de *Borck* et *Berlin* (2) ont donné le nom d'*eudnophite* à un minéral qui est associé au leucophane et qui se trouve dans la syénite de l'île Lamo en Norvège. Sa couleur est blanche, grise ou brune. Il est un peu translucide. D. = 5,5. P. sp. = 2,27. Il cristallise en prisme droit à base rhombe qui est représenté par la fig. 24, Pl. IV, et dans lequel $d-d=120^\circ$, $d-s=120^\circ$, $o-d=130^\circ$.

Il a un clivage facile parallèlement à la base et un autre moins facile parallèlement au plan diagonal.

Au chalumeau il fond en un verre de couleur claire. Il s'attaque avec gelée par l'acide chlorhydrique.

Les analyses des échantillons I et II ont été faites par MM. de *Borck* et *Berlin* qui ont obtenu :

	SiO ₃	Al ² O ₃	NaO.	HO.	Somme.
I. . .	54,93	25,59	14,06	3,29	100,87
II. . .	55,06	23,12	14,06	3,16	100,41

Ces analyses conduisent à la formule $5\text{NaO}, 2\text{SiO}^3 + 3\text{Al}^2\text{O}^3, 2\text{SiO}^3 + 6\text{HO}$.

Cette formule est aussi celle de l'*analcime*: l'*eudnophite* paraîtrait donc être dimorphe de l'*analcime*.

Natrolite ferrugineuse (Eisennatrolith). — M. *C. Bergemann* (5) a décrit sous le nom de *natrolite ferrugineuse* (Eisen-natrolith) un minéral vert foncé, non transparent, qui se trouve dans la *brevicite* de Brevig en Norvège. Il est en partie cristallin et il présente des prismes à quatre faces qui ne sont pas susceptibles d'être déterminés exactement, mais qui, d'après M. *Bergemann* paraîtraient avoir même forme et même clivage que la *natrolite*. D=5. P. sp. = 2,355. Chauffé dans le tube de verre il donne de l'eau. Au cha-

(1) *Dufrénoy. Comptes rendus de l'Académie*, t. XXXII, p. 224-227.

(2) Dana, *Silliman. American Journal*, t. X, n° 29; *Poggendorff Annalen*, t. LXXIX, 299.

(3) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 798. — *Poggendorff Annalen*, t. LXXXIV, p. 491. — En extr.: *Pharm. centr.*, 1852, p. 74.

lumeau il est presque infusible. Tous les acides, y compris l'acide oxalique, le décomposent avec gelée, lors même qu'il a été préalablement calciné.

SiO ₃	Al ² O ₃	Fe ² O ₃	FeO.	MnO.	NaO.	HO.	Somme.
46,53	18,94	7,48	2,40	0,55	14,04	9,36	99,30

* Avec un peu de potasse. Il y a aussi des traces d'acide phosphorique et de glucine.

Les rapports d'oxygène de RO : R²O³ : SiO³ : HO sont entre eux ÷ 1,1 : 5 : 6,6 : 2,2, d'où résulte la formule (NaO, FeO) SiO³ + (Al²O³, Fe²O³) SiO³ + 2HO. M. *Bergemann* considère ce minéral comme une *natrolite* dans laquelle une partie de la soude est remplacée par du protoxyde de fer et une partie de l'alumine par du sesquioxyde de fer. Malgré l'analogie de composition chimique, il n'est cependant pas sans inconvénients de donner un nom rappelant une zéolite à un minéral qui contient beaucoup d'oxyde de fer et qui par tous ses autres caractères n'a aucune analogie avec la famille si naturelle des zéolites.

— MM. *C.-T. Jackson* et *J.-D. Whitney* (1) ont nommé *chlorastrolite* un minéral qui se trouve en cailloux roulés sur les bords de l'île Royale au lac Supérieur.

Il est massif ou bien à structure radiée ou étoilée. Il a une couleur gris bleuâtre clair. Son éclat est perlé et chatoyant. Il reçoit bien le poli et il peut être employé dans la bijouterie. D = 5,5 à 6. P. sp. = 3,180. Dans le tube il donne de l'eau et il devient blanc. Au chalumeau il fond facilement et il se gonfle. Avec le borax il donne un verre transparent qui est coloré par le fer. Avec le nitrate de cobalt il prend une couleur bleue. Il se dissout dans l'acide chlorhydrique en donnant un précipité floconneux de silice.

M. *Whitney* a trouvé pour sa composition :

SiO ₃	Al ² O ₃	Fe ² O ₃ *	CaO.	KO.	NaO.	HO.	Somme.
36,99	25,49	6,48	19,90	0,40	3,70	7,22	100,18

* Avec un peu de FeO.

La *chlorastrolite* se laisse représenter par la formule $5(\text{CaO}, \text{NaO}), \text{SiO}^3 + 2(\text{Al}^2\text{O}^3, \text{Fe}^2\text{O}^3), \text{SiO}^3 + 3\text{HO}$.

— M. *A. Erdmann* (2) a analysé divers échantillons de *chlorite* des mines de Dannemora : I, *Chlorite* qui forme de petits filons ou des nodules dans le gîte calcaire qui se trouve près de la

(1) Dana, *Mineralogy*, p. 307. et *Bost. J. Nat. Hist.*, t. V, p. 448.

(2) *Dannemora Jernmalms fält i Upsala Lan* at A. Erdmann. Stockholm, 1851, p. 20 à 23.

Chlorastrolite.

Chlorite (Ripidolithe).

miné de Myr. — II, *Chlorite* provenant de l'ancienne mine Österby. — III, *Chlorite* qui imprègne un pétrosilex (Hällflinta) de la mine Lösta : cette chlorite qui donne au pétrosilex sa couleur verte a été séparée par une attaque à l'acide hydrochlorique.

	SiO ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	MnO	CaO	MgO	KO	NaO	HO	Résidu	Somme
I.	27,83	14,23	5,34	22,53	3,21	traces.	15,42	0,36	0,27	10,19	0,81	100,19
II.	27,89	14,30	5,96	21,21	5,43	0,43	14,42	0,17	0,23	10,30	"	100,34
III.	25,55	18,22	5,96	27,43	0,49	traces.	10,88	1,93*	9,54	"	"	100,00

* Les alcalis ont été obtenus par différencé.

Ces *chlorites* appartiennent à la variété désignée sous le nom de *ripidolithe*. Elles contiennent de petites quantités d'alcalis, mais elles ont à peu près la même composition que les *chlorites* du Zillerthal, de Rauris et du Saint-Gothard, analysées par MM. de Kobell et Varrentrapp.

M. Erdmann observe qu'on a pour les rapports d'oxygène des *chlorites* I et II : SiO₃ : R²O₃ : RO : HO = 15 : 9 : 12 : 9, ce qui donne la formule 3RO, 2SiO₃ + 3(R²O₃, SiO₃) + 9(RO, HO).

— M. A. Erdmann (1) a analysé le liège de montagne (*bergkork*) de Stor-Rymningen (Suède). Il se trouve dans un calcaire cristallin dans lequel il est quelquefois associé avec un peu d'asphalte.

Les résultats de l'analyse sont les suivants :

SiO ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	MnO	HO	Somme.
53,75	3,47	12,91	11,15	4,97	14,59	100,84
27,93	1,62	3,96	4,32	1,11	12,97	

M. Erdmann observe que ce minéral contient beaucoup d'eau et qu'il s'attaque facilement par l'acide chlorhydrique; il en conclut que le liège de montagne est bien différent de l'asbeste avec laquelle on le confond habituellement, parce qu'il a la structure asbestiforme.

On désigne sous le nom de *cuir de montagne* (*berglädret*) un minéral qui a une très-grande ressemblance avec le précèdent, mais qui renferme cependant plus de 20 p. 100 d'eau.

Les calcaires cristallins et notamment ceux qui sont serpentineux, contiennent assez fréquemment un minéral qui a tous les caractères du liège de montagne, analysé par M. Erdmann. La couleur de ce minéral varie du vert plus ou moins foncé à un très-beau vert d'émeraude : il est formé de fibres fines et soyeuses comme l'asbeste à laquelle il ressemble beaucoup; tantôt il

(1) *Dannemora Jernmalms fall i Upsala af, A. Erdmann, p. 56.*

remplit des filons traversant le calcaire, tantôt il se fond d'une manière insensible avec lui. — On l'observe par exemple dans les brèches calcaires et serpentineuses qui s'exploitent sur un grand nombre de points des Alpes, soit en France, soit en Italie et qui donnent des marbres verts d'un très-bel effet. On l'observe aussi dans le marbre vert antique qui est connu dans la marbrerie sous le nom de vert de mer.

— M. Kennigott (1) a constaté que la *carpholite* de Schlackenwald cristallise en prisme à base rhombe dont les angles sont respectivement 111° 27' et 68° 33'. Les arêtes de ce prisme sont tronquées.

M. Kennigott observe qu'en admettant que le fer et le manganèse sont à l'état d'oxydes, il résulte des analyses qui ont été faites par Steinmann et Stromeyer que ce minéral pourrait se représenter par la formule HO³(Al²O³, Mn²O³, Fe²O³) + (Al²O³, Mn²O³, Fe²O³) 2SiO³. La *carpholite* se rapprocherait alors de la *worthite*.

— M. T.-S. Hunt (2) a décrit sous le nom de *loganite* un minéral de l'île du Calumet. Il est associé avec de la serpentine, du mica phlogopite, de la pyrite de fer et de la chaux phosphatée; tous ces minéraux se trouvent d'ailleurs dans un calcaire cristallin. Sa forme est celle de prismes surbaissés qui ont une base rhombe et des arêtes arrondies. Sa cassure est inégale. Il est transparent : sa couleur varie du brun girofle au brun chocolat. Sa poussière est blanche. D. = 3. P. sp. = 2,60 à 2,64. Chauffé dans le tube il donne de l'eau. Au chalumeau il devient gris blanchâtre sans se fondre. Les acides l'attaquent incomplètement et la silice se sépare pulvérulente :

	SiO ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	HO et CO	Somme.
I.	32,84	13,37	2,00	0,96	35,12	17,02	101,31
II.	32,14	13,00	2,28	0,93	36,43	16,83	101,61
III.	33,17	"	"	"	"	16,50	

Si on retranche la chaux comme mélangée à l'état de carbonate, la moyenne des analyses précédentes donne pour les rapports d'oxygène de RO : R²O₃ : SiO₃ : HO = 6,2 : 3 : 7,65 : 6,29; ces rapports conduisent à peu près à la formule 4(3MgO, SiO₃) + 2(Al²O₃, Fe²O₃), SiO₃ + 12HO. Cette formule proposée par M. Hunt a quelque analogie avec celle de la *pyrosclerite* du Saint-Phi-

(1) Haidinger. *Berichte*, etc., t. VII, p. 190, et *Neues Jahrbuch von Leonhard und Bronn*, 1853, p. 62.

(2) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851. — *Phil. Mag.*, 4^e série, t. II, p. 65; en extrait : Silliman. *American Journal*, 2^e s., t. XII, p. p. 387. *Pharm. centr.*, 1851, p. 597.

lippe (1) et ces deux minéraux se trouvent aussi dans les mêmes circonstances de gisement. Il est vraisemblable que les différences quelquefois très-notables, qui sont présentées dans la composition chimique de la *pyrosclerite* et des minéraux qui s'en rapprochent, tiennent à ce que les échantillons analysés étaient inégalement pseudomorphosés.

Dysintribite.

— M. C.-U. Shepard (2) a désigné sous le nom de *dysintribite* une substance provenant de Rossie (New-York). M. J.-D. Dana fait remarquer avec raison que la composition de cette substance est tout à fait anormale et qu'elle doit former une roche.

Silicates
avec fluorure,
chlorure, sulfates et borates.

Humite.

— Dans un mémoire publié dans les Archives des Sciences physiques et naturelles, M. de Marignac (3) a fait voir que la *humite* cristallise dans le système du prisme droit à base rhombe et que de plus les cristaux de *humite* se rapportent à trois types différents, dont chacun est caractérisé par des formes spéciales. M. Scacchi (4) a mesuré un très-grand nombre de cristaux de *humite* et il a confirmé par de nouvelles recherches les résultats obtenus par M. de Marignac.

Pour se rendre compte des différences qu'il y a entre les formes de chaque type, il suffit de jeter les yeux sur les fig. 25, 26, 27, Pl. IV, qui représentent les projections verticales d'un cristal complet dans les trois types.

M. Scacchi a considéré chacun de ces trois types comme une espèce minérale distincte et il a calculé, à l'aide des angles qui sont donnés par le tableau suivant, les rapports entre les axes pour la forme primitive de chacun des trois types :

TYPES.	ANGLES MESURÉS.	AXES.		
		a axe principal.	b grande diagonale.	c petite diagonale.
1 ^{er} type (fig. 25)	A-e ³ =103°47' A-i ² =124°16'	1	0,2453	0,2271
2 ^e type (fig. 26)	A-e ² =108°58,3 A-i=122°29,5	1	0,3438	0,3184
3 ^e type (fig. 27)	A-e ⁴ =100°47,9 A-i ² =125°13'	1	0,1907	0,1765

On voit que les rapports de l'axe *a* aux axes *b* et *c* sont nota-

(1) *Annales des mines*, 4^e s., t. XX, p. 155 à 160.

(2) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851. — Silliman. *American Journal*, 4^e s., t. XII, p. 209; en extrait: *Proc. Am. assoc.*, 4 Meeting, p. 311; en extrait: *Pharm. centr.*, 1852, p. 166.

(3) De Marignac. *Archives des sciences physiques et naturelles*, t. IV, p. 152.

(4) Poggendorff. *Annalen* (1851) *Ergänzung*, t. III, p. 161. — *Jahresbericht von Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 807.

blement différents, mais que les rapports des axes *b* et *c* sont au contraire extrêmement peu différents.

En outre, l'axe *b* du premier type est à l'axe *b* du deuxième type à peu près dans le rapport de 5 à 7; l'axe *b* du premier type est à l'axe *b* du troisième type dans le rapport de 9 : 7 : de plus, l'axe *b* du deuxième type est à l'axe *b* du troisième type dans le rapport de 9 : 5.

Les mêmes rapports existent d'ailleurs entre les axes *c* des trois types; par conséquent les axes *b* et *c* des trois types deviennent égaux entre eux, lorsqu'on multiplie respectivement ceux du premier type par 7, ceux du deuxième type par 5, ceux du troisième type par 9.

On comprend, d'après cela, comment les trois types des cristaux de *humite* peuvent se ramener à une même forme primitive dans laquelle les rapports des axes sont représentés par 1 : 1,7172 : 1,5897.

Si on part de ces rapports et qu'on calcule les angles des trois types, on trouve que les angles calculés diffèrent au plus de 5' des angles mesurés.

Les cristaux du premier type (fig. 25) présentent, outre les faces A et B du prisme rectangulaire, trois sortes de prismes rhombes; ceux de ces prismes qui sont horizontaux ont leurs faces désignées par *e* et *i*; ceux de ces prismes qui sont verticaux ont leurs faces désignées par *o*; en outre, il y a deux sortes d'octaèdres à base rhombe dont les faces sont désignées par *n* et *r*.

Les cristaux du deuxième type (fig. 26) et du troisième type (fig. 27) présentent, outre les faces A et C du prisme rectangulaire, deux sortes de prismes rhombes, qui sont tous deux horizontaux et dont les faces sont désignées par *e* et *i*; ils présentent en outre trois sortes d'octaèdres à base rhombe, dont les faces sont désignées par *m*, *n*, *r*.

Les cristaux du premier type donnent pour les faces *e* les nombres 1, 2, 3, 4, 5 sur l'axe *b*: pour les faces *i* les nombres 1, 3, 5 sur l'axe *c*; pour les faces *r* les nombres 1, 2, 3, 4, 5 sur l'axe *c*.

M. Scacchi considère la *humite* comme cristallisant dans le système du prisme droit à base rhombe; il remarque cependant que la disposition de certaines faces semblerait indiquer un prisme oblique. En effet, dans les cristaux du deuxième et du troisième type, les faces des prismes rhombes *e* et *i* sont

placées comme dans le prisme droit; mais les octaèdres à base rhombe *r*, perdent presque toujours la moitié de leurs faces avec une symétrie remarquable. Cette disposition des faces de la série *r* est représentée par la *fig.* 28, Pl. IV.

Comme M. de Marignac l'avait reconnu antérieurement, la *humite* est souvent mâclée; M. Scacchi décrit plusieurs de ces mâcles, qui sont quelquefois assez complexes. L'une des plus simples est celle qui appartient au deuxième type, et qui est représentée par la *fig.* 29, Pl. IV. De même que dans toutes les mâcles de ce deuxième type, le plan d'assemblage ne correspond pas à l'une des faces du cristal; mais il est parallèle à un plan que nous désignerons par *e'*, qui passerait par les extrémités des axes *a* et *b* et qui serait parallèle à l'axe *c*. Ce plan fait un angle de $59^{\circ},47'$ avec l'axe *a*; par suite les faces A des cristaux simples font entre elles des angles qui sont respectivement de $419^{\circ},34'$ et de $60^{\circ},26'$. Il y a d'ailleurs une pénétration complète des deux cristaux A et A', et dans cette pénétration, la face *r*² du côté gauche supérieur du cristal A, se place dans un même plan que la face *r*² du côté gauche inférieur du cristal A'.

M. Scacchi a déterminé le poids spécifique des trois types de *humite*, et il a obtenu les résultats suivants :

1 ^{er} type. . .	Cristaux blancs.	3,234
2 ^e type. . .	Cristaux jaunes.	3,177
3 ^e type. . .	Cristaux jaunâtres.	3,186
	Cristaux bruns.	3,199

Il a constaté que la dureté de la *humite* est égale ou même un peu supérieure à celle du feldspath.

La *humite* se trouve dans les blocs de la Somma, et elle est constamment cristallisée. Presque toujours un même bloc contient des cristaux qui appartiennent au même type: il est arrivé seulement deux fois à M. Scacchi de rencontrer des cristaux du deuxième et du troisième type réunis.

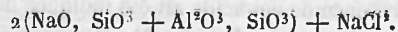
Les roches qui contiennent le plus habituellement la *humite* sont la chaux carbonatée feuilletée ou grenue et une roche formée de péridot blanc, de mica et de fer oxydulé. Dans la première roche, la *humite* a cristallisé dans des druses, dans lesquelles elle est accompagnée par le zircon et par le mica; elle appartient généralement au deuxième ou au troisième type. Dans la deuxième roche, elle est accompagnée par

le zircon, l'idocrase, le grenat et l'augite en petits cristaux jaunes; elle appartient généralement au premier et au troisième type.

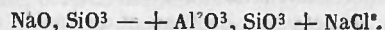
— M. C. Bergemann (1) a analysé un minéral très-voisin de la *sodalite*. Il s'observe avec l'éléolite dans le feldspath vert de Brevig, en Norwége. Il est différent de la *sodalite* bleue de la vande qui a été analysée par M. Bore (2). Il ne se trouve pas en cristaux nets; mais ses clivages paraissent être parallèles aux faces du dodécaèdre rhomboïdal. Il est vert clair, transparent, à éclat vitreux. D. = 5. P. sp. = 2,302. Au chalumeau, il se décolore; il fond seulement sur les bords et sans se gonfler. Il s'attaque avec gelée par les acides, soit avant, soit après calcination.

SiO ₃	Al ² O ₃	NaO.	Cl.	PO ₅ .	Somme.
46,028	23,972	21,483	7,431	0,857	99,771

Il contient en outre des traces de chaux et d'oxyde de fer. Les équivalents de NaO, Al²O₃, SiO₃, NaCl³ sont entre eux + 1,03 : 106,55 : 0,44 ce qui donnerait pour la formule du minéral,



M. Bergemann propose la formule



Il regarde l'acide phosphorique comme accidentel dans la *sodalite*, bien que cet acide se trouve cependant aussi dans la *sodalite* de Miask, ainsi que dans une *sodalite* verte du Connecticut, dans laquelle il y a à peine une trace de chlore.

— M. F. Field (3) a analysé le *lazulite* qui se rencontre en grandes masses dans les Cordilières. Il a une belle couleur bleue qu'il perd par calcination, mais qu'il reprend après le refroidissement. Chauffé avec du nitre au chalumeau, il devient d'un beau vert. L'acide nitrique étendu le décompose et donne une légère effervescence; il se sépare d'ailleurs de la silice gélatineuse. L'acide acétique le décompose de même et il dégage de l'hydrogène sulfuré. L'analyse a donné les résultats suivants :

SiO ₃	Al ² O ₃	CaO.	MgO.	NaO.	FeO.	S.	CO ₂ .	Somme.
37,60	11,21	24,05	0,36	9,66	0,08	1,65	15,05	99,66

(1) *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1851, p. 809. — *Poggendorff Annalen*, t. LXXXIV, p. 492.

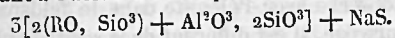
(2) *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1849, p. 768.

(3) *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1851. — *Chem. soc. Qu. J.* t. IV, p. 331.

odalite.

Lazulite.

M. *Field* fait remarquer que le soufre se trouve dans le minéral à l'état de sulfure, et non pas à l'état de sulfate. D'après cela, si on retranche les carbonates de chaux et de magnésie correspondant à l'acide carbonique obtenu, on a la formule



Peut-être un peu de calcium et de fer sont-ils combinés aussi à l'état de sulfures.

D'après MM. *Domeyko*, *Manuel Aracena* et *Philippi* (1), le *lazulite* se trouve au Chili, près des sources du Cazadero et du Vias, petits affluents du Rio Grande, dans la cordillère de d'Ovalle. Il est dans des couches épaisses formés par un calcaire blanc ou grisâtre et il est accompagné de pyrite de fer. Ces couches recouvrent le schiste argileux, et elles sont recouvertes elles-mêmes par des couches contenant des minerais de fer et beaucoup de grenats.

Tourmaline.

— M. *Rammelsberg* (2) a analysé un grand nombre de *tourmalines*, et dans aucune d'elles il n'a trouvé de l'acide carbonique, quoique la présence de cet acide ait été indiquée dans la *tourmaline* par M. *Hermann*. Depuis, M. *Hermann* (3) a fait de nouvelles recherches sur la *tourmaline* noire de Gornoschit; elle contient, d'après lui, de l'eau et de l'acide carbonique, mais il prétend, ce qui paraît peu vraisemblable, qu'elle ne contient pas de fluor, non plus que plusieurs des *tourmalines* analysées par M. *Rammelsberg*.

Datholite.

— MM. *Foster* et *Wilhney* (4) ont analysé la *datholite* compacte de l'île Royale.

SiO ₃ .	BoO ₃ .	CaO.	Mn ² O ₃ .	HO.	Somme.
37,64	21,88	34,68	traces.	5,80	100,00

* Par différence.

Titanates.

Warwickite
(Enceladite).

— M. *Shepard* (5) et M. *Dana* ont décrit, sous le nom de *warwickite*, un minéral qui se trouve dans un calcaire cristallin, à 2 1/2 milles au S. O. d'Edenville (New-York); il est associé dans ce calcaire avec le spinelle, la chondrodite, etc. D'un autre côté, M. T.-L. *Hunt* (6) avait décrit, sous le nom d'*ence-*

ladite un minéral qu'il a reconnu depuis n'être qu'une *warwickite* décomposée. La *warwickite* cristallise en prismes à base rhombe, dont les angles sont, d'après M. *Beck*, de 93° à 94°. Ce prisme est tronqué parallèlement aux arêtes correspondant aux angles obtus et aux angles aigus. Le sommet est généralement arrondi; il a un clivage très-facile parallèlement à la grande diagonale. La surface du clivage est striée verticalement; elle montre les traces d'autres clivages coupant le premier obliquement. Les cristaux, qui sont allongés, atteignent quelquefois plus de deux pouces de long sur un tiers de pouce de largeur. D = 3 à 4. P. sp. = 5 — 5, 29 (*Shepard*), ou 3,18 (*Hunt*).

Elle a un éclat perlé et métallique sur la face du clivage; sur les deux autres faces, son éclat est vitreux ou subvitreux.

Sa couleur est le brun foncé, le gris de fer, et souvent elle présente une teinte rouge de cuivre sur la face du clivage facile. Lorsqu'elle est décomposée, elle devient noir de fer avec nuance de pourpre. Sa poussière est noir bleuâtre. Elle est fragile et sa cassure est inégale. Au chalumeau, elle est infusible; mais elle devient plus claire. Avec le borax, elle donne une perle limpide, colorée par le fer. Avec le sel de phosphore, elle donne une perle qui est orange quand elle est chaude et qui devient gris pourpre en se refroidissant.

M. *Shepard* avait pensé d'abord que c'était un titanate d'Ytria, avec fluor; mais plusieurs analyses de M. *Hunt* ont montré que c'est un titanate de magnésie et de protoxyde de fer (1). Dans un dernier essai, M. *Hunt* a trouvé que le minéral pur contient seulement 2 p. 100 d'eau, ainsi que de l'acide titanique, de la magnésie et du protoxyde de fer, dans les rapports ÷ 31,5 : 45,5 : 8,1. M. *Hunt* admet, d'après cela, que la formule de la *warwickite* est 5RO, TiO³.

— M. *Dufrénoy* (2) signale, dans un rapport sur l'exposition universelle de Londres, des nodules de *chaux phosphatée* qui, en Angleterre, servent d'engrais pour les terres, ou bien sont employés pour la fabrication du phosphore. Ces nodules sont assez abondants dans le gault de Surrey, où ils proviennent en grande partie de coprolites; ils contiennent 70 p. 100 de *chaux*

Phosphates.
Chaux
phosphatée.

(1) *Neues Jahrbuch* von Leonhard und Bronn, 1852, p. 686.

(2) *Annales des mines*, 4^e s., t. XIX, p. 320.

(3) *J. pr. chem.*, t. LIII, p. 280. — *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1851. — Voir aussi *Rammelsberg, Handwörterbuch*, Suppl. II, p. 162.

(4) *Report on the Lake Superior Region*, 2^e part., p. 101.

(5) *Dana, Mineralogy*, 3^e édit., p. 393. — *American Journal*, t. XXXIV, p. 313, et t. XXXVI, p. 85.

(6) *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1847, p. 1204.

(1) *Silliman, American Journal*, 2^e s., t. XI, p. 352.

(2) *Report on mining, quarrying, metallurgical operations and mineral products*. Dufrénoy, reporter p. 27.

phosphatée ayant la composition du phosphate de chaux des os.

Des nodules semblables sont encore exploités comme engrais dans le crag rouge de Norfolk et de Suffolk, à la base du terrain tertiaire supérieur; ils contiennent environ 55 p. 100 de *chaux phosphatée*.

Chaux phosphatée
(Eupyrchroïte).

M. *Emmons* (1) a nommé *eupyrchroïte* une variété de *chaux phosphatée* qui se trouve à Crown-Point, comté d'Essex, environ à 1 mille au sud d'Hammondsville; elle ressemble à celle d'Estramadure (Espagne) et de Schlackenwald (Bohême). M. C. T. *Jackson* (2) a analysé cette *eupyrchroïte* (I); elle forme des concrétions gris de cendre ou gris bleuâtre qui sont mamelonnées et fibreuses. Chauffée au chalumeau ou sur un morceau de tôle, elle répand une lumière verte et elle devient très-phosphorescente. $D = 4,5$. P. sp. = 3,055. On l'emploie comme engrais pour la terre, et on en a déjà exploité une centaine de tonnes.

M. *Jackson* a encore analysé une *chaux phosphatée* (II), cristallisée et jaune qui provenait de Hurdstown.

	3CaO, PO ⁵ .	CaCl.	CaFl.	FeO.	Fe ² O ³ .	CaO, CO ² .	HO.	Somme.
I. . .	92,94	0,33	1,45	2,00	"	2,77	0,50	99,99
II. . .	92,40	0,54	7,02	"	0,04	"	"	100,00

* Par différence. Avec le fer II y a dans II des traces de manganèse.

Ostéolite.

M. C. *Bromeis* (3) a nommé *ostéolite* une variété de *chaux phosphatée*. Elle est blanche et pulvérulente, comme de la craie. Elle se trouve entre Ostheim et Eichen, près de Hanau. Elle forme un amas ayant 6^m,10 à 6^m,18 de puissance, qui paraît assez étendu et qui se trouve environ à 1 mètre au-dessous de la surface du sol, dans une dolerite celluleuse et décomposée. A la partie supérieure, cette substance est molle, et elle se laisse facilement diviser sous l'eau, sans toutefois devenir plastique. A l'intérieur, elle est compacte et presque semblable à la pierre lithographique; elle porte les traces de strates très-fines, et elle a été déposée par les eaux. Par insufflation, elle donne une odeur argileuse; elle décrépite fortement entre les pincettes et elle est très-hygrométrique. Au chalumeau, elle se comporte comme la *chaux phosphatée* pure. Les acides

(1) Dana. *Mineralogy*, 3^e éd., p. 215.

(2) Silliman. *American Journal*, 2^e s., t. XII, p. 73. — *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 813.

(3) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 813. — *Ann. Ch. Pharm.*, t. LXXIX, p. 1. — *Extr. Pharm. centr.*, 1851, p. 901.

nitrique et chlorhydrique la dissolvent avec une légère effervescence, et il se sépare un peu de silice gélatineuse. M. *Bromeis* a analysé la variété la plus compacte (I); M. *Ruetz* a analysé sous sa direction la variété terreuse (II); M. *Ewald* a analysé, sous la direction de M. *Bunsen*, une variété (III) intermédiaire entre les deux précédentes. Le poids sp. est de 3,08 pour (I), de 3,04 pour (II), de 3,03 pour (III).

	PO ⁵ .	CaO.	SiO ² .	Fe ² O ³ .	Al ² O ³ .	MgO.	HO.	NaO.	CO ² .	HO.	Somme.
I.	36,88	49,41	4,50	1,85	0,93	0,37	0,76	0,62	1,81	2,28	99,51
II.	37,41	49,24	2,75	2,78	1,25	0,79	0,51	0,46	2,31	3,45	101,28
III.	37,16	48,20	2,98	2,31	traces.	1,85	0,73	0,43	2,55	3,62	98,80

* Traces de chlore.

Cette substance contient par conséquent 86 p. 100 de phosphate de chaux 3CaO, PO⁵.

M. *Bromeis* explique de la manière suivante la formation de l'*ostéolite* d'Ostheim. La *chaux phosphatée* qui se trouve dans la basalte du Vogelsberg et dans la dolerite, au pied de la montagne, aurait été, non pas dissoute, mais décomposée et changée en phosphate alcalin. Ce dernier aurait ensuite été décomposé lui-même par du carbonate de chaux qui accompagne les infiltrations à travers les roches, et il aurait donné de nouveau du phosphate de chaux qui se serait déposé dans les fissures de la dolerite.

L'absence de chlore et de fluor dans l'*ostéolite* établit d'ailleurs une différence capitale entre cette substance et entre la *chaux phosphatée* proprement dite; M. *Bromeis* pense même que la *phosphorite* et l'*apatite* ont une origine ignée, tandis que l'*ostéolite* a une origine aqueuse.

— M. *Sonnenschein* (1) a analysé la *wawellite* d'Allendorff, dans laquelle il a déterminé l'acide phosphorique au moyen du molybdate d'ammoniaque.

*Wawellite.

Al ² O ³ .	PO ⁵ .	CaO.	SiO ² .	HO.	Fl.	Somme.
35,76	32,16	0,86	2,70	28,32	traces.	99,80

D'après les proportions d'oxygène auxquels conduisent ces résultats, on peut représenter la *wawellite* par la formule 3Al²O³, 2PO⁵ + 12HO. Elle serait d'ailleurs mélangée d'un silicate de chaux et d'alumine qui aurait à peu près la composition d'une chabasie (2).

(1) *J. der pr. chem.*, t. LIII, p. 344.

(2) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 815.

Sulfates. — M. E. *Riegel* (1) a analysé une *baryte sulfatée* cristallisée, de Thurnberg, près Durlach.

BaO, SO ³ .	SiO ³ .	Fe ² O ³ .	HO.	Somme.
93,92	0,86	3,75	0,64	99,67

Misenite. — M. A. *Scacchi* (2) a décrit, sous le nom de *misénite*, un minéral du cap Miseno auquel il attribue la formule KO, 2SO³ + HO.

Nickel vitriolé. — M. T. S. *Hunt* (5) a découvert du sulfate de nickel hydraté ou du *nickel vitriolé*. Ce minéral provient de la mine Wallace, au lac Huron. Il est en cristaux capillaires entrelacés qui paraissent être à base rhombe; il forme aussi des efflorescences blanc-verdâtres sur un sulfate double de nickel et de fer.

Chauffé, il donne immédiatement de l'eau, et le résidu, qui est très-soluble, n'est autre chose que du sulfate de nickel.

Brochantite. — M. *Rivot* (4) a analysé des cristaux de *brochantite* d'une très-belle couleur verte, qui faisaient une légère effervescence avec les acides. M. *Rivot* représente la composition de ces cristaux de la manière suivante :

CuO.	SO ³ .	HO.	CuO.	CO ² .	HO.	Somme.
57,9	19,4	13,5	5,0	1,2	1,2	98,2

Les quantités d'oxygène dans CuO, SO³, HO seraient égales entre elles pour le sous-sulfate de cuivre, et M. *Rivot* pense qu'il doit en être de même pour les quantités d'oxygène de CuO, CO², HO, qui forment le carbonate de cuivre, mélangé au sous-sulfate, dans la proportion de 7,4 p. 100.

Ce sous-sulfate de cuivre a une composition qui diffère de celle de la *brochantite*: cela tient sans doute à une décomposition des cristaux de *brochantite*, qui est indiquée par la présence même du carbonate de cuivre.

Carbonates. — M. J. A. *Phillips* (5) a analysé le *plomb carbonaté* de Teesdale, dans le comté de Durham. Il a reconnu qu'il contient 1,25 p. 100 d'un silicate, un peu d'oxyde de fer et de la chaux carbonatée.

Chaux carbonatée. M. F.-X *Zippe* (4) a étudié avec beaucoup de soin les diffé-

(1) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 815. — *Jahrb. pr. Pharm.*, t. XXIII, p. 348.

(2) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 317. — *Silliman American Journal*, 2^e s., t. XII, p. 393. — A. Scacchi. *Memorie geolog. sulla Campania*, Naples, 1849.

(3) Dana. *Mineralogy*, 3^e éd., p. 679.

(4) Communication particulière de M. Rivot.

(5) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 817. — *Chem. soc. Qu. J.*, t. IV, p. 175.

(6) *Denkschriften der Mathem.-Naturw. classe der K. K. Acad. der Wissenschaften in Wien*, t. III.

rentes formes de la *chaux carbonatée*. Le nombre total des formes distinctes est de 127, savoir: 36 rhomboédres, 79 scalénoédres, 7 pyramides, 5 prismes ou formes limites.

— M. J. L. *Smith* (1) a nommé *liebigite* un minéral qu'il a observé sur la Pechblende (2), et notamment sur celle de Johann-Georgenstadt (3).

Liebigite.

Elle forme des concrétions mamelonnées, ayant un clivage apparent dans une direction D = 2 à 2,5. Sa cassure est à éclat vitreux. Elle est jaunâtre ou vert-pomme et demi-transparente.

Dans le tube fermé, elle dégage beaucoup d'eau et elle devient gris jaunâtre. Avec le borax, elle donne un verre jaune dans la flamme extérieure, et un verre vert dans la flamme intérieure. Elle se dissout avec une vive effervescence dans l'acide étendu, et elle donne une dissolution jaune.

	U ² O ³ .	CaO.	CO ² .	HO.	Somme.
a.	38,0	8,0	10,2	45,2	101,4
b.	38,12	7,67	9,02	44,19	100,00

M. *Rammelsberg* (4) a proposé pour formule de la *liebigite* 2CaO, CO² + 2U²O³, CO² + 36HO.

Le calcul des nombres correspondants à cette formule donne les résultats de la colonne (b), qui diffèrent peu de ceux de la colonne (a) obtenus dans l'analyse de M. *Smith*.

— M. *Riegel* (5) a publié des recherches sur le gisement du *Minerais de zinc* qui est près de Wiesloch, et sur son exploitation pour galène dans le XI^e siècle. Il a analysé en outre les variétés suivantes de ces minerais: I minerais de zinc (zinconise). I minerais d'un jaune sombre, dont la surface paraît être un peu rongée. P. sp. = 5,42; II *id.*, d'une couleur plus claire. P. sp. = 4,019; III minerais friable gris blanchâtre; IV minerais semblable au précédent, mais un peu feuilleté.

	CO ² .	ZnO.	Fe ² O ³ .	Al ² O ³ .	CaO.	SiO ³ .	HO et reste.	Somme.
I.	13,06	52,04	2,35	0,40	0,21	20,66	11,28	100,00
II.	4,37	63,33	0,80	0,55	0,19	24,80	5,96	100,00
III.	6,50	79,64	1,20	0,36	1,85	8,34	2,11	100,00
IV.	12,10	72,30	1,05	0,48	0,30	2,60	11,17	100,00

(1) Dana. *Mineralogy*, 3^e éd., p. 410.

(2) *Annales des mines*, 4^e s., t. IV, p. 77.

(3) *Silliman American Journal*, 2^e s., t. XI, p. 259.

(4) *Rammelsberg Handwörterbuch*, IV^e Suppl., p. 142.

(5) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851, et *Jahrb. pr. pharm.*, t. XXIII, p. 353.

M. *Riegel* regarde avec raison le minerai IV comme une *zincosise*; quant aux autres minerais analysés, ce sont des mélanges de *zincosise* et de zinc silicaté.

Nickel hydro-
carbonaté
(Emerald nickel).

— M. *Silliman* Jr (1) a décrit, sous le nom de *emerald nickel*, un minéral qui se trouve dans la serpentine et sur le fer chromé de Texas, comté de Lancastre en Pennsylvanie.

Il forme des mamelons ou de petits stalactites. Il présente quelquefois des prismes confus dont les sommets sont arrondis. $D = 3 \text{ à } 3,25$ P. sp. = 2,57 à 2,69.

Son éclat est vitreux; sa couleur est le vert émeraude; sa poudre est pâle. Il est transparent ou translucide. Il est cassant. Dans le tube fermé, il dégage de l'eau et il se décolore. Avec le borax, il donne une perle transparente, ayant une couleur jaune ou rougeâtre lorsqu'elle est chaude, et à peu près incolore lorsqu'elle est froide. A la flamme intérieure, la perle devient grise par la présence de petites parcelles de nickel métallique. Il se dissout avec effervescence dans l'acide chlorhydrique.

D'après l'analyse qui en a été faite par M. *Silliman*, ce minéral est le *nickel hydro-carbonaté*, dans lequel la magnésie remplace souvent une certaine partie de l'oxyde de nickel. Il a pour formule... $(3\text{NiO}, \text{CO}^2) + 6\text{HO}$.

Lancastérite.

— M. *Silliman* Jr (2) a donné le nom de *lancastérite* à un minéral qui se trouve également dans la serpentine de Texas, en Pennsylvanie.

Il est ordinairement feuilleté et il a un éclat perlé, comme la brucite; cependant il présente aussi de petits cristaux qui ressemblent au premier abord au gypse ou bien à la stilbite. Ces cristaux ont un clivage très-facile, parallèlement au plan diagonal. Ils sont quelquefois aciculaires, et ils forment des fibres divergentes, comme certaines zéolites. Sa couleur est blanche. Il est translucide. $D = 2,5$. P. sp. 2,55 à 2,55.

Au chalumeau, il s'exfolie; il devient un peu jaunâtre ou brunâtre. Dans le matras, il donne beaucoup d'eau. Ses réactions indiquent qu'il renferme de la magnésie. Il se dissout avec effervescence dans les acides. Deux essais ont montré que sa perte, lorsqu'il a été desséché dans une étuve pendant

(1) Dana. *Mineralogy*, 3^e éd., p. 476.

(2) Dana. *Mineralogy*, 3^e éd., p. 213 et 686. — *L'Institut*, n^o 954, 14 avril 1852.

un demi-journée, est de 49,85 et 49,86; c'est ce qui doit avoir lieu d'après les analyses ci-dessous.

M. H. *Erni* a analysé la *lancastérite*, et il a obtenu les résultats suivants :

MgO.	FeO.	CO ² .	HO.	Somme.
50,01	1,01	27,07	21,60	99,69
50,72	0,96	26,85	21,47	100,00

La composition de la *lancastérite* est donc représentée par la formule $\text{MgO}, \text{CO}^2 + \text{MgO}, 2\text{HO}$.

Il est probable que le minéral qui forme des filons dans la serpentine des Vosges, et qui a été décrit sous le nom de brucite (*Ann. des Mines*, 4^e s., t. XVIII, p. 355), est de la *lancastérite*.

— M. H. *Kokscharow* (1) a observé un minéral qui avait un p. sp. de 2,962 et qui était associé avec les chiolites de Miask. Une analyse de M. *Durnew* a constaté que ce minéral était une *cryolite*.

Cryolite.

— M. *Lembert* (2) a constaté la présence de l'iode dans certains calcaires, notamment dans le calcaire à entroques de Couzon qui contient beaucoup de polypiers; il l'a constatée également dans une couche du calcaire marin miocène, et riche en fossiles de Saint-Jean-de-Védas. Cet iode est à l'état d'*iodure*, et il est même très-vraisemblable qu'il est à l'état d'*iodure* de fer.

Iodure.

— M. R. P. *Greg* (3) a décrit sous le nom de *Matlockite* un minéral nouveau trouvé par M. *Wright* dans les anciennes haldes de Cromford, près de Matlock. De son côté, M. *Rammelsberg* (4) a décrit sous le même nom le même minéral, qui lui avait été envoyé par M. *W.-G. Lettsom*. Il est associé au plomb chlorocarbonaté, auquel il ressemble beaucoup, mais M. *Rammelsberg* remarque qu'il en diffère en ce qu'il n'a qu'un seul clivage

Matlockite.

(1) *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1851, p. 820. — *Pogg. Ann.*, t. LXXXII, p. 587 à 591. — *Verhandl. d. russ. min. Gesellsch.*, zu Petersburg, 1850 à 1851, p. 1 à 6. — *Ermann's archiv f. w. k. von Russland*, 1851, t. X, p. 164.

(2) *Journal de Pharmacie*, 3^e s., t. XIX, p. 240.

(3) *Jahresbericht* von J. Liebig und H. Kopp, 1851, p. 821. — *Phil. Mag.*, 4^e s., t. II, p. 120. — En extr.: *Ann. ch. pham.*, t. LXXIX, p. 248. — *J. pr. chem.*, t. LIV, p. 114. — *Jahrbuch der mineralogie*, 1852, p. 210. — *Am. J.*, 2^e s., t. XII, p. 338.

(4) *Poggendorff Annalen*, t. LXXXV, p. 141. *Ueber das Bleihornerz und den Matlockit* von Rammelsberg.

qui est d'ailleurs très-net. Il se présente en tables minces, transparentes ou translucides, ayant un éclat adamantin et une couleur vert jaunâtre.

M. Miller a constaté que la forme primitive de la *Matlockite* est un prisme droit à base carrée. Sa forme la plus habituelle porte des modifications sur les angles et sur les arêtes à la base supérieure; elle est représentée par la fig. 30, Pl. IV. Les angles mesurés par M. Miller sont donnés par le tableau suivant :

$e - c = 119^{\circ} 34'$	$r - c = 111^{\circ} 50'$
$e - e' = 104^{\circ} 6'$	$r - r' = 43^{\circ} 41'$
$e - e'' = 59^{\circ} 8'$	$r - r'' = 97^{\circ} 58'$
$e - r = 138^{\circ} 59'$	

La dureté de la *Matlockite* est de 2.5 à 3. Son p. sp. serait, d'après M. Greg, de 7,21. Mais M. Rammelsberg, qui l'a déterminé avec beaucoup d'exactitude, par une pesée dans l'alcool, l'a trouvé seulement de 5,5947. Le chlorure de plomb de la *Matlockite* se dissout même dans l'eau froide, et il se dissout plus facilement dans l'eau chaude; la *Matlockite* devient alors opaque. Avec l'acide nitrique elle ne donne aucune effervescence.

M. Rammelsberg a analysé la *Matlockite* (I) et M. R.-A. Smith la *Matlockite* (II); les résultats obtenus dans ces deux analyses sont d'ailleurs à peu près les mêmes :

	PbCl.	PbO.	HO.	Somme.
I.	52,450	46,420	"	98,870
II.	55,177	44,300	0,072	99,549

* Une faible trace d'acide phosphorique.

La *Matlockite* est donc un oxychlorure de plomb ayant pour formule $PbCl + PbO$. Le calcul de cette dernière formule donne, en effet, pour sa composition, 55,62 p. 100 chlorure de plomb, et 44,62 p. 100 oxyde de plomb.

M. Rammelsberg observe que la substance qui se rapproche le plus de la *Matlockite* est la mendipite qui se trouve dans le Sommersetshire et dans la mine Kunibert, près de Brilon; mais d'après les analyses de MM. Berzélius, Schnabel et Rhodius, la mendipite contient deux fois plus d'oxyde de plomb que la *Matlockite* et elle a pour formule $PbCl + 2PbO$: en outre elle a deux clivages qui se coupent sous un angle de 102° à 105° .

— M. L. P. Yorke (1) a analysé un *chloro-bromure d'argent* du Chili. Il était très-noir à l'extérieur, mais jaune verdâtre et transparent à l'intérieur. Il était cristallisé en petits cubes. P. sp. = 5,53. Son analyse a donné 46,8 p. 100 chlorure d'argent, et 53,2 p. 100 bromure d'argent. On a pour les rapports entre les équivalents de AgBr : $AgCl = 1 : 1,152$. Dans l'*emboïte* de MM. Beithaupt et Plattner (2), ces rapports sont $= 1 : 1,464$. Ce *chloro-bromure d'argent* du Chili, bien que cristallisant dans le système cubique comme l'*emboïte*, aurait donc une composition différente.

— L'analyse du *plomb chloro-carbonaté* de Matlock a donné à M. Smith (3) 51,784 p. 100 chlorure de plomb, et 48,215 p. 100 carbonate de plomb.

— M. Germar (4) a décrit, sous le nom de *Christmatine*, une résine qui, dans une fissure, recouvre la chaux carbonatée de Weltin, près de Halle. Cette résine est transparente, brillante, jaune ou vert d'huile : elle est d'une fluidité pâteuse.

— M. Rochleder (5) a analysé une substance résineuse qui lui a été remise par M. Reuss. Cette substance est un mélange de résine soluble dans l'alcool à 40° , avec une espèce d'humus et avec une petite quantité de matières terreuses telles que la chaux et l'oxyde de fer.

La résine a été séparée par l'évaporation de la dissolution alcoolique; elle est cassante, transparente, brun rouge; elle donne une poudre qui est brun clair et fortement électrique. Chauffée, elle donne une odeur semblable à celle de l'ambre fondu. Elle brûle avec une flamme claire. À la distillation sèche, elle donne différentes huiles combustibles dont l'odeur rappelle l'oleum succini empyreumaticum; elle laisse d'ailleurs

(1) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851. — *Chem. soc. Qu. J.*, t. IV, 149. — En extr. : *J. pr. chem.*, t. LV, p. 333. — *Pharm. centr.*, 1852, p. 165.

(2) *Annales des mines*, 4^e s., t. XIX, p. 243.

(3) *Jahresbericht von J. Liebig und H. Kopp*, 1851. — *Phil. Mag.*, 4^e s., t. II, p. 120. — En extr. : *Ann. ch. pharm.*, t. LXXIX, p. 248. — *J. pr. chem.*, t. LIV, 124. — *Jahrbuch der mineralogie*, 1852, t. 210. — *Sill. An. J.*, 2^e s., t. XII, p. 388.

(4) *Jahresbericht von Liebig und H. Kopp*, 1851, t. 824. — *Deutsche geologische Gesellschaft Zeitschrift*, t. I, p. 40. — *Jahrbuch der mineralogie*, von Leonard, 1851, p. 35.

(5) *Jahresbericht von Liebig und H. Kopp*, 1851, p. 824, et *Ann. ch. pharm.*, t. LXXVIII, p. 248.

Chlorobromure d'argent (Emboïte).

Plomb chloro-carbon

Minéraux organiques. Christmatine.

Resine brune.

un charbon volumineux et boursofflé. L'analyse élémentaire de cette résine desséchée à 100° a donné : carbone, 76,79; — hydrogène, 9,06; — oxygène, 14,15. M. *Rochleder* la représente d'après cela par la formule $C^{10} H^{28} O^6$. Quant à l'humus, qui ne s'était pas dissous dans l'alcool, il a été traité par une dissolution faible de potasse dans laquelle on a versé de l'acide chlorhydrique; la matière qui s'est précipitée formait, lorsqu'elle était encore humide, une masse gélatineuse, devenant brune par dessiccation, très-friable et brûlant sans résidu. Son analyse élémentaire a donné : carbone, 67,14; — hydrogène, 4,79; — oxygène, 28,07. M. *Rochleder* remarque que sa composition est à peu près celle de l'acide ulmique.

MÉMOIRE

SUR LA CONSTITUTION MINÉRALOGIQUE ET CHIMIQUE DES ROCHES DES VOSGES.

Par M. DELESSE.

GRAUWAKE.

Les roches stratifiées anciennes qui forment le terrain de transition des Vosges, se trouvent au contact des roches cristallines; ces roches leur ont fait subir des altérations profondes et des métamorphismes variés qui sont surtout caractérisés par le développement de cristaux de feldspaths appartenant au cinquième ou au sixième système (1). Dans ce mémoire, je me propose d'étudier seulement le métamorphisme qui est caractérisé par la feldspathisation, c'est-à-dire par le développement de cristaux de feldspath du sixième système.

Le porphyre décrit par MM. Dufrenoy et E. de Beaumont sous le nom de porphyre brun (2) a vraisemblablement été la cause première et quelquefois même l'agent direct de ce métamorphisme par feldspathisation; en effet, les roches du terrain de transition qui ont été pénétrées par ce porphyre, présentent le plus souvent des passages insensibles, d'une part à des porphyres qui ont pour base un feldspath du sixième système, et d'autre part aux roches stratifiées normales du terrain

Roches
feldspathisées.

(1) *Bulletin de la Société géologique*, 4^e série, t. IX, p. 464. Sur les variations des roches granitiques.

(2) Dufrenoy et E. de Beaumont. *Explication de la carte géologique de France*, t. I, p. 348-365. — Voltz. *Géognosie de l'Alsace*, p. 14 et 50.

de transition : il en résulte donc que les roches normales ont été métamorphosées en *roches feldspathisées*.

Afin de me conformer à la nomenclature adoptée par la plupart des géologues qui ont étudié les Vosges, je désignerai ces *roches feldspathisées* sous le nom de *grauwake*.

Grauwake.

J'appellerai donc *grauwake* toute roche sédimentaire, quels que soient sa structure et son âge, dans laquelle il se sera développé des cristaux de feldspath du sixième système.

Le feldspath s'est développé dans la grauwake.

Il importe d'établir d'abord que le feldspath de la *grauwake* n'a pas été transporté et déposé par les eaux. Or c'est ce qui résulte de la manière la plus évidente du gisement de ce feldspath : en effet, ses cristaux ne sont que rarement décomposés et ils ne sont pas altérés sur les bords, comme cela devrait être s'ils avaient été transportés : bien qu'ils soient en général petits ; ils ne sont pas brisés, mais toujours entiers. Leur axe longitudinal n'est pas parallèle au plan des strates ; il a au contraire une position indéterminée, comme dans les porphyres ; enfin ils sont soudés à la roche d'une manière très-intime, et le plus souvent leurs contours se fondent complètement dans une pâte feldspathique ; par conséquent, il est visible que le feldspath n'a pas été transporté, mais qu'il s'est au contraire développé dans la roche elle-même, après qu'elle a été déposée par les eaux.

On conçoit facilement d'après cela que la *grauwake* doit présenter à la fois les caractères d'un porphyre et ceux d'une roche stratifiée ; c'est en effet ce que démontrera la description que je vais faire de cette roche.

Je m'occupe d'abord de la *structure* de la *grauwake*.

Structure de séparation.

Sa *structure de séparation* est souvent *parallélipédique*, de même que celle de la *Pierre quarrée* des bords

de la Loire qu'on peut citer comme un type de la *grauwake* telle que je l'ai définie.

Quelquefois les cristaux de feldspath se sont agglomérés et ils forment même des globules très-nets qui donnent à la roche la *structure globuleuse* ; c'est ce qu'on peut voir, par exemple, sur l'échantillon, *fig. 6, Pl. III*, qui provient de Thann.

Quelquefois encore la *structure* de la *grauwake* est en même temps *parallélipédique* et *globuleuse* ; car à la Claquette, par exemple, on observe de petits parallélipèdes qui enveloppent des sphéroïdes ellipsoïdaux à zones concentriques : dans certains cas, ces sphéroïdes peuvent même se détacher complètement des parallélipèdes qui les enveloppent. Cette *structure* bizarre résulte de retraits perpendiculaires aux faces du parallélipède, retraits qui ont été accompagnés par un groupement symétrique du feldspath autour du centre du sphéroïde (1).

Lorsqu'on étudie la *grauwake* sur le terrain, on y distingue d'ailleurs des strates ou du moins la trace de strates, indiquant qu'elle provient d'une roche stratifiée.

La *structure d'agrégation* de la *grauwake* peut être *porphyrique*, *compacte*, *arénacée*, *bréchiforme*.

Structure d'agrégation.

Lorsque les cristaux de feldspath se sont développés complètement, la *structure* de la *grauwake* est *porphyrique* ; cette *structure* est représentée sur les *fig. 6 et 7, Pl. III*. Comme les cristaux de feldspath sont toujours petits, la *structure porphyrique* est du reste toujours grue.

Lorsque les cristaux de feldspath disparaissent entièrement, la *grauwake* prend une *structure compacte*,

(1) *Mémoires de la Société Géologique*, 2^e série, t. IV, p. 345. Recherches sur les roches globuleuses.

et elle passe d'une manière insensible au pétrosilex; c'est ce qu'on peut voir sur la *fig. 10*, Pl. III, qui montre un échantillon provenant de la carrière près le haut fourneau de Bitschwiller.

Le pétrosilex, intercalé dans la *grauwake*, s'observe non-seulement à Bitschwiller, mais encore à Storkensohn, à Thann, à Framont, etc. Il est souvent jaspé; il présente soit des veines noires d'anhracite (*fig. 10*), soit des veines parallèles et régulières qui ont des nuances variées. Quand on le calcine, il s'exfolie quelquefois dans le sens de ces veines et il devient schisteux. Les veines du pétrosilex correspondent donc à des strates, et elles indiquent qu'il provient du métamorphisme d'un schiste argileux.


D'ailleurs, une même couche montre quelquefois dans une même carrière toutes les dégradations depuis le pétrosilex le plus compacte jusqu'au schiste argileux bien feuilleté.

La *grauwake* conserve assez souvent des traces de sa *structure arénacée*; c'est, par exemple, ce qui a lieu lorsque le ciment feldspathique qui a soudé ses grains est peu abondant. On met, du reste, cette *structure arénacée* bien en évidence lorsqu'on attaque par l'acide chlorhydrique une *grauwake* peu feldspathisée. Si cette *grauwake* est un grès quartzeux feldspathisé, on y parvient surtout très-bien en attaquant par de l'acide fluorhydrique un échantillon poli de cette roche; le ciment feldspathique est alors corrodé et prend une couleur blanche, tandis que le quartz restant en saillie conserve sa couleur grise et se montre sous la forme de petits grains.

La *structure arénacée* s'observe, par exemple, à Thann, à Bitschwiller, à Plancher-les-Mines, à Girmagny, à Schirmeck. Elle s'observe aussi dans cer-

taines variétés peu feldspathisées de la *pierre quarrée* des bords de la Loire, notamment dans celle de la Haie-Longue.

La *grauwake* a très-souvent une *structure bréchiforme* telle que celle des *fig. 8 et 9*, Pl. III; c'est ce qui a lieu, par exemple, à Thann, à Guebwiller, à Massevaux, à Framont, où cette variété de *grauwake* joue un rôle important. Son feldspath paraît s'être surtout développé dans les interstices des fragments qui composent la brèche.

On peut très-facilement étudier les formes de ces fragments lorsque la pâte de la roche a été rubéfiée par l'action de l'air. On reconnaît alors que leurs contours sont le plus généralement des lignes droites et brisées comme dans les brèches; mais il y a aussi un certain nombre de fragments dont les contours sont des lignes courbes qui ont des points de rebroussement et qui tournent leur convexité tantôt à l'intérieur, tantôt à l'extérieur. La figure ci-jointe représente l'un de ces fragments qui a été observé à Thann.  Or il est visible que de pareils fragments ont nécessairement subi des altérations dans leurs contours; toutefois, tant que les altérations restent dans ces limites, elles peuvent être indépendantes de la feldspathisation; car il n'est pas rare d'en observer de semblables dans des roches bréchiformes qui n'ont pas été métamorphosées. De même que les empreintes mutuelles si fréquentes dans les brèches et dans les poudingues, ces altérations paraissent devoir être attribuées à un simple ramollissement produit dans l'intérieur de la terre par la pression et surtout par l'action de l'eau sur ces fragments.

Quelquefois, au contraire, les fragments de la *grauwake* ont subi des altérations très-considérables, et ils

ont presque complètement perdu les formes qu'ils avaient primitivement; leurs contours peuvent même se fondre plus ou moins dans le ciment feldspathique de la roche qui est alors flambée ou veinée d'une manière discontinue; c'est ce qu'on observe, par exemple, au grand goufre près de Giromagny, à Thann, à la papeterie de Saint-Bresson. Cette variété de la roche prend très-bien le poli, comme on peut en juger par un beau vase qui provient de Giromagny et qui se trouve dans la galerie de minéralogie du Jardin des Plantes.

La *grauwake* à structure bréchiforme et flambée est très-fortement métamorphosée: elle se trouve souvent au contact immédiat du porphyre qui l'a pénétrée et qui a dissous ses fragments d'une manière plus ou moins complète; elle est très-feldspathique et elle se rapproche beaucoup plus des porphyres que des roches stratifiées.

La même remarque est applicable aux roches à structure bréchiforme qui contiennent uniquement des fragments de porphyre, car elles passent d'une manière insensible à de véritables porphyres.

J'aborde maintenant l'étude minéralogique de la *grauwake*, et je commence par le minéral qui résume en quelque sorte tous les caractères de cette roche, c'est-à-dire par le *feldspath*.

Feldspath. Le *feldspath* qui s'est développé dans la *grauwake* appartient au sixième système.

Il est en cristaux allongés qui sont généralement assez petits et qui ne dépassent pas quelques millimètres. Il présente les stries parallèles et le miroitement résultant de la macle de l'albite. Il a toujours un éclat gras. Sa couleur varie du blanc légèrement verdâtre au vert grisâtre et au vert plus ou moins foncé; par altération à

l'air, elle devient rouge plus ou moins vif, puis brun rougeâtre, brune, brun jaunâtre; enfin elle devient blanche quand l'oxyde de fer a complètement disparu et quand le *feldspath* se change en kaolin. L'altération du *feldspath* de la *grauwake* donne souvent à cette roche une couleur brune tout à fait caractéristique. La *grauwake* paraît d'ailleurs prendre cette couleur d'autant plus facilement qu'elle contient moins de *feldspath*.

Lorsque le *feldspath* qui forme le ciment de la *grauwake* se change en kaolin, la roche tout entière se désagrège et se transforme en une espèce d'arène.

J'ai fait l'analyse du *feldspath*, qui a été extrait de trois variétés de *grauwakes* dont la structure était porphyrique.

I. *Feldspath* de l'Ordon-Verrier à *Auxelles-Haut*. Sa densité est de 2,615. Ses cristaux sont blanc-verdâtre et bien nets; ils ont quelques millimètres de longueur. Ils retiennent accidentellement une très-petite quantité de quartz de laquelle il n'est pas possible de les séparer complètement; ils sont aussi mélangés d'un peu de carbonate de chaux.

II. *Feldspath* de la grande carrière de *Thann*. Il a une couleur blanchâtre devenant rouge par altération. Il forme des globules feldspathiques ayant environ 0^m,05 de diamètre et semblables à ceux représentés par la fig. 6, Pl. III.

III. *Feldspath* de la grande carrière de *Thann*. Il est en petits cristaux blancs, très-légèrement décomposés. Il a été extrait d'un échantillon vert clair à structure porphyrique et bréchiforme.

	I.	II.	III.
Silice.	71,50	67,42	61,92
Alumine.	15,50	18,45	22,92
Oxyde de fer.	traces.	0,50	traces.
Protoxyde de manganèse.	<i>id.</i>	traces.	<i>id.</i>
Chaux.	1,73	1,50	0,90
Magnésie.	0,50	0,98	1,20
Potasse.	3,16	4,87	11,06
Soude.	5,94	4,84	
Eau (Perte au feu).	2,06*	1,79	2,00
	100,09	100,15	100,00

* Avec un peu d'acide carbonique.

Le *feldspath* du sixième système qui s'est développé dans la *grauwake* du terrain de transition des Vosges, a une teneur en silice variable, qui, dans les échantillons que j'ai analysés, est comprise entre celle de l'albite et celle de l'andésite.

Sa teneur en chaux est toujours petite, lors bien même que sa teneur en silice est inférieure à celle qui est habituelle à l'oligoclase; c'est en effet ce qui a lieu pour le *feldspath* III.

Contrairement à ce qu'on observe dans les *feldspaths*, cette teneur en chaux paraît être la plus grande dans le *feldspath* I, qui a une teneur en silice très-élevée; mais cette anomalie apparente tient à ce que ce *feldspath* est mélangé d'un peu de carbonate de chaux.

Le *feldspath* de la *grauwake* renferme une proportion notable de potasse comme tous les *feldspaths* du sixième système; mais la soude est son alcali dominant.

Le *feldspath* II de Thann, qui s'est réuni en globules (*fig. 6, Pl. III*), paraît faire exception à cette règle, et il renfermerait au contraire un peu plus de potasse que de soude; il est vraisemblable que la formation des globules doit être attribuée à cette anomalie de leur composition chimique, car la soude est au contraire l'alcali dominant de la roche qui les enveloppe.

Il est très-remarquable qu'il y ait de l'eau dans des *feldspaths* aussi silicatés que I et II, car jusqu'ici l'eau a surtout été signalée dans les *feldspaths* moins silicatés que l'albite.

Le *feldspath* de la *grauwake* a, du reste, à peu près la même composition chimique que les *feldspaths* des porphyres bruns enclavés dans le terrain de transition, tels que les porphyres de Chagey et de Lessines; il en diffère cependant en ce que sa teneur en silice est géné-

ralement plus grande, tandis que sa teneur en chaux est au contraire plus petite.

Jusqu'à présent l'albite n'a guère été observé que dans les filons des roches granitoïdes dans lesquelles il est tout à fait accidentel. Mais le *feldspath* I est une variété bien caractérisée d'albite; la *grauwake* des Vosges donne donc un exemple remarquable de roches qui jouent un rôle important dans la géologie et qui sont presque entièrement formées d'albite.

Quoique la composition chimique du *feldspath* de la *grauwake* soit très-variable, sa forme cristalline est bien constante, et il appartient toujours au sixième système.

Cependant lorsque la *grauwake* est très-cristalline, elle peut contenir accidentellement de l'*orthose*; cet *orthose* est en cristaux, qui sont maclés comme ceux des granites, mais toujours plus petits; il se distingue d'ailleurs assez bien du *feldspath* par l'absence des stries, ainsi que par sa couleur qui est d'un blanc mat et qui ne devient jamais verdâtre.

La *grauwake* contient encore d'autres minéraux, parmi lesquels je citerai d'abord le *quartz*.

Lorsque le *feldspath* a pu cristalliser, le *quartz* s'est isolé à l'état de *quartz* hyalin, quelquefois imparfaitement cristallisé, qui est disséminé dans la roche de même que dans un porphyre: c'est ce qu'on observe à Guebwiller, à Massevaux et à Framont.

Lorsque le *feldspath* n'a pas pu cristalliser et lorsque la *grauwake* est seulement pénétré par une pâte feldspathique, le *quartz* est en grains qui paraissent avoir à peu près conservé la forme qu'ils avaient primitivement dans la roche sédimentaire: c'est ce qu'on observe à Herspach.

Il y a quelquefois de l'amphibole *hornblende* dans la

Orthose.

Quartz.

Hornblende.

grauwake, mais elle est toujours accidentelle, et c'est à tort que certaines variétés de *grauwake* ont été décrites sous le nom de diorites. Cette *hornblende* est d'ailleurs en cristaux allongés et vert noirâtre. Ses cristaux ne se fondent pas dans la pâte de la roche, de laquelle ils se distinguent au contraire très-nettement : ils résistent d'ailleurs complètement à l'acide chlorhydrique, qui décolore et qui attaque la pâte verte, ainsi que les autres minéraux de la *grauwake*.

Micas.

La *grauwake*, qui contient de l'*hornblende*, passe déjà à de véritables porphyres ; c'est ce qui a lieu par exemple à Massevaux, à Niederbruck, à Law, à Framont, à Saint-Nabord.

Bien que le *mica* soit peu abondant dans la *grauwake*, il y est cependant très-fréquent et il y en a même plusieurs variétés.

Le *mica* de la *grauwake* porphyrique est le *mica* foncé qui est habituel au granite (1).

Tantôt ce *mica* est brun tombac ; il est alors en petites lamelles, qui sont irrégulièrement disséminées dans la roche ; c'est par exemple ce qui a lieu à Thann, à Massevaux, à Herspach.

Tantôt ce *mica* est vert plus ou moins noirâtre, comme le *mica* de la Protogine, auquel il ressemble beaucoup (2) : en effet, à Thann par exemple, il a la forme d'un prisme hexagonal surbaissé ; ses angles sont quelquefois assez nets et son clivage, parallèle à la base, n'est pas très-facile.

Le *mica* vert noirâtre de la *grauwake* diffère cependant du *mica* de la protogine, en ce que sa dureté est très-faible et à peu près égale à celle de la chlorite. De

(1) *Annales des mines*, 5^e série, t. III, p. 577.

(2) *Bulletin de la Société géologique*, 2^e série, t. VI, p. 256.

plus, il contient beaucoup plus d'eau qu'il n'y en a habituellement dans les *micas* ; j'ai constaté, en effet, que les petits cristaux de *mica* extraits des globules de Thann renferment 7 et même 7,86 p. 100 d'eau.

Lorsqu'on examine ce *mica* à la loupe après calcination, on reconnaît qu'il est peu homogène ; parallèlement à son clivage, il a pris un reflet argenté. Au chalumeau, il fond un verre noir, mais ce n'est que difficilement et seulement sur les bords.

Ce *mica* vert donne à la roche de Thann une structure porphyrique, ainsi qu'on le voit par les *fig.* 6, 7, 8 et 9, Pl. III. Il est quelquefois en cristaux indépendants, qui sont disséminés au milieu des globules rougeâtres et feldspathiques représentés sur la *fig.* 6, Pl. III. Il est visible d'ailleurs qu'il s'est développé en même temps que le feldspath. Toutefois ces caractères, notablement différents de ceux qui sont habituels au *mica*, indiquent qu'il a subi un commencement de décomposition ; il a, en effet, absorbé une certaine quantité d'eau de même que le *mica* de l'arène (1).

Indépendamment du *mica* foncé qui vient d'être décrit, la *grauwake* contient quelquefois un *mica* clair qui ressemble à celui de la pegmatite (2) ; je l'ai observé, par exemple, à Thann, à Bitschwiller, à Herspach : généralement, cependant, la *grauwake* porphyrique et à cristaux de feldspath bien développé ne contient pas de *mica* clair.

Il importe d'ailleurs de remarquer que les deux *micas* du granite se retrouvent très-souvent dans les couches schisteuses et anthraciteuses qui n'ont pas été altérées, bien qu'elles soient intercalées entre des couches feldspathisées du terrain de transition. Le *mica* blanc d'ar-

(1) *Annales des mines*, 5^e série, t. III, p. 405.

(2) *Annales des mines*, 4^e série, t. XVI, p. 100.

gent y est le plus fréquent, mais il y a aussi du mica brun tombac ou vert brunâtre. Les lamelles de ces deux micas sont petites, irrégulières et ordinairement brisées; de plus, elles ne sont pas disséminées irrégulièrement dans la roche, comme on le voit sur l'échantillon porphyrique représenté par la fig. 7, Pl. III; elles forment au contraire des veines continues dans le plan même de stratification des couches; il est visible qu'elles ne se sont pas développées dans la roche, mais qu'elles proviennent de la destruction de roches micacées, notamment de roches granitiques, et qu'elles ont été déposées par les eaux.

Chlorite.

La *grauwake* du terrain de transition des Vosges est fréquemment pénétrée par un peu de *chlorite* à laquelle elle doit en partie sa couleur verte; tantôt cette *chlorite* se fond dans la pâte, tantôt elle est en petits grains qui recouvrent les parois de druses microscopiques (1).

Carbonates.

On peut encore citer la chaux carbonatée et les carbonates pammiles minéraux disséminés dans la *grauwake*. La chaux carbonatée ferrifère a quelquefois rempli de petits filons, comme on le voit sur l'échantillon fig. 8, Pl. III, dans lequel elle a pris une couleur rouge par altération. Elle a aussi pénétré dans la roche, dans laquelle elle forme çà et là des lamelles isolées. A Moyenmoutien, une *grauwake* légèrement feldspathisée est pénétrée par du fer carbonaté qui, en se décomposant, donne un hydroxyde de fer brunâtre.

Pyrite de fer.

Enfin, il y a aussi de la *pyrite de fer* qui est même très-abondante, comme dans toutes les roches stratifiées; le *fer oxydulé*, au contraire, ne se trouve guère que dans des roches feldspathisées qui passent à de véritables porphyres.

(1) *Bulletin de la Société géologique*, 2^e série, t. VII, p. 310.

La *grauwake* étant une roche sédimentaire, on pourrait croire que ses fragments proviennent d'un très-grand nombre de roches et de minéraux; l'observation montre, au contraire, que ces fragments sont assez peu variés; car lorsqu'ils n'appartiennent pas aux minéraux déjà mentionnés, ils appartiennent le plus souvent au porphyre brun, à des roches pétrosiliceuses et à la *grauwake* elle-même.

Épidote.

Certains minéraux forment accidentellement dans la *grauwake* des veinules ou de petits filons, comme on en observe dans les porphyres; on peut citer notamment l'*épidote* qui se trouve à Wackenback et à la base du Climont (1).

A Moosch, de l'amphibole vert clair et de la chlorite à grandes lamelles ont aussi le même gisement.

Les minéraux que je viens de décrire sont ceux qu'on observe plus spécialement dans la *grauwake*, telle que je l'ai définie au commencement de ce mémoire; je vais faire connaître maintenant le résultat de quelques essais entrepris pour déterminer sa composition moyenne.

Grauwake.
Composition
moyenne.

Cette composition doit nécessairement être très-variable, mais il m'a paru important de comparer la composition des feldspaths I, II, III, qui ont été analysés précédemment, à celle des *grauwakes* à structure porphyrique dans lesquelles ils se sont développés.

I. *Grauwake* de l'Ordon-Verrier à *Auxelles-Haut*. Elle est blanc verdâtre, veinée de vert noirâtre. Sa structure est porphyrique et bréchiforme un peu flambée; ses fragments ont leurs contours confus, et ils ne se reconnaissent que par le défaut d'homogénéité de la roche. Elle contient de l'albite blanc très-légèrement verdâtre quelques rares lamelles d'orthose blanc mat qui est maclé comme dans le granite, une pâte feldspathique verdâtre, du quartz hyalin, des lamelles de mica vert noirâtre. Elle fait une effervescence rapide avec l'acide chlorhydrique, et elle est mélangée d'un peu de carbonate de chaux. L'albite

(1) Collection du docteur Carrière.

qui forme une assez grande partie de cette roche est le feldspath analysé sous le n° I, p. 753.

II. *Grauwake globuleuse* de la carrière de Thann. Elle est semblable à celle de la fig. 6, Pl. III. Sa structure est globuleuse, porphyrique et bréchiforme : les contours de ses fragments sont très-confus. Elle contient des cristaux de feldspath blanc verdâtre, une pâte feldspathique verdâtre, du mica vert noirâtre, quelques grains de quartz et des carbonates, notamment du carbonate de fer brunâtre qui s'est développé dans ses cavités. L'analyse du feldspath qui forme ses globules a été donnée sous le n° II, p. 753.

III. *Grauwake* de la carrière de Thann. — Elle est vert clair, à structure porphyrique et bréchiforme. Elle contient quelques fragments de pétrosilex gris-brunâtre. Elle fait une effervescence lente avec l'acide chlorhydrique, et elle est mélangée d'une très-petite quantité de carbonate à base de fer. De petits cristaux de feldspath blanc se détachent bien de sa pâte; leur analyse a été donnée sous le n° III, p. 753.

	I.	II.	III.
Silice.	67,50	62,25	63,25
Alumine et oxyde de fer.	20,00	22,70	22,50
Protoxyde de manganèse.	traces.	traces.	traces.
Chaux.	3,09	2,53	1,70
Magnésie.	2,25	1,10	3,92
Soude et potasse (diff.).	4,16	7,67	5,75
Perte au feu.	3,10	3,75	2,90

Si l'on compare la teneur en silice des feldspaths I, II, III (p. 753), à la teneur en silice moyenne des *grauwakes* I, II, III (p. 760), dans lesquelles ces mêmes feldspaths se sont développés, on voit que ces teneurs en silice ne sont pas égales entre elles; la teneur en silice de la *grauwake* est en effet, tantôt plus grande et tantôt plus petite, que la teneur en silice de son feldspath.

Bien que la teneur en silice de la *grauwake* soit généralement plus petite que celle des granites (1), le feldspath de la *grauwake* a une teneur en silice qui est égale ou même plus grande que celle du feldspath des granites.

(1) *Annales des mines*, 5^e série, t. III, p. 384 et 396.

La teneur en alcalis de la *grauwake* est d'ailleurs plus petite que celle de son feldspath, et c'est ce qu'il était facile de prévoir, puisque les alcalis se concentrent toujours dans le feldspath; mais, de plus, le rapport des alcalis de la *grauwake* aux alcalis de son feldspath est très-variable; car ce rapport, qui s'abaisse à 0,46 pour la *grauwake* I, s'élève, au contraire, à 0,79 pour la *grauwake* II.

La différence qui existe entre la composition chimique d'une *grauwake* et celle du feldspath qui s'y est développée est très-importante à signaler; en effet, j'ai démontré dans des recherches antérieures que la teneur en silice d'un porphyre à base de feldspath du sixième système est à peu près égale à celle de son feldspath; or on vient de voir qu'il n'en est pas de même pour une *grauwake*; la teneur en silice de son feldspath paraît dépendre uniquement de celle de la roche au point même où le cristal s'est développé. Il est du reste facile de se rendre compte de cette anomalie en remontant à l'origine même des deux roches; car un porphyre, proprement dit, forme des filons qu'il a nécessairement remplis à l'état fluide: par conséquent il était homogène. Une *grauwake* forme, au contraire, des couches qui ont conservé leur structure arénacée, schistoïde, bréchiforme, des couches dans lesquelles on retrouve non-seulement des végétaux, mais même des fossiles: par conséquent la *grauwake* n'a pas été amenée à un état fluide qui lui permit de devenir homogène. Les différences qu'une *grauwake* et un porphyre présentent dans leur composition chimique résultent toutes de cette différence d'homogénéité.

Les *grauwakes* que j'ai décrites plus spécialement jusqu'à présent avaient la structure porphyrique; de plus leurs cristaux de feldspath étaient assez gros et assez

nets pour qu'il fût possible de les séparer de la pâte. Il n'en est plus de même pour les *grauwakes* dont je vais donner les essais; ces roches ont en effet une structure grenue ou même compacte, et les deux dernières sont de véritables pétrosilex.

IV. *Grauwake* de *Plancher-les-Mines*. Elle est en lambeaux isolés au milieu du terrain porphyrique qui forme les contre-forts du ballon, et elle a été prise à la Papeterie qui se trouve à l'entrée de Plancher, en venant de Saint-Antoine. Elle a une structure grenue, et elle consiste presque entièrement en lamelles très-fines et maclées de feldspath du sixième système. Elle est gris verdâtre; de la chlorite verte ainsi que des grains microscopiques de pyrite de fer sont disséminés dans toute sa pâte. Elle fait une effervescence très-légère avec l'acide chlorhydrique.

V. *Pétrosilex* formant la pâte d'une roche porphyrique et bréchiforme de *Framont*. Cette roche est celle dans laquelle on a percé une grande partie de la galerie Derlingoutte. Sa pâte est très-compacte et noir-verdâtre; dans certaines parties elle est bréchiforme; elle contient accidentellement des grains de quartz et des lamelles blanches d'un feldspath maclé du sixième système. On y observe même quelques lamelles d'orthose. De l'hornblende verte et de la chlorite ont cristallisé dans ses fissures; ces derniers minéraux sont accompagnés de minerais métalliques tels que les pyrites de fer et de cuivre et le molybdène sulfuré.

VI. *Pétrosilex* de *Bitschwiller*. Cette roche est semblable à celle qui est représentée par la fig. 10, Pl. III, et elle a été prise dans la carrière derrière le haut fourneau de Bitschwiller. Elle est gris bleuâtre et jaspée. Elle se brise en fragments pseudo-réguliers. Sa cassure est conchoïde et esquilleuse. Elle forme une couche compacte homogène, avec débris de végétaux qui sont encore reconnaissables, et qui ont été changés en anthracite. Elle est mélangée à quelques lamelles de carbonate de chaux, ce qui explique sa grande teneur en chaux. Elle est intercalée entre des couches complètement feldspathisées, formées par une *grauwake* à structure porphyrique; sur la gauche de la carrière, ces mêmes couches passent à un grès gris, jaunâtre, avec paillettes de mica, tandis que le *pétrosilex* passe à un schiste.

L'analyse de cette roche a été faite à l'École des mines sous la direction de M. Rivot.

	IV.	V (1)	VI.
Silice.	58,58	»	79,00
Alumine.	} 25,27	} 21,51	} 4,00
Oxyde de fer.			
Protoxyde de manganèse.	traces.		
Chaux.	1,78	»	5,20
Magnésie.	2,40	»	3,20
Soude.	} 10,27 (diff.)	} 4,31	} 5,11
Potasse.			
Perte au feu.	1,70	0,42	2,50

La *grauwake* à structure compacte donnerait lieu à des remarques analogues à celles qui viennent d'être faites sur la *grauwake* à structure porphyrique. Sa composition chimique présente même des inégalités encore plus grandes; et si on considère seulement sa teneur en silice, les analyses précédentes montrent qu'elle est extrêmement variable.

Lors même que la roche a une structure entièrement compacte, elle renferme plusieurs centièmes d'alcali; car elle a été agglutinée par un ciment qui est feldspathique et non pas siliceux.

Son alcali dominant est toujours la soude; ce fait est très-important à signaler.

J'observerai d'ailleurs, à cette occasion, qu'il est remarquable que la soude soit encore l'alcali dominant du pétrosilex VI de Bitschwiller; car ce pétrosilex est un schiste argileux métamorphique; or, d'après les analyses de MM. Frick, Sauvage, G. Bischof, l'alcali dominant du schiste argileux est généralement la potasse. Si on observe que le pétrosilex provient du métamorphisme du schiste argileux et qu'il a une origine sédimentaire, on concevra d'ailleurs facilement que sa composition peut être très-variable.

(1) Dans ce tableau, les guillemets indiquent que la détermination quantitative de la substance n'a pas eu lieu.

Porphyre brun.

Lorsque la structure de la *grauwake* est très-cristalline, lorsque les cristaux de feldspath, de quartz, d'hornblende, de mica y sont nettement développés, cette roche passe au *porphyre brun*.

J'ai déjà décrit antérieurement plusieurs variétés de ce *porphyre brun*; je citerai notamment les *porphyres* de Schirmeck (1), de Chagey (2), de Lessines (3), et même le porphyre rouge antique (4). Sans revenir aucunement ici sur la description de ces *porphyres*, j'observerai seulement que tout ce qui a été dit sur leur composition minéralogique s'applique, à peu de chose près, à la variété de *grauwake* dont la structure cristalline est la plus développée.

Il faut remarquer cependant que ces *porphyres* sont généralement moins riches en silice que la *grauwake* qui leur est associée; il est du reste facile de s'en rendre compte, car la *grauwake* provient le plus souvent du métamorphisme de roches très-riches en silice, et même de grès quartzeux. De plus, le *porphyre* contient les mêmes bases que la *grauwake*; comme d'ailleurs il a été amené complètement à l'état fluide, dans des circonstances dans lesquelles il n'en était pas de même pour la *grauwake*, il n'est pas étonnant qu'il renferme moins de silice.

MM. Dufrénoy et E. de Beaumont ont déjà signalé d'une manière toute spéciale à l'attention des géologues les différences qui existent entre le *porphyre brun* et entre le porphyre rouge quartzifère (5); or il me semble que ces différences ressortent surtout

(1) *Annales des mines*, 4^e série, t. XVI, p. 362.

(2) *Bulletin de la soc. géol.*, 2^e série, t. VI, p. 383.

(3) *Bulletin de la soc. géol.*, 2^e série, t. VII, p. 310.

(4) *Bulletin de la soc. géol.*, 2^e série, t. VII, p. 524.

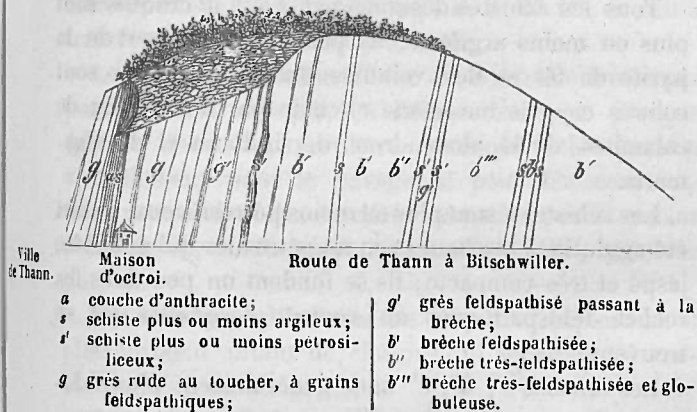
(5) *Explication de la Carte Géologique*, t. I, p. 549-564.

très-bien de l'étude chimique de ces deux roches. En effet, le *porphyre brun* contient presque exclusivement un feldspath du sixième système, et la soude en est toujours l'alcali dominant; au contraire, le porphyre rouge contient plus spécialement de l'orthose, et la potasse en est le plus souvent l'alcali dominant (1).

Les auteurs de la carte géologique de France ont décrit avec beaucoup de soin le *gisement* des porphyres bruns et des *grauwakes* qui leur sont associées (2); j'en entrerais donc pas dans de nouveaux détails sur ce sujet. Je me contenterai de citer un exemple du *gisement* de la *grauwake*, et je le prendrai dans les grandes carrières au midi de la ville de Thann, que j'ai étudiées avec M. Kœchlin-Schlumberger. Le croquis ci-dessous représente une vue d'ensemble de ces carrières prise sur une longueur d'environ 250 mètres.

Gisement.

Grandes carrières de la ville de Thann.



a	couche d'anthracite;	g'	grès feldspathisé passant à la brèche;
s	schiste plus ou moins argileux;	b'	brèche feldspathisée;
s'	schiste plus ou moins petrosiliceux;	b''	brèche très-feldspathisée;
g	grès rude au toucher, à grains feldspathiques;	b'''	brèche très-feldspathisée et globuleuse.

La stratification de la *grauwake* est évidente dans ces

(1) *Bulletin de la soc. géol.* Porphyre quartzifère, 2^e série, t. VI, p. 629.

(2) Dufrénoy et E. de Beaumont. *Explication*, t. I, p. 548-565.

carrières; elle est surtout bien accusée par les couches schisteuses qui forment des cloisons intercalées entre les couches feldspathisées dont elles révèlent l'origine sédimentaire.

Sur la gauche de la montagne représentée par ce croquis, toutes les couches sont à peu près à l'état normal; elles consistent en un grès *g*, grenu, de couleur olive sale ou jaune verdâtre. Ce grès présente de petites cavités qui le rendent un peu rude au toucher. Il diffère des grès ordinaires en ce qu'il est presque entièrement formé de débris de roches feldspathiques, en sorte qu'il peut fondre au chalumeau; on y observe aussi des paillettes de mica et plus rarement un peu de quartz. Il contient d'ailleurs des veines peu épaisses de schiste *s*, ainsi que de l'anthracite *a*: il contient aussi un grand nombre d'empreintes végétales qui sont très-bien conservées.

Tous les schistes désignés par *s* sur le croquis sont plus ou moins argileux; ils peuvent renfermer de la pyrite de fer et des veinules d'anthracite; ils sont colorés en gris ou même en noir par des débris de calamites, de lépidodendron, de sigillaria et de stigmaria.

Les schistes *s'* sont plus ou moins pétrosiliceux; ils ont été agglutinés et changés en un pétrosilex qui peut être jaspé et très-compacte; ils se fondent un peu dans les roches feldspathiques au contact desquelles ils se trouvent.

Les brèches *b'*, *b''*, *b'''* sont généralement plus feldspathisées que les grès; elles sont de couleurs très-variées, bleuâtres, vertes, rouges ou blanchâtres.

La brèche *b''* est d'ailleurs plus feldspathisée que la brèche *b'*, et les contours de ses fragments sont assez confus.

La brèche *b'''* est plus feldspathisée que toutes les précédentes, et de plus elle est globuleuse; c'est celle qui se rapproche le plus d'un porphyre. Elle conserve cependant des traces de sa structure originaire; car on y voit des fragments porphyriques et surtout des fragments pétrosiliceux, indiquant que cette roche est une variété de *b''* et qu'elle provient du métamorphisme d'une brèche. Certaines parties de cette brèche, sinon cette brèche entière, ont nécessairement dû être amenées à un état plastique qui permit aux attractions moléculaires de s'exercer et de former les globules de feldspath. Elle est d'ailleurs traversée par de petites ramifications appartenant aux filons métallifères qui seront décrits plus loin.

Le grès *g* et les schistes *s* sont assez friables; il leur manque en effet, soit complètement, soit partiellement, le ciment de feldspath qui a soudé et réuni tous les sédiments composant les roches *g'*, *s'*, *b'*, *b''*, *b'''*, et qui a transformé ces roches en *grauwakes*.

La roche globuleuse *b'''* est au contraire très-compacte, et sa résistance à l'écrasement est presque égale à celle d'un porphyre; aussi la recherche-t-on spécialement pour le pavage et pour les constructions: cependant des carrières sont aussi ouvertes dans *b'* et dans *b''*, tandis qu'il n'y en a pas dans *g* ni même dans *g'*.

Les couches schisteuses ne sont pas exploitées et elles forment autant de cloisons qui séparent les carrières en exploitation.

Le gisement de la *grauwake* est analogue à celui de Thann, dans un grand nombre de localités des Vosges; parmi ces localités on peut citer Bitschwiller, Uffholtz, Steinlebach, Willer, Erzenbach, Guebwiller, Massevaux, Giromagny, Auxelles-Haut, Plancher-les-Mines,

Schirmeck, Framont, Herspach, Vische, Saales (1).

La *grauwake* contient fréquemment des couches d'an-thracite; ces couches ont même été exploitées acci-dentellement; à Steinbach, par exemple, elles ont jus-qu'à 2 mètres de puissance (2).

La *grauwake* contient aussi des couches de calcaire; c'est ce que l'on observe, par exemple, à Schirmeck, à Herspach, à Framont, à Chagey. Il importe de remar-quer que ce calcaire n'a pas pris la couleur blanche et que sa structure est peu cristalline; il renferme même des fossiles bien conservés qui appartiennent au terrain devonien supérieur. Par conséquent, le feldspath peut se développer dans les roches, sans élévation considé-rable de température et sans que les calcaires au con-tact soient métamorphosés.

Il semble bizarre que le schiste soit resté à l'état nor-mal, bien qu'il soit intercalé au milieu de roches feld-spathisées; ce fait est cependant très-fréquent, comme il est facile de le constater à Thann, à Bitschwiller, à Herspach, etc. On peut d'ailleurs s'en rendre compte, car le schiste est formé en grande partie par une argile qui provient de la décomposition de roches feldspathi-ques, mais qui, de même que le kaolin, doit être pauvre en alcalis; par conséquent le schiste ne contient géné-ralement pas les alcalis nécessaires au développement du feldspath.

(1) Von OEnyhausen, von Dechen und von Laroche. *Umriss der Rheinlande*. — Thirria. *Statistique de la Haute-Saône*, p. 365. — Rozet. *Description de la chaîne des Vosges*. — Hogard. *Description du système des Vosges*, p. 276. — Puton. *Métamorphoses, etc.*, p. 2. — De Billy. *Esquisse de la géologie des Vosges*. — Différentes communications de MM. Kœchlin-Schlumberger, Carrière, Schimper et Mougeot

(2) Hogard. *Description du système des Vosges*, p. 287.

Si les alternances des couches feldspathisées et des couches non feldspathisées sont très-irrégulières, le feldspath s'est généralement développé d'une manière assez égale dans une même couche. Ce développement du feldspath est vraisemblablement contemporain des dislocations violentes qui, dans les carrières de Thann, ont redressé les couches sous une inclinaison voisine verticale.

— La *grauwake* des Vosges, surtout celle qui est bréchiforme, est extrêmement remarquable par les pas-sages insensibles qu'elle présente d'une part aux por-phyres, et d'autre part aux roches stratifiées normales; le plus souvent il est même impossible de tracer sur une carte ou sur le terrain la limite de ces trois roches qui sont cependant si différentes lorsqu'on considère leurs types extrêmes.

Quelquefois au contraire la limite de la *grauwake* et des porphyres qui la traversent est parfaitement nette; en effet, au-dessus de la grande carrière de pierre à chaux de Schirmeck, la *grauwake* est traversée par un filon de porphyre à base d'oligoclase (1); or la *grau-wake* qui est au contact de ce filon n'est pas plus feld-spathisée que celle qui est à une grande distance.

À Saint-Nabord, on observe un porphyre brun qui ressemble beaucoup à celui de Chagey (2), et qui, comme lui, passe d'une manière insensible à des schistes feldspathisés; mais à la cascade de Saint-Na-bord, ce même porphyre forme un filon qui traverse les schistes feldspathisés (3).

La *grauwake* du terrain de transition des Vosges est

Filons
métallifères

(1) *Annales des mines*, 4^e série, t. XVI, p. 362.

(2) *Bulletin de la soc. géol.*, 2^e s., t. VI, p. 583.

(3) Daubrée. *Description du Bas-Rhin*, p. 55.

traversée par trois systèmes de *filons métallifères* (4). Les gangues de ces filons sont le quartz, la chaux fluatée, la chaux carbonatée, la baryte sulfatée. Leurs minerais sont surtout des minerais de fer, de plomb et de cuivre, qui sont quelquefois associés à des minerais très-variés.

Des traces de ces *filons métallifères* se retrouvent fréquemment dans les carrières desquelles on extrait la *grauwake*. Un grand nombre de *filons métallifères* ont d'ailleurs donné lieu à des exploitations importantes à Saint-Antoine, à Giromagny, à Auxelles-Haut, à Plancher-les-Mines, à Fresse, à Ternuay, à Saint-Bresson. A Framont, le gîte métallifère qui est si remarquable et si important forme plutôt des amas que des filons.

Il importe d'observer que ces *filons métallifères* ne contiennent pas de feldspath : par conséquent ils sont postérieurs à la feldspathisation du terrain de transition; sur la rive droite du Rhin, ils sont d'ailleurs assez récents, car plusieurs d'entre eux sont postérieurs au grès vosgien, au grès bigarré et même au muschelkalk (1).

Age.

La *grauwake* est fréquente dans le terrain de transition, mais surtout dans le terrain anthraxifère ou devonien; celle des Vosges appartient même au terrain carbonifère inférieur.

Parmi les contrées dans lesquelles on observe la *grauwake*, on peut citer, indépendamment des Vosges, certaines parties de la Normandie, des Pyrénées, et principalement les bords de la Loire dans le Forez, ainsi que dans la Bretagne. On peut citer aussi le pays

(4) Voltz. *Géognosie de l'Alsace*, p. 14.

(1) Daubrée. *Notice sur les gîtes métallifères des Vosges et de la forêt Noire*.

de Galles, le Hartz et l'Égypte : toutefois, dans le Hartz, où le mot *grauwake* a été créé, le ciment feldspathique est généralement peu abondant, en sorte que le feldspath a rarement pu se développer.

RÉSUMÉ.

On peut résumer comme il suit les faits et les principales conclusions de ce mémoire :

Les *roches stratifiées* du terrain de transition ont subi postérieurement à leur dépôt un métamorphisme qui est caractérisé par le développement de cristaux de feldspath; ce métamorphisme a donné lieu à des *roches feldspathisées* qui participent à la fois des *porphyres* et des *roches stratifiées*. Quel que soit la structure et l'âge de ces *roches feldspathisées*, je les désigne d'une manière générale sous le nom de *grauwake*.

Le feldspath, qui s'est développé dans la *grauwake*, a une forme constante, et il appartient au sixième système cristallin; mais sa composition chimique est variable.

Il renferme toujours de l'eau et peu de chaux.

Il renferme aussi les deux alcalis, et la soude est son alcali dominant.

Sa teneur en silice est très-variable; tantôt elle s'élève jusqu'à celle de l'albite, tantôt au contraire elle s'abaisse au-dessous de celle de l'oligoclase.

La *grauwake* donne un exemple remarquable de roches presque entièrement formées d'albite.

Elle montre aussi que des feldspaths différents, mais appartenant au sixième système, peuvent se développer simultanément dans une même roche.

Indépendamment du feldspath qui résume en quelque sorte ses caractères, la *grauwake* contient une pâte

feldspathique, du quartz, de l'hornblende, divers micas, surtout du mica foncé, de la chlorite, des carbonates et plusieurs minéraux accidentels. On y trouve quelquefois des lamelles d'orthose.

Elle est partiellement attaquée par les acides qui lui enlèvent sa couleur verte.

La *grauwake* est traversée par divers filons métallifères qui sont postérieurs à la feldspathisation.

Lorsque la *grauwake* est grenue ou compacte, elle contient une pâte feldspathique dont la soude est toujours l'alcali dominant, et qui a la même origine que le feldspath de la *grauwake* porphyrique.

Lorsque la *grauwake* est très-cristalline, elle ressemble beaucoup à un porphyre; elle en diffère cependant en ce qu'elle est moins homogène; par suite sa teneur moyenne en silice est très-variable et indépendante de celle de son feldspath.

Il est souvent difficile de tracer la limite de la *grauwake* et du porphyre brun qui lui est associé: ces deux roches ont en effet pour base des feldspaths appartenant au même système, et sur le terrain elles présentent des passages insensibles. Cependant le porphyre est plus cristallin et surtout beaucoup plus homogène que la *grauwake*: il est généralement moins riche en silice; il ne contient pas de débris fossiles et il forme des amas ou des filons.

La *grauwake* résulte de la feldspathisation de brèches, de grès et plus rarement de schistes. Cette feldspathisation a été très-inégale dans les différentes couches; car, tandis que les grès et les brèches renferment des cristaux de feldspath qui leur donnent une structure porphyrique, les schistes ont seulement été soudés et changés en pétrosilex; de plus, la feldspathisation s'est souvent produite dans une couche sans se produire

aucunement dans la couche qui la précède ou dans celle qui la suit.

Elle est, au contraire, assez égale dans une même couche dans laquelle on peut fréquemment la suivre sur de grandes étendues.

Au moment de sa feldspathisation, une couche a pu être amenée à un état plus ou moins plastique, mais elle a généralement conservé sa stratification qui est quelquefois très-régulière: elle a conservé sa structure arénacée ou bréchiforme: les végétaux et les fossiles qu'elle renfermait n'ont pas été détruits, ils sont même très-facilement reconnaissables. Lorsque du calcaire se trouvait à son contact, il a seulement pris une structure légèrement grenue.

La feldspathisation d'une couche ou sa transformation en *grauwake* a donc eu lieu sans des changements considérables dans son volume et dans sa température. Elle a sans doute été déterminée par des phénomènes spéciaux, mais elle doit surtout être attribuée à la composition élémentaire de la couche qui était originairement formée de débris feldspathiques; de plus, la feldspathisation est intimement liée à l'éruption des porphyres intercalés dans le terrain métamorphique mêmes, car ce sont les débris de ces porphyres qui ont fourni les alcalis nécessaires au développement du feldspath.

L'association de la *grauwake* et de l'anhracite qui s'observe avec une grande constance dans les Vosges, sur les bords de la Loire et dans diverses contrées, semblerait indiquer que c'est un même phénomène métamorphique qui a produit l'anhracite et la feldspathisation de la *grauwake*.

La *grauwake* appartient généralement au terrain de-

yonien et même au terrain carbonifère inférieur : elle est fréquente dans le terrain de transition, mais elle ne doit pas être considérée comme une roche caractéristique d'une époque géologique déterminée.

RAPPORT

à S. E. M. le Ministre des travaux publics

SUR DES DOCUMENTS RELATIFS À LA MACHINE A AIR CHAUD
DU CAPITAINE ERICSSON.

Par M. COMBES,

Inspecteur général des mines, professeur à l'École des mines.

Paris, 29 avril 1853.

MONSIEUR LE MINISTRE,

J'ai étudié les documents relatifs à la nouvelle machine du capitaine Ericsson, qui vous ont été communiqués par M. le ministre des affaires étrangères et que vous m'avez fait l'honneur de renvoyer à mon examen. Bien que très-incomplets encore, ils ajoutent cependant des notions de quelque importance à celles que nous possédions déjà. On y trouve surtout des renseignements précis sur les dimensions du navire *l'Ericsson* et de l'appareil moteur installé à son bord, sur la manière dont se sont comportés le navire et la machine, dans un voyage d'essai de New-York à l'embouchure du Potomac, et les offres faites au secrétaire de la marine des États-Unis par le capitaine Ericsson et ses associés, de construire des frégates de guerre pour le compte du gouvernement de L'Union.

L'Ericsson est construit en bois de chêne; il a 260 pieds de longueur mesurée sur le pont, 40 pieds de plus grande largeur, 27 pieds $\frac{1}{2}$ de creux, 16 à 17 pieds de tirant d'eau. Il est du port de 2.000 tonneaux environ, pourvu de roues de 32 pieds de dia-

mètre avec aubes de 10 pieds $1/2$ de large. Il est aménagé intérieurement de manière à recevoir 130 passagers et 1.300 à 1.400 tonnes de marchandises telles que du coton, du thé. Sa proue est très-fine; il a deux mâts et le gréement d'un brick.

L'appareil moteur se compose de quatre machines à simple effet accouplées deux à deux, et équivalentes par conséquent à deux machines à double effet. Chaque machine simple consiste en un cylindre *travaillant* de 168 pouces ($4^m,267$) de diamètre, surmonté d'un cylindre *d'alimentation, supply cylinder*, de 137 pouces ($3^m,480$) de diamètre. Le premier cylindre est découvert à la partie supérieure, le second entièrement ouvert par dessous. Leurs axes sont situés sur une même ligne verticale et les pistons invariablement liés par de fortes tiges en fer forgé. Leur course commune est de 6 pieds ($1^m,829$). Le piston du cylindre travaillant, qui est pressé par l'air échauffé, est armé en dessous d'une sorte de coffre en tôle de 6 pieds d'épaisseur, rempli d'un mélange de plâtre et de charbon en poudre, qui forme un matelas épais conduisant très-mal la chaleur, et prévient l'échauffement du piston. Le fond du cylindre est convexe en dessus; son épaisseur est de 1 pouce $1/2$. En dessous de ce fond sont établis deux foyers de dimensions médiocres, où l'on entretient un feu lent d'anthracite. La surface du combustible déposé sur les grilles est à 5 pieds ($1^m,524$) de distance du fond.

Le piston du cylindre d'alimentation est percé de 36 ouvertures munies de soupapes ou clapets s'ouvrant de dehors en dedans, par lesquelles l'air atmosphérique s'introduit dans le cylindre, lorsque le piston descend; cet air est comprimé, quand le piston remonte, et refoulé dans un réservoir avec lequel tous les cylindres

alimentaires sont mis en communication par de larges tuyaux branchés sur leurs fonds supérieurs, et garnis de soupapes qui s'ouvrent pour laisser le passage à l'air refoulé. La hauteur totale de la machine, à partir du fond du cylindre inférieur, est d'environ 30 pieds ($9^m,144$).

Le réservoir d'air comprimé communique par un large tuyau avec la boîte à deux soupapes qui précède la boîte aboutissant au bas du cylindre travaillant, et où est placé le paquet de toiles métalliques qui constitue l'appareil auquel Ericsson a donné le nom assez impropre de *régénérateur*. L'air entre dans le cylindre après s'être échauffé aux dépens de la chaleur prise aux toiles métalliques, presse le piston de bas en haut et reçoit de l'action des foyers transmise par les parois du cylindre un nouvel accroissement de température. Lorsque l'excursion ascendante des pistons est terminée, ceux-ci retombent par leur propre poids, et l'air chaud est expulsé dans l'atmosphère à travers les mêmes toiles métalliques auxquelles il laisse la plus grande partie de la chaleur qu'il leur avait empruntée, et qui servira, de la même manière, à élever la température de l'air introduit pour déterminer la période de mouvement suivante.

Les toiles métalliques du régénérateur sont de forme rectangulaire; elles ont 6 pieds de longueur sur 4 de hauteur; l'épaisseur du fil métallique est de $1/16$ de pouce ($1^m,6$). Elles sont juxtaposées au nombre de près de 200, à ce qu'il paraît; l'épaisseur de l'ensemble est d'un pied ($0^m,505$).

Les quatre machines sont placées sur une même ligne longitudinale, dans le milieu du navire, deux à l'avant et deux à l'arrière de l'arbre des roues. Les pistons des deux machines placées d'un même côté de cet

arbre sont réunis par un balancier triangulaire, dont l'axe porte sur des supports solidement assujettis entre les cylindres travaillants, et qui se meut dans l'espace libre intermédiaire entre les cylindres travaillants et les cylindres alimentaires supérieurs. Les balanciers sont liés aux pistons par un simple anneau sans l'intermédiaire de parallélogrammes. Ils transmettent le mouvement à l'arbre des roues par des bielles obliques, inclinées, dans leur position moyenne, de 45 degrés : l'une en avant, l'autre en arrière du plan vertical passant par l'axe de cet arbre, perpendiculaires par conséquent l'une à l'autre, et agissant sur le bouton d'une manivelle simple qui se trouve au milieu du navire et de l'intervalle entre les roues. Les secondes extrémités de ces bielles sont attachées en des points des balanciers qui décrivent des arcs de cercle, dont les cordes sont parallèles aux directions moyennes des bielles. Il suit de là que l'arbre des roues, conduit par les deux bielles au moyen d'une seule manivelle, comme il le serait par deux machines à double effet dont les cylindres seraient inclinés chacun de 45 degrés sur le plan horizontal, reçoit un mouvement de rotation très-régulier.

Toutes les personnes admises à bord de *l'Ericsson*, lors de sa première excursion dans le bas de la rivière et la baie de New-York, s'accordent à dire que tous ces agencements mécaniques sont beaucoup moins compliqués et embarrassants que dans les bâtiments de même force portant des machines à vapeur, et se font remarquer également par leur simplicité et la régularité du mouvement de rotation imprimé aux roues.

Le pont supérieur du navire est dégagé de toute obstruction, sauf les deux mâts et l'espace occupé, au centre, par quatre tuyaux de 10 à 12 pieds de hauteur

et 50 pouces ($0^m,76$) de diamètre, dont deux sont les cheminées des foyers, et deux servent à l'issue de l'air expulsé des cylindres travaillants. Les soutes à charbon sont allongées sur les deux côtés de la chambre des machines, et séparées des foyers par un espace où circule librement le chauffeur unique qui suffit à l'entretien des huit foyers. La place occupée par les machines est, malgré les dimensions considérables des cylindres, beaucoup moindre que celle qu'occupent, dans les navires de même force, les machines à vapeur avec leurs chaudières.

Les explications données par le capitaine Ericsson aux personnes invitées à l'excursion qui eut lieu le 11 janvier 1853, dans la baie de New-York, peuvent être résumées comme il suit. Ses projets primitifs comportaient des cylindres de 16 pieds ($4^m,877$) de diamètre; mais les constructeurs n'ayant pas voulu se charger de les lui livrer, il a été obligé de se contenter des cylindres actuels de 14 pieds; aujourd'hui les mêmes constructeurs, MM. Hogg et Delamater, offrent de fournir à leurs risques et périls des cylindres alésés ayant jusqu'à 20 pieds ($6^m,096$) de diamètre. Si la chose était à faire, il ne changerait rien à ses premiers projets et voudrait avoir des cylindres de 16 pieds. La pression de l'air échauffé sur les pistons moteurs ne doit pas dépasser 12 livres par pouce carré ($0^k,84$ par centimètre carré) au-dessus de la pression atmosphérique. Il vaut même mieux s'en tenir à une pression moindre, 10 livres environ par pouce carré ($0^k,705$ par centimètre carré). Dans le voyage d'essai et dans la traversée de New-York à l'embouchure du Potomac, cette pression a été limitée à 8 livres ($0^k,562$ par centimètre carré). Si l'on veut augmenter la puissance des machines, il faut accroître le diamètre des cylindres

et non la température de l'air chaud, qu'il ne faut pas élever beaucoup au-dessus de 480° Fahrenheit (249 degrés centigrades). La puissance des machines croissant comme les quarrés des diamètres, on aurait, avec des cylindres de 20 pieds, une puissance supérieure à celle des plus grandes machines qui flottent sur l'Océan, sans augmenter beaucoup la place réservée dans le navire à l'appareil moteur. La résistance que l'air éprouve au passage des toiles du régénérateur est très-faible et peut être évaluée à environ une demi-once par pouce quarré. L'économie de combustible procurée par les nouvelles machines, comparativement aux machines à vapeur marines usitées, doit être de 80 à 90 p. 100; l'économie sur les salaires des chauffeurs et machines des 4/5, et les hommes auront un service beaucoup moins pénible. Les frais d'acquisition des machines seraient diminués d'un tiers. Les frais d'entretien seront beaucoup moindres que pour les machines à vapeur dont les chaudières sont détruites en peu d'années. Les fonds des cylindres exposés à l'action directe des foyers ne s'altèrent que très-lentement, parce que la chaleur, dans les foyers, est toujours modérée. Quant aux pistons moteurs, ils sont protégés contre la chaleur par le matelas épais et mauvais conducteur dont ils sont armés en dessous; ils restent toujours froids, et les graisses ne sont point brûlées. C'est ce dont les personnes à bord ont pu se convaincre en montant sur les pistons, pendant que la machine est en activité, ce que plusieurs d'entre elles ont fait. La visite de toutes les parties des machines et le graissage des pistons sont extrêmement aisés, puisque les cylindres sont entièrement ouverts. Toute chance d'explosion est supprimée; la plus grande négligence du chauffeur ou du mécanicien ne peut avoir de résultat plus fâcheux que le ra-

lentissement de la marche et finalement l'arrêt de la machine.

Le capitaine Ericsson a déclaré qu'il poursuivait, depuis vingt ans, l'idée de construire la machine *calorique* à air chaud; que, dès l'année 1833, il produisit à Londres un premier modèle de la puissance de cinq chevaux; qu'il avait construit, depuis lors, 12 à 13 machines du même genre; que ses idées avaient été, dans l'origine, favorablement accueillies par un très-petit nombre de personnes, parmi lesquelles il cite l'illustre Faraday et le docteur Andrew Ure. M. Faraday s'y intéressa vivement, et fit une leçon sur les nouveaux principes à l'Institution royale devant un très-grand nombre d'auditeurs.

Quelques jours après le premier essai du 11 janvier, le capitaine Ericsson et son associé M. Kitching, négociant de New-York, offrirent au secrétaire de la marine des États-Unis, M. Kennedy, de construire pour le compte du gouvernement deux ou plusieurs vaisseaux de guerre du port de 2.500 tonneaux environ, armés de machines du nouveau système. Chaque vaisseau devrait porter deux machines qui lui imprimeraient une vitesse de 10 milles à l'heure, en ne consommant pas plus de 8 tonnes de houille par vingt-quatre heures. Deux vaisseaux semblables seraient livrés dans un délai de dix-huit mois à dater de la signature du traité. Des sûretés suffisantes seraient fournies au département de la marine pour l'accomplissement des conditions proposées.

Le 15 février 1853, sur la demande du secrétaire de la marine, le navire *l'Ericsson* quitta New-York pour se rendre à Washington ou aussi près de cette ville que le permettrait son tirant d'eau. Un officier de la marine nationale, le commandant Joshua Sands, était à son

bord. Le 23 février, MM. Ericsson et Sands adressèrent au secrétaire de la marine les lettres dont voici la traduction à peu près complète :

Lettre du capitaine Ericsson.

Washington, 23 février 1853.

« Les propriétaires du navire *Calorique* ayant consenti à ce que, conformément à votre demande, il fût conduit par moi au siège du gouvernement, ce navire a quitté, dans la matinée de mercredi dernier, Sandy-Hook pour cette destination, sous le commandement du capitaine Lowber.

» Celui-ci devait, par suite d'instructions écrites, soumettre le bâtiment à une épreuve complète, en se tenant au large à la mer. En conséquence, en quittant Sandy-Hook, il se dirigea vers l'est contre un fort vent debout qui augmenta rapidement et devint une forte brise du sud-est à l'est. Il tint la même direction jusques à une distance d'environ 80 milles de la côte. Le vent ayant alors tourné au nord-ouest, nous changeâmes notre direction et marchâmes vers la terre contre la brise, puis nous fîmes route vers Norfolk. En remontant la Chesapeake, nous rencontrâmes un fort orage de neige, et l'obscurité nous obligea à venir jeter l'ancre à l'embouchure du Potomac. Les machines avaient fonctionné continuellement, pendant 75 heures, avec une régularité qui n'est que rarement égalée dans les navires à vapeur les mieux construits. En fait, le mouvement des roues fut trouvé plus égal, ce qui doit être attribué au moment puissant (*powerful moment*) des doubles pistons, qui sont un élément essentiel et particulier à la machine calorique. Il convient d'observer que, tandis que le navire avait parfois son beaupré sous l'eau, et quoique la roue sous le vent fût par moments immergée jusqu'à l'axe, il n'y eut pas la moindre vibration, ni aucun mouvement sensible dans le cadre et les attaches de la machine; qu'il ne résulta du roulis aucune action latérale ou grippement des pistons. Toutes les soupapes des cylindres d'alimentation fonctionnèrent librement et régulièrement, malgré l'inclinaison de leurs sièges, conséquence forcée de celle du navire. Après le premier jour, la consommation du combustible fut d'une tonne entière par vingt-quatre heures, inférieure à celle qui était indiquée par mes premiers essais. 65 livres de houille étaient chargées à la fois dans chacun des huit foyers, et la consommation totale par vingt-quatre heures fut un peu au-dessous de 4 tonnes $\frac{1}{4}$. La vitesse

moyenne correspondante à cette faible consommation était, par un vent modéré, de 7 nœuds par heure.

» Les motifs que j'ai eu l'honneur de vous faire connaître, dans notre entrevue de ce matin, m'ont obligé à limiter la pression dans la machine à 8 livres par pouce carré durant toute la traversée.

» En définitive, je ne puis m'abstenir de déclarer que le résultat de ce premier voyage d'essai a de beaucoup dépassé mon attente, et que le succès pratique de la machine calorique n'est plus une question, mais un fait établi.

» J'ai dû, dans l'établissement des machines, me contenter de cylindres de 14 pieds de diamètre, parce que les constructeurs n'ont pas voulu alors m'en fournir de plus grands. Aujourd'hui ils sont en mesure d'en fondre de toutes dimensions; il sera donc possible de donner telle puissance que l'on voudra aux machines caloriques à construire dans l'avenir. »

Lettre du commandant Joshua Sands.

Washington, 23 février 1853.

« J'ai l'honneur de vous accuser réception de votre lettre du 22 courant, et de vous adresser, conformément à vos instructions, le rapport succinct qui suit.

Mon but, en sollicitant la permission de m'embarquer sur le navire *Calorique*, lors de son récent voyage, était de voir comment se comporte, dans la pratique, la nouvelle machine motrice; le temps que nous avons rencontré m'a heureusement permis de vérifier par moi-même les points sur lesquels je conservais des doutes. Je craignais qu'il fût impossible, avec la nouvelle machine, d'obtenir dans un voyage de mer cette continuité d'action que procure la machine à vapeur. A mon grand étonnement, j'ai vu que, durant une marche de soixante-dix et quelques heures consécutives, il n'y a pas eu un seul arrêt de la machine, et que la *stabilité* du mouvement des roues à aubes n'a jamais été altérée le moins du monde, quoique le navire eût souvent sa roue du côté du vent hors de l'eau, et qu'il tanguât considérablement. Je craignais aussi que l'immense section du piston moteur et la position élevée du cylindre supérieur ne fût la cause de quelque dérangement occasionné par un fort roulis et tangage. J'ai constaté, avec le plus grand soin, que rien n'a cédé, et que tout le système est demeuré aussi solide que si le navire n'eût pas quitté le dock.

» Par le roulis et le tangage, le mouvement des pistons est resté stable et doux (*steady and smoothly*).

» J'avais entendu dire beaucoup de choses sur la grande chaleur appliquée à la machine; aussi ai-je visité très-fréquemment la chambre des foyers, que j'ai trouvée, à ma grande surprise, aussi fraîche qu'une cave. J'ai été frappé de voir un seul homme suffire au service des foyers, où il ne jetait qu'une petite quantité de houille de temps en temps. J'ai appris que la règle était de charger 65 livres, toutes les quatre-vingts minutes, dans chacun des huit foyers.

» Le navire a rencontré de fortes brises et des vents debout alternativement, pendant la plus grande partie du temps écoulé depuis qu'il a quitté Sandy-Hook, mercredi dernier, de neuf à dix heures du matin, jusqu'à ce qu'il ait laissé tomber l'ancre près de l'embouchure du Potomac, samedi matin, par un orage de neige qui a mis le pilote dans l'impossibilité d'aller plus loin.

» Le temps a été tel, durant toute la traversée, que l'on n'a jamais pu se servir des voiles qu'avec fort peu d'avantages.

» Mon attention a été particulièrement appelée sur la pression entretenue sur les machines, pression que le capitaine Ericsson a strictement limitée à 8 livres. La vitesse des roues, durant la brise, était de six tours et demie par minute; lorsque le vent était modéré, le lock marquait six à sept nœuds à la mer.

» Il serait sans utilité de signaler particulièrement la vitesse, attendu que la pression était, ainsi que je l'ai dit, fixée à une limite très-basse. Je dois dire que le résultat a été entièrement satisfaisant.

» En résumé, je considère le voyage d'épreuve comme établissant d'une manière positive le succès du nouveau principe, et j'ai la confiance que le jour n'est plus éloigné où son adoption dans notre service naval mettra nos vaisseaux à l'abri du danger d'une explosion déterminée par un boulet ennemi qui atteindrait une chaudière, peut-être même à l'instant de la victoire. »

Le 24 février, M. Ericsson a renouvelé son offre de construire deux vaisseaux de guerre pourvus de machines *caloriques*, chacun du port de 2.000 tonneaux au moins, et qui auraient une vitesse de 10 milles à l'heure, en ne consommant pas au delà de 8 tonnes de houille par vingt-quatre heures.

Le secrétaire de la marine a adressé, le 25 février,

ces documents au président du comité des affaires maritimes de la chambre des représentants, en priant le comité de proposer au congrès l'adoption immédiate de cette grande découverte dans la marine nationale, et, à cet effet, de lui soumettre une résolution qui autoriserait le secrétaire de la marine à conclure avec le capitaine Ericsson un marché pour la construction d'une frégate du port de 2.000 tonneaux au moins, équipée comme vaisseau de guerre, et affecterait à cette destination une somme de 500.000 dollars.

M. le comte de Sartiges fait connaître, par sa dépêche en date à Washington du 6 mars dernier, à M. le ministre des affaires étrangères, que le comité du sénat a conclu à un délai de la prise en considération, se réservant d'appliquer le système d'Ericsson à la marine de guerre, lorsqu'il serait démontré par un voyage de long cours qu'il pouvait remplacer avec avantage les machines à vapeur actuelles. M. Ericsson a dit à M. de Sartiges que, dès ce moment, il avait reçu des commandes de 400 machines destinées principalement à des fabriques.

L'examen des documents analysés ci-dessus peut donner lieu aux observations suivantes :

Chacun des cylindres travaillants du navire *l'Ericsson* 24^m, 267 de diamètre; la course du piston est de 1^m, 829. Il en résulte que la surface sur laquelle s'exerce la pression de l'air chaud est de 143.000 centimètres carrés, et le volume de l'air qui remplit le cylindre, lorsque le piston est à la limite supérieure de sa course, de 26^m, 154709, abstraction faite de l'espace compris entre la soupape d'admission et le piston arrivé au bas de sa course. D'un autre côté, il résulte des dimensions du cylindre alimentaire et de la course de son piston, que le volume d'air atmosphérique refoulé dans le ré-

servoir à chaque coup de piston est de $17^{\text{m}}, 396533$, abstraction faite aussi de l'espace *nuisible*. Le commandant Sands et M. Ericsson nous apprennent que la pression dans les machines a été limitée à $0^{\text{k}}, 562$ par centimètre carré au-dessus de la pression de l'atmosphère; mais ils n'indiquent pas dans quelle partie de la machine et par quels moyens cette pression a été mesurée. Est-ce par des soupapes ou des manomètres adaptés au réservoir d'air comprimé intermédiaire entre les cylindres alimentaires et les cylindres travaillants, ou bien par des appareils mis en communication avec l'intérieur de ces derniers cylindres? Ils ne disent pas non plus si l'air était admis dans les cylindres travaillants, pendant la totalité de la course ascendante des pistons, ou si l'admission était supprimée avant la fin de la course. Il est vraisemblable que c'est le second cas qui avait lieu. En effet, la plupart des descriptions que l'on a données de la machine d'Ericsson indiquent qu'il utilise la détente de l'air chaud; c'est aussi, à ce qu'il paraît, ce qui est déclaré dans ses brevets d'invention ou patentes. D'ailleurs, M. Ericsson a répété plusieurs fois qu'il n'élevait pas la température de l'air, dans les cylindres travaillants, de plus de 48° F., équivalant à 249 degrés centigrades. Or si l'air chaud eût été admis pendant toute la course du piston, il aurait fallu, en raison des dimensions relatives des cylindres alimentaires et travaillant, l'échauffer beaucoup au delà de cette limite pour qu'il acquit une force élastique supérieure de 8 livres par pouce carré à celle de l'atmosphère. En supposant que la température de l'air atmosphérique fût de 10 degrés, et prenant pour coefficient de dilatation de l'air le nombre $0,003665$ donné par les expériences de M. Regnault, on trouve qu'il faudrait élever jusqu'à 391 degrés centigrades, c'est-à-dire

736° F., la température de l'air chaud, pour que les $17^{\text{m}}, 396533$ d'air atmosphérique, occupant un volume de $26^{\text{m}}, 154709$, exerçassent une pression de 8 livres par pouce carré, ou $0^{\text{k}}, 562$ par centimètre carré supérieure à celle de l'atmosphère. Il est donc à peu près certain que l'admission de l'air dans le cylindre travaillant était supprimée avant que le piston eût atteint la limite de sa course ascendante. Si nous connaissions l'étendue de la course du piston correspondante à l'admission de l'air, la pression de l'air chaud étant aussi connue, nous pourrions en déduire la température acquise alors par l'air chaud. Inversement, si nous connaissions la température et la pression au moment où l'admission est supprimée, nous pourrions déterminer quelle est à cet instant la partie de la course déjà parcourue. Dans l'un comme dans l'autre cas, le travail moteur transmis au piston, pendant son ascension, serait facile à calculer. A défaut de données précises sur l'étendue de la période d'admission, il me semble naturel d'admettre que, conformément à la déclaration réitérée du capitaine Ericsson, la température de l'air n'est élevée dans le cylindre travaillant que de 249 degrés centigrades, et que la pression, au moment où l'admission est supprimée, est de $0^{\text{k}}, 562$ par centimètre carré au-dessus de la pression atmosphérique. Dans ce cas, si la température de l'air puisé dans l'atmosphère est de 10 degrés, celle de l'air dans le cylindre travaillant sera de 259 degrés. Le diamètre du piston du cylindre alimentaire étant de 157 pouces et la course de 6 pieds; le diamètre du cylindre travaillant étant de 168 pouces, si nous désignons par x la partie de la course du piston correspondante à l'admission, les volumes de l'air froid et de l'air chaud, au moment où l'admission sera supprimée, seront dans le rapport

de $\frac{157^3 \times 6}{168^2 \times x}$. Les pressions sont d'ailleurs respectivement 1 kilogramme et 1^k,562 par centimètre carré. On a donc pour déterminer x l'équation :

$$\frac{1,562}{1} = \frac{157^2 \times 6}{168^2 \times x} \times \frac{1 + 0,003665 \times 259}{1 + 0,003665 \times 10},$$

d'où l'on tire :

$$x = 4^{\text{pl}},8 \quad \text{ou} \quad 1^{\text{m}},464,$$

c'est-à-dire que l'admission aurait lieu pendant les 8/10 de la course ascendante du piston.

Pendant les deux derniers dixièmes de sa course, le piston est pressé par l'air, dont la force élastique varie en raison inverse de son volume, si la chaleur du foyer et des parois maintient la température constante pendant l'expansion. Dans cette hypothèse, la force élastique de l'air, à la fin de la course ascendante du piston, sera les 8/10 de 1^k,562, c'est-à-dire 1^k,2496, soit 1^k,25 par centimètre carré, et la pression effective sur le piston moteur sera réduite à 0^k,25 par centimètre carré.

Le travail transmis au piston moteur dans les conditions indiquées ci-dessus, se compose du travail correspondant à l'admission de l'air qui est exprimé par :

$$143000 \times 0,562 \times 1,464 = 117656 \text{ kil. élevés à un mètre.}$$

et du travail correspondant à l'expansion de l'air, qui est exprimé par :

$$26,154709 (12500 \log. \text{hyp.} \frac{1,562}{1,25} - 10000 \times 0,2) = \\ = 20575 \text{ kil. à un mètre.}$$

(10.000 exprime la pression de l'atmosphère en kilogrammes sur 1 mètre carré superficiel, 12.500 la pression sur la même surface de l'air chaud sous le volume

final de 26^m,154709.) Le travail moteur transmis au piston dans une excursion complète est, en conséquence, égal à :

$$117656 + 20575 = 138229 \text{ kil. élevés à un mètre.}$$

Il faut en retrancher le travail nécessaire pour la compression et le refoulement dans le réservoir, où la pression est de 1^k,562 par centimètre carré, de 17^m,396533 d'air atmosphérique, travail qui est exprimé par :

$$17,396533 \times 10000 \log. \text{hyp.} \frac{1,562}{1} = 77600 \text{ kil. élevés} \\ \text{à un mètre.}$$

Il reste donc pour le travail dû aux forces appliquées au système des deux pistons, pendant une excursion complète :

$$138229 - 77600 = 60629 \text{ kil. élevés à un mètre.}$$

La machine entière se compose de quatre machines simples, et le piston de chacune d'elles fait une excursion complète pour chaque tour de roue, dont le nombre, est-il dit, a été de 6 1/2 par minute. A ce compte, le travail transmis à l'ensemble des pistons était par minute de $26 \times 60629 = 1.576.354$ kilogrammes élevés à un mètre, lequel correspond à 350 chevaux-vapeur de 75 kilogrammes élevés à un mètre par seconde.

Cette évaluation se rapporte au travail que l'on pourrait appeler théorique ; elle devrait même être corrigée de l'influence des espaces *visibles*. Le travail transmis à l'arbre des roues est diminué de celui qui est absorbé par les frottements des parties solides des appareils, et par les résistances au passage de l'air par les soupapes du cylindre alimentaire, de la machine elle-même, et à travers les toiles métalliques qui composent

le régénérateur. On a vu que M. Ericsson n'évalue cette dernière résistance qu'à 1/2 once par pouce carré anglais de diminution de pression ; nous ne savons sur quelles expériences son opinion est établie. Il nous paraît toutefois que la résistance dont il s'agit doit être réellement faible. En effet, la surface de chaque toile est de 24 pieds carrés anglais ou 2^m,23. Elles présentent autant de vide que de plein, de sorte que la somme des ouvertures, dont chaque toile est percée, présente une surface de 1^m,115. Les fils ayant 1/16 de pouce de diamètre, les ouvertures formées par les mailles doivent être des carrés de 3/20 de pouce anglais de côté, soit de 3^m,8 ou en nombres ronds 4 millimètres, et le nombre des mailles doit être de 21 à 22 par pouce carré anglais. Il paraît même que ces toiles sont moins serrées ; car un journal américain, le *New-York daily Times*, rapporte, d'après M. Ericsson, que le nombre des mailles est d'environ 5 à 6 au pouce carré. Mais ceci ne peut se concilier avec cet autre fait que les toiles sont formées de fils de 1/16 de pouce diamètre et présentent autant de vide que de plein. M'en tenant à cette dernière assertion, j'admets que les ouvertures ou mailles ont 4 millimètres environ de côté et comme les toiles métalliques juxtaposées n'ont ensemble qu'un pied anglais (0^m,305) d'épaisseur, il me paraît que le régénérateur ne doit présenter au passage de l'air qu'une faible résistance. Je crois en conséquence faire une large part aux résistances passives de tout genre en leur attribuant une perte de 50 pour 100 sur le travail transmis aux pistons, et je suis ainsi conduit à admettre que le travail appliqué à l'arbre des roues était d'environ 175 chevaux-vapeur.

La consommation de combustible accusée par le capitaine Ericsson, et vérifiée par le commandant

Joshua Sands était réglée à 65 livres par 80 minutes, pour chacun de huit foyers, ce qui fait pour la machine entière et par heure 390 livres ou 177 kilogrammes. Si nos évaluations précédentes sont assez rapprochées de la réalité, la consommation de houille s'élèverait à 1/2 kilogramme par force de cheval-vapeur théorique, ou 1 kilogramme environ par force de cheval-vapeur transmise à l'arbre des roues et par heure. Ce serait une économie des 3/4 aux 4/5 sur la consommation des machines à vapeur-marines à basse pression, généralement employées.

On peut encore établir la comparaison suivante : les navires à vapeur de mêmes tonnage et dimensions à peu près que *L'Ericsson* portent, si je suis bien renseigné, des appareils dits de 450 chevaux, qui leur impriment une vitesse de 10 nœuds environ, en consommant 50 tonnes de houille en vingt-quatre heures. *L'Ericsson* n'a eu qu'une vitesse de 6 à 7 nœuds par un vent modéré, d'après le témoignage du commandant Sands. Toutes choses égales d'ailleurs, la puissance développée par les appareils moteurs est en raison directe des cubes des vitesses imprimées au navire. En supposant que la consommation de houille décroisse avec la vitesse dans le même rapport que la puissance que doit développer l'appareil moteur pour procurer cette vitesse, une vitesse de 6 nœuds exigerait une consommation de

$$50 \times \frac{216}{1000} = 10^s,8 \text{ de houille en vingt-quatre heures ;}$$

une vitesse de 7 nœuds exigerait une consommation de

$$50 \times \frac{343}{1000} = 17^s,15 \text{ en vingt-quatre heures. } L'Ericsson$$

n'a consommé que 4 tonnes 1/4 dans le même temps. Sa consommation était donc à celle d'un navire à vapeur de même force, dans le cas d'une vitesse de

6 nœuds :: 1 : 2,5, et dans le cas d'une vitesse de 7 nœuds :: 1 : 4. On voit donc : d'une part, que l'appareil de *l'Ericsson* ne peut développer une puissance égale à celle des machines à vapeur ordinairement installées sur des navires de même force, ce que M. Ericsson attribue à l'insuffisance du diamètre des cylindres travaillants, et aussi à d'autres causes qu'il n'a point expliquées, et qui l'ont obligé à limiter la pression de l'air à 8 livres par pouce carré, au lieu de 10 ou 12 livres sur lesquelles il comptait; d'autre part, que, même dans ces circonstances, la consommation des machines de *l'Ericsson* est, pour une même quantité de travail développé et transmis aux roues, beaucoup moindre que pour les machines à vapeur marines le plus généralement usitées. Enfin l'offre faite par M. Ericsson au secrétaire de la marine des États-Unis démontre qu'il a la confiance de réduire la consommation de combustible à 1/6 environ de ce qu'elle est à bord des navires à vapeur actuels.

La marche des machines de *l'Ericsson* me suggère encore les réflexions suivantes : chaque excursion d'un des pistons exige 17^m,396553 environ d'air atmosphérique, dont le poids, en supposant que cet air soit à la température de 10 degrés centigrades, est à peu près de 21 kilogrammes, à raison de 1^k,25 par mètre cube. La quantité d'air consommée par la machine entière, à raison de 6 tours 1/2 de roue par minute, est donc de :

$$21 \times 26 \times 60 = 32760 \text{ kil. par heure.}$$

Si la température de cet air est élevée de 249 degrés centigrades, cela exige une quantité de chaleur égale à

$$32760 \times 249 \times 0,257 = 1\,953\,266 \text{ unités. (a)}$$

(0,257 est la chaleur spécifique de l'air, d'après les dernières expériences de M. Regnault.)

Or la combustion d'un kilogramme de houille ne développe pas, d'après les expériences les plus accréditées, plus de 7.000 unités de chaleur, dont un tiers au moins est emporté par le courant de gaz chauds qui s'écoulent par la cheminée, ou perdu par d'autres causes, ce qui réduit à 4.700 unités la chaleur réellement utilisée dans les meilleurs foyers de chaudières à vapeur. Les 177 kilogrammes brûlés par heure sur les foyers ne peuvent donc transmettre à l'air à travers les parois des cylindres travaillants que 831.900 unités de chaleur au plus (b).

Le rapprochement des nombres (a) et (b) ci-dessus met en évidence l'efficacité du régénérateur d'Ericsson pour recueillir la chaleur de l'air sortant et la transmettre à celui qui s'introduira dans le cylindre au coup de piston suivant.

Le poids des toiles métalliques qui forment un régénérateur est très-grand par rapport à celui de l'air consommé par chaque coup de piston. On peut s'en faire une idée d'après les dimensions indiquées. Les toiles métalliques juxtaposées occupent ensemble un espace de 24 pieds cubes anglais, ou 0^m,67954. Admettant qu'il y ait les 3/4 de vide et 1/4 de plein, le volume de métal (probablement du cuivre rouge) sera de 0^m,169885 et son poids de 1.520 kilogrammes, à raison de 8.950 kilogrammes par mètre cube. C'est à peu près 72 fois le poids de l'air dépensé par coup de piston. Si, comme on l'a dit, la température de l'air, à sa sortie de la machine, est seulement de 30° F. ou 17 degrés centigrades supérieure à celle de l'air entrant, il faut que l'air qui est chauffé jusqu'à 249° environ au-dessus de la température primitive, dans le cylindre travaillant, abandonne aux toiles, en les traversant, une quantité de chaleur suffisante pour abais-

ser sa température de 232 degrés. En supposant que les toiles en cuivre pèsent 72 fois autant que l'air, et adoptant pour les chaleurs spécifiques de l'air et du cuivre les nombres respectifs 0,237 et 0,095 donnés par les expériences de M. Regnault, on trouve que le passage de l'air chaud sortant du cylindre ne peut élever la température moyenne du régénérateur que de 8°,04. On a en effet :

$$1 \times 232 \times 0,237 = 72 \times 0,095 \times 8,04,$$

En résumé, les documents transmis par M. le ministre des affaires étrangères sont encore trop incomplets pour qu'on en puisse déduire la mesure exacte de la puissance développée par l'appareil moteur du navire *l'Ericsson* et la consommation de combustible nécessaire pour une quantité de travail déterminée. Toutefois il est certain que la puissance de cet appareil est inférieure à celle des machines à vapeur qui sont installées ordinairement sur les vaisseaux de mêmes tonnage et dimensions, ce qui est attribué par le capitaine Ericsson à l'insuffisance de diamètre des cylindres travaillants et à d'autres causes non expliquées et qui l'ont obligé à limiter la pression de l'air échauffé, pendant les voyages d'essai, à 0^k,562 par centimètre carré au-dessus de la pression de l'atmosphère.

D'après les dimensions des machines, les déclarations du capitaine Ericsson, tout l'ensemble des faits concernant la traversée effectuée, à la fin de février, par le navire *l'Ericsson*, de Sandy-Hook à l'embouchure du Potomac, il paraît que l'appareil moteur de ce navire est capable de fournir, d'une manière parfaitement régulière et continue, un travail équivalent à celui d'une machine à vapeur marine de la puissance nominale de 150 à 175 chevaux, en ne consommant que

177 kilogrammes de houille par heure, c'est-à-dire 1/4 de ce qu'exigerait la machine à vapeur. Dans les hypothèses les plus défavorables, l'appareil à air chaud serait au moins équivalent à une machine à vapeur de la puissance nominale de 97 chevaux, et sa consommation de combustible n'aurait encore été que les 2/5 de la machine à vapeur de cette dernière force. L'économie de combustible obtenue serait, dans tous les cas, considérable par rapport aux machines à vapeur le plus ordinairement employées dans la navigation maritime.

Le capitaine Ericsson et ses associés ont offert au secrétaire de la marine des États-Unis de construire, pour le compte du gouvernement, deux frégates de guerre du port de 2.000 tonneaux au moins, portant des machines construites sur le nouveau principe, et qui imprimeraient aux navires une vitesse de 10 milles à l'heure, en ne consommant pas plus de 8 tonnes de combustible par vingt-quatre heures. Si les milles dont il s'agit dans la soumission, sont des milles nautiques (ce qui n'est pas expliqué), l'économie de combustible que le capitaine Ericsson s'engage à procurer par ses appareils serait de plus des 5/6 de la consommation des machines à vapeur ordinairement appliquées à la navigation maritime. S'il s'agit seulement de milles terrestres, l'économie serait encore de plus des 3/4.

Les machines à air chaud, en cas d'un succès définitif que je considère comme étant à peu près certain, auront sur les machines à vapeur actuelles, outre l'économie de combustible, l'avantage de la suppression des chaudières et des chances d'explosion dangereuses occasionnées par la négligence des chauffeurs. Il est donc d'une extrême importance que le gouvernement hâte, par tous les moyens dont il peut disposer, l'ap-

plication de ces machines non-seulement à la navigation maritime de l'État et du commerce, mais à l'industrie en général.

Les dispositions adoptées par le capitaine Ericsson sont d'une grande simplicité. Elles sont particulièrement applicables au foncement des puits dans les terrains aquifères et à l'assèchement des mines profondes, qui exigent fréquemment une énorme dépense de puissance mécanique. Les moteurs habituellement employés pour les travaux de ce genre sont des machines à vapeur à simple effet, avec ou sans détente, avec ou sans condenseur, dont le remplacement par les machines également à simple effet du capitaine Ericsson, ne semble pas présenter de difficulté sérieuse.

Le moyen le plus prompt et le plus efficace, pour faire connaître et propager en France l'usage des machines à air chaud, est incontestablement d'en présenter une à l'examen du public et aux investigations des ingénieurs et des savants qui s'occupent de mécanique. J'estime que le gouvernement pourrait, à cet effet, encourager par des remises de droits d'entrée ou même au besoin par des primes, un ou plusieurs exploitants de mines ou propriétaires de grandes usines, à traiter avec l'inventeur lui-même et ses associés pour la livraison et l'établissement de machines *caloriques* ayant une destination déterminée, à condition que des ingénieurs désignés par vous, Monsieur le ministre, assisteraient à la pose de ces machines, et pourraient faire, après la mise en activité et sans interrompre le travail, les vérifications et expériences qui seraient jugées utiles. Les points les plus importants à constater seraient :

A) Dimensions exactes des machines, dont il serait fait des dessins complets; détails sur la construction des pistons, leur mode de garniture, etc.

B) Circonstances précises du fonctionnement des machines et notamment :

1° Partie de la course ascendante du piston, correspondante à l'admission de l'air; — détails de la distribution; — positions correspondantes à l'ouverture et à la fermeture des soupapes d'admission et de sortie de l'air;

2° Pression dans le réservoir intermédiaire entre les cylindres alimentaires et les cylindres travaillants;

3° Pressions variables de l'air tant dans les cylindres alimentaires que dans les cylindres travaillants, correspondantes aux positions successives des pistons pendant leur ascension et leur chute;

4° Températures simultanées de l'air atmosphérique, de l'air comprimé dans le réservoir d'alimentation, de l'air immédiatement avant son passage à travers les toiles métalliques pour arriver au cylindre travaillant et à la sortie à travers les mêmes toiles pour être rendu à l'atmosphère;

5° Consommation de combustible pendant un travail continu et régulier de longue durée;

6° Mesure de la puissance de la machine, au moyen du frein de Prony, si elle transmet un mouvement de rotation à un arbre de couche, ou par des moyens appropriés, dans le cas où elle ferait mouvoir des pistons de pompes ou de machines soufflantes, ou d'autres mécanismes.

Toutes les déterminations indiquées ci-dessus peuvent être obtenues par des procédés bien connus des ingénieurs quelque peu versés dans la connaissance des machines; les instruments nécessaires sont simplement des manomètres et thermomètres ordinaires, des *indicateurs de Watt* convenablement disposés, un frein de

Prony; l'usage de ces appareils est familier aux mécaniciens.

C) Il serait utile, au point de vue de la théorie et du perfectionnement des machines à air chaud, de constater par des expériences directes les températures variables ou constantes de l'air dans le cylindre travaillant, pendant l'ascension du piston et sa chute, ainsi que la distribution et les variations des températures dans les couches successives de toiles métalliques dont se compose l'appareil *régénérateur*, pendant l'entrée et la sortie de l'air. Les expériences à faire pour cela sont de nature très-délicate; elles exigeront des appareils spéciaux et le concours des physiciens.

Il est peu probable que la compagnie propriétaire des brevets et patentes du capitaine Ericsson veuille faire connaître à M. Boilleau (1) ou à toute autre personne les détails complets des machines de ce genre établies aux États-Unis, et permettre de faire sur elles les vérifications et expériences indiquées sous la lettre B). On ne peut attendre par cette voie des renseignements équivalents à ceux que l'on obtiendrait si aisément par une seule machine établie en France avec le concours du gouvernement. Néanmoins, en attendant qu'une ou plusieurs machines à air chaud soient établies dans notre pays par le gouvernement ou l'industrie privée, il ne peut être que très-utile de charger M. Boilleau de se rendre à New-York ou autres points des États-Unis, afin d'y recueillir, pour les transmettre sans délai au gouvernement, tous les renseignements qu'il pourra se procurer sur les machines à air chaud établies par M. Ericsson. J'ai précédemment signalé les points sur

(1) Voir une Note de M. Boilleau, ingénieur des mines, sur la machine d'Ericsson. *Annales des mines*, 5^e série, t. II, p. 455.

lesquels il devrait principalement fixer son attention, en ce qui concerne chaque machine en particulier. Le nombre total des machines en construction ou déjà existantes serait aussi intéressant à connaître.

Enfin il est utile que le gouvernement publie dans les recueils dont il dispose les documents qu'il reçoit sur les machines à air chaud, ainsi qu'il l'a fait jusqu'ici.

Depuis que ce rapport a été écrit, une petite machine construite suivant le système du capitaine Ericsson est arrivée en France; M. le ministre de l'agriculture, du commerce et des travaux publics a bien voulu me charger de la visiter et d'entreprendre les expériences qu'il serait possible de faire. Cette machine est malheureusement fort imparfaite et l'une des premières, je crois, que l'inventeur ait exécutées. Elle a été employée, m'a-t-on dit, à mouvoir des presses d'imprimerie. Les expériences qui sont commencées pourront être l'objet d'une publication ultérieure. Jusqu'ici leur résultat est de nature à confirmer les aperçus présentés dans le rapport qui précède sur le mode d'action du *régénérateur* et la faible résistance qu'il oppose au passage de l'air. Toutefois les toiles métalliques sont en fil de fer et non en fil de cuivre, comme je l'ai admis pour les machines du navire *calorique*. Leur poids total est de 54 kilogrammes à très-peu près, non compris les traverses et boulons en fer qui les maintiennent serrées en paquet l'une contre l'autre et pèsent ensemble 10 kilogrammes. La capacité utile du cylindre *alimentaire*, c'est-à-dire le volume engendré par l'excursion du piston qui se meut dans ce cylindre, est seulement de 0^mc,277755, de sorte que le poids d'air introduit par

coup de piston est au plus de 0^k,35. Le poids des toiles métalliques est donc égal à plus de 154 fois celui de l'air dépensé par coup de piston. La chaleur spécifique du fer est d'ailleurs supérieure à celle du cuivre (0,115 au lieu de 0,095).

La capacité *utile* du cylindre travaillant, c'est-à-dire le volume engendré par l'excursion du piston moteur, est égale à une fois et demie celle du cylindre alimentaire, et l'admission de l'air sous le piston, pendant son ascension, a lieu pendant les 8/10 de la course.

BULLETIN.

PREMIER SEMESTRE 1853.

Situation de l'industrie minérale en Russie jusqu'à l'année 1850 inclusivement (1).

Le lieutenant général Tchefkine et le colonel Ozersky ont publié, dans le *Journal des mines de Russie*, un travail remarquable sur la situation de l'industrie minérale en Russie. Ce travail se recommande par des données précises et puisées à des sources officielles. Nous le croyons de nature à intéresser nos lecteurs, et nous en offrons ici un résumé détaillé.

La Russie a, pendant longtemps, été renommée pour l'abondance de ses produits minéraux ; mais dans ces derniers temps l'importance relative de ces richesses s'est modifiée d'une manière notable. L'exploitation et la consommation des métaux dans l'Europe occidentale et les États-Unis ont pris une extension si puissante, que, sous ce rapport, des quantités, regardées comme très-considérables il y a un quart de siècle à peine, ne paraissent plus maintenant que tout à fait secondaires.

Chez nous, la production des métaux, sauf celle de l'or, s'est accrue dans une bien moindre proportion, et cela sous l'influence de trois causes, savoir : 1° l'emploi du combustible végétal, qui nécessairement limite l'essor de l'industrie ; 2° l'exploitation insuffisante des combustibles minéraux, qui n'est encore qu'à sa naissance ; 3° enfin la répartition peu avantageuse de nos richesses minérales, lesquelles manquent absolument dans beaucoup des plus grandes régions de l'empire, et se trouvent principalement concentrées dans l'Oural.

En Russie, l'industrie se dirige sur l'or, l'argent, le cuivre, le fer, le sel, et encore, mais plus faiblement, sur le plomb,

(1) Le travail de M. le capitaine Ulauly, imprimé plus loin (page 817), forme, en ce qui concerne la production de l'or, le complément de celui-ci. Ces deux documents pouvaient être fondus en un seul, mais ils offrent assez d'intérêt pour être reproduits textuellement, en respectant leur cachet particulier.

le platine, la houille et l'anhracite. L'arrondissement de Ner-tchinsk possède des mines d'étain, de cinabre et de zinc; mais en raison de leur éloignement et de leur pauvreté, on n'en poursuit point l'exploitation. Du reste, les mines d'Onone ont produit 25 pouds d'étain en 1845.

Fer. — Le fer est livré par des forges de la couronne et des particuliers. Les premières, principalement destinées à subvenir aux fournitures de la couronne, produisent annuellement jusqu'à 2 millions de pouds de fonte. Sur cette quantité, une partie s'emploie pour la fabrication des appareils et machines, ainsi que pour les approvisionnements nécessaires aux usines; un peu moins d'un million de pouds est attribué au service des ministères de la guerre et de la marine; le reste, à peu près un quart du produit total, est affecté à la vente. Les forges de particuliers ont, pendant la période décennale de 1840-1850, élaboré, en moyenne annuelle, 11.088.000 pouds de fonte, desquels il a été obtenu aussi en moyenne, près de 7.370.000 pouds de fer par an.

De la sorte, la production annuelle de la fonte s'élève à 13 millions de pouds. Ce nombre se répartit ainsi :

Les quatre cinquièmes, savoir : 10.550.000 pouds proviennent des forges de quatre gouvernements (Perm, Orenbourg, Viatka et Vologda), que l'on connaît sous la dénomination générale de *Forges de l'Oural*.

Neuf gouvernements, situés aux alentours de celui de Moscou (Kalouga, Nijni-Novgorod, Tamboff, Vladimir, Riazan, Toula, Orel, Penza et Kostroma), ont fourni 2.216.000 pouds, produits par des forges de particuliers.

Enfin, 340.000 pouds ont été livrés par les forges de la couronne des arrondissements d'Olonets, de l'Altaï et de Ner-tchinsk.

Pendant les dernières années, la fabrication de la fonte et du fer s'est constamment accrue. Ainsi, de 1838 à 1850, si l'on divise cette époque en deux périodes égales de six ans chacune, on trouve que la production moyenne annuelle a été comme suit :

1838-1844	Fonte	10.481.000 pouds.
	Fer.	6.926.000
1844-1850	Fonte	11.682.000
	Fer.	7.710.000

C'est, en faveur de la dernière période, un progrès de 11 1/2 p. 100.

Les résultats qui précèdent indiquent clairement les efforts de l'industrie pour accroître la production du fer. Néanmoins, le besoin qu'on en ressent dans l'intérieur de l'empire augmente si rapidement, que malgré l'importation croissante de cet article du royaume de Pologne et du grand-duché de Finlande, malgré aussi l'affaiblissement notable de l'exportation qu'on en fait à l'étranger, le prix du fer a haussé dans les provinces centrales. Cette hausse, dans la période quinquennale de 1838 à 1843, a été, pour le fer en barres, de 2 copecs d'argent par poud. Elle paraît bien plus sensible encore par la comparaison des prix de bourse de la foire de Nijni-Novgorod, qui met annuellement en vente de 3 1/2 à 4 millions de pouds de fer de l'Oural. Sur le lieu même de la foire, les prix dépassent rarement un rouble par poud, tandis qu'à l'intérieur ils s'élèvent à 2 roubles et plus. Ceci tient aux difficultés du transport par la défectuosité des voies de communication, aussi bien qu'à la nature du commerce, qui s'effectue par un grand nombre d'agents intermédiaires. Or la cherté du fer dans la plupart de nos gouvernements, et surtout dans ceux de l'Ouest et du Midi, fait que la consommation de cet auxiliaire si indispensable de l'industrie est loin de s'y proportionner aux besoins réels et au chiffre de la population. Combien ne connaît-on pas de localités et même de pays entiers, où le paysan ignore l'usage de ferrer ses instruments de labour, ses chariots et jusqu'à ses chevaux !

L'intérêt public exigerait donc que le fer devînt plus accessible aux consommateurs de la classe agricole. On ne peut y parvenir qu'en réduisant le prix sur ce métal et en accroissant sa production. Ce résultat, à son tour, ne saurait être obtenu que par l'introduction, dans la fabrication, du combustible minéral. En effet, l'emploi exclusif du bois dans nos usines entrave d'une manière invincible le développement ultérieur de l'industrie du fer. Toute mesure qui tendrait à l'activer aurait, dans les conditions actuelles, pour suite immédiate, de hâter le dépeuplement des forêts, dont on ressent déjà le manque sur beaucoup de points; il existe un grand nombre d'usines qui sont obligées de tirer leurs approvisionnements de combustible de distances de 100 verstes et au delà. D'ailleurs, l'expérience vient à l'appui de ces considérations. Nonobstant les améliorations réalisées dans l'entretien des forêts et les procédés techniques de fabrication, depuis 1793, où l'exporta-

tion du fer a été la plus forte en s'élevant au maximum de 2.500.000 pouds, la production métallique ne s'est accrue, pendant environ un demi-siècle, que de 2.500.000 pouds, soit de 40 p. 100. Cette proportion est inférieure même à l'accroissement général de la population dans le cours de la période indiquée.

Or. — L'or ainsi que l'argent s'exploitent presque exclusivement à l'est de l'Oural, en Sibérie, et au Caucase. Dans la Russie d'Europe, l'extraction de l'or est limitée à un petit nombre de gisements de sables aurifères, répandus sur le versant occidental de l'Oural du Nord. Le gouvernement d'Arkhangel possède, en outre, deux gîtes, déjà abandonnés au siècle passé, savoir : une mine d'argent, à l'île Medvéji, dans la mer Blanche, et une autre d'or, appelée mine de Voïtsk, et située dans le district de Kémi, non loin de la frontière du gouvernement d'Olonets. A cette dernière, l'exploitation, commencée en 1745, puis reprise en 1772 et 1791, a entièrement cessé dès 1794; son produit a été, pendant un espace de trente-sept années, d'un peu plus de 4 pouds et demi de métal.

Dans la Russie d'Asie, ce sont les gouvernements de Perm, d'Orenbourg de Tomsk, de Yénisseïsk, d'Irkoutsk et les districts Kirghisses, qui livrent l'or. La première découverte de gisements de minerais aurifères a eu lieu, en 1745, aux environs de Catherinebourg. L'exploitation y a commencé depuis 1752 et continue jusqu'à nos jours, dans les mines de Bérézoff; elle s'est néanmoins considérablement affaiblie, par suite de l'essor qu'a pris l'extraction de l'or dans les lavages. En effet, ces mines, dont le produit s'est élevé, en 1810, au maximum de 22 pouds, ne donnent plus que 2 pouds par an, destinés principalement à y entretenir les travaux. Il existe d'autres gisements encore dans les contrées de l'Oural, mais ils sont de peu d'importance, et ont été abandonnés pour cette raison. On en comptait soixante-six en 1823; sur ce nombre, huit seulement étaient exploités.

L'exploitation des sables aurifères date de 1814, et a pris naissance aux usines de l'Oural, appartenant à la couronne; elle se propagea de là en 1819, aux usines des particuliers. Plus tard, en 1829, furent établis les lavages de la Sibérie-occidentale, et en 1838 ceux de la Sibérie orientale. Les quantités d'or, obtenues à ces diverses périodes, ont été comme suit:

De 1814 à 1820, produit des lavages de la couronne dans l'Oural.	Pouds. 24 1/4
De 1820 à 1830, produits des lavages de l'Oural, appartenant à la couronne et aux particuliers; lavages de Sibérie en 1829.	1.870
De 1830 à 1840, produit des lavages de l'Oural et de la Sibérie occidentale.	4,003
De 1840 à 1850, produit des lavages de l'Oural et de la Sibérie, tant occidentale qu'orientale.	12.638
Total.	18.835 1/4

Depuis la moitié du siècle dernier jusqu'en 1850, il a été extrait, en Russie, des gisements de minerais et de sables aurifères, 21,260 pouds d'or pur, comme l'indique le tableau ci-après.

Mines de l'Oural depuis 1752.	Pouds. 623
Mines d'argent aurifères de l'Altai et de Nertchinsk, depuis 1745 et 1752.	2,549
Mine de Voïtsk, de 1745 à 1794; mines argentifères des districts Kirghisses, de 1849 à 1850 (1).	5 1/2
Lavages de l'Oural, depuis 1814.	7.52 1/2
— de la couronne dans l'Altai, depuis 1831, et de Nertchinsk, depuis 1833.	694
Lavages de Sibérie, appartenant aux particuliers, depuis 1829.	9.876
Total.	21.269

Sur ce chiffre, 18.460 pouds ont été obtenus postérieurement à l'année 1826.

En considérant l'extension si rapide, qu'a reçue chez nous l'exploitation de l'or, on doit reconnaître qu'il y a peu de chances à admettre en faveur de son développement à l'avenir. Voici déjà quelques années que l'on n'a plus fait de découverte de gisements tant soit peu importants, si ce n'est dans le district des mines de Nertchinsk, sur les affluents de la Schilka. L'ardeur première des recherches s'attéduit d'une manière sensible, les sables exploités s'épuisent, leur rendement s'amoin-drit; enfin, en Sibérie, surtout dans la partie orientale, le produit des lavages de particuliers décroît à vue d'œil; il a successivement diminué de 1.271 pouds en 1847, à 1.186 en 1849, et à 1.008 pouds en 1850. Cet affaiblissement menace de devenir bien plus considérable encore, si les industriels négligent les principes fondamentaux de l'économie métallurgique, laquelle doit compter plutôt sur des profits durables que sur un gain immédiat. Sous ce rapport, ils trouveront un

(1) Les mines Kirghisses ont livré presque 39 livres d'or.

exemple significatif dans les lavages de l'Oural. Leur exploitation augmente constamment, et néanmoins le rendement des sables, qui de 1814 à 1839 s'élevait à $1 \frac{2}{5}$ zolotnik de métal par 100 pouds, s'y est réduit, vers l'année 1846, à $\frac{5}{5}$ et même $\frac{1}{2}$ zolotnik. Depuis fort longtemps, les usines de Verkh-Isset, appartenant à M. Yakovleff, ne fournissent pas moins de 50 pouds d'or par an, avec un rendement qui ne dépasse guère $\frac{1}{4}$ de zolotnik sur 100 pouds de sable. La situation actuelle de ces lavages, eu égard à l'appauvrissement général des sables de l'arrondissement, prouve que les procédés techniques et les conditions économiques de l'exploitation y sont portés à un degré de perfection remarquable; mais on peut en inférer, avec d'autant plus de probabilité, qu'ici, comme en Sibérie, cette industrie a atteint l'extrême limite de son développement.

Argent. — Les minerais d'argent se rencontrent, en Russie, dans les gisements plombifères et s'exploitent, la plupart du temps, avec ces derniers. Les principales usines d'argent et de plomb sont situées en Sibérie, dans les arrondissements de l'Altai et de Nertchinsk. Il en existe d'autres, mais dont l'exploitation est plus récente, au Caucase et dans les steppes Kirghises, au delà de l'Irtysch. Enfin, les contrées du Don et de l'Oural possèdent également de pareils gisements.

Dans l'Altai, l'extraction de l'argent s'opère depuis 1743. A partir de 1785, ces mines ont annuellement fourni au moins 1.000 pouds de métal, bien que plusieurs riches gisements soient ou complètement épuisés ou près de l'être. Conformément au nouveau devis des mines, dressé en 1849, le produit total a été, dorénavant, fixé à 8.351.000 pouds de minerai brut, dont 5.156.000 pouds doivent être tirés des fouilles en voie d'exécution, et 3.195.000 extraits des fouilles antérieurement exploitées. De ce total, l'administration est tenue d'élaborer, pour la fonte, 5.352.000 pouds, avec un rendement général de 1.449 pouds d'argent. En 1849, les gisements argentifères de l'Altai, dont on a déjà constaté l'existence, renfermaient 31.148 pouds de métal. Mais beaucoup de mines n'ont pas encore été explorées, et recèlent, probablement, des richesses incalculables.

Dans le district de Nertchinsk, les travaux d'exploitation ont commencé en 1704. Jusqu'en 1747, leur produit s'est borné à 28 pouds d'argent par année; il s'est ensuite accru jusqu'à 630 pouds en 1775, mais depuis il a graduellement diminué,

et pendant les dernières années il ne s'élevait plus qu'à 200 pouds. A partir de 1804, les mines de Nertchinsk ont annuellement fourni à celles de l'Altai de 10 à 20.000 pouds de plomb, et en outre elles ont livré au commerce environ 3.000 pouds de ce métal. La quantité totale de minerai qui s'élabore tous les ans dans ce district se monte à 600.000 pouds, dont le rendement moyen est de $1 \frac{11}{96}$ zolotnik d'argent et de 3 livres de plomb par poud. On augmente la richesse du minerai en le concassant et le soumettant au lavage. Dégagé, par cette opération, d'une partie notable des matières hétérogènes qui constituent sa masse, il passe à la fonte avec un rendement sur chaque poud, de 2 zolotniks d'argent et de 5 livres de plomb. En 1849 les gisements assignés à l'exploitation contenaient 5.215.824 pouds de minerai, renfermant approximativement 158,472 pouds de plomb et 1.827 d'argent. L'administration avait ordonné de restreindre les travaux en 1850, afin de faciliter l'exploitation des sables aurifères et d'étendre les recherches métallurgiques: aussi dans cette année il n'a été obtenu que 68 pouds d'argent.

L'argent extrait dans les deux districts de l'Altai et de Nertchinsk reçoit un surcroît de valeur par les quantités variables d'or avec lesquelles on le trouve communément allié et que l'on en retire à l'Hôtel des monnaies de Saint-Pétersbourg. En 1846, on a obtenu près de 46 pouds d'or pur sur 1.194 pouds d'argent.

Des mines assez riches de plomb argentifère existent au delà de l'Irtysch, dans les arrondissements de Karkaralinsk et de Baïan-Aoul, qui relèvent de l'administration d'Omsk. De 1844 à 1850, elles ont livré 8.741 pouds de plomb et 25 $\frac{1}{5}$ pouds d'argent. Les usines alimentées par ces mines emploient de la houille, dont on a découvert des gisements considérables aux environs des mines mêmes.

Au Caucase, les ramifications du Kazbek et de l'Elborous abondent en galène argentifère: on compte jusqu'à cinquante localités qui offrent des indices de sa présence. Le Daghestan et les monts Daralaghèz renferment aussi des gisements d'argent; mais les plus importants se trouvent en Géorgie, aux environs du couvent d'Akhtal. Ceux-ci, abandonnés maintenant, étaient très-activement exploités vers le milieu du siècle dernier. Les mines du Caucase ne sont utilisées que par les indigènes, qui se bornent à en tirer du plomb. Cependant la couronne vient

d'établir à 40 verstes de Vladikavkaz, dans la gorge d'Alaghir, une usine dont le produit annuel a été fixé à 36.000 pouds de plomb et à 100 pouds d'argent.

Les quantités d'argent extraites en Russie jusqu'à l'année 1851 ont été comme suit :

	Pouds.	Livres.
District de Nertchinsk, depuis 1704.	24.923	»
District de l'Altaï, depuis 1745.	82.191	»
Mines d'argent, mines d'or et sables aurifères de l'Oural, depuis 1754.	738	»
Sables aurifères de Sibérie, depuis 1829.	872	»
Mine de Voïtsk.	2	35
Mines de Georgie, de 1805 à 1807.		
Mines des districts Kirkhises en 1849.	22	5
Total.	108.719	»

L'exploitation de l'argent, quoiqu'elle ne soit pas fort étendue, présente néanmoins de très-grands avantages par sa continuité et sa longue durée. La quantité de métal que les usines de l'Altaï et de Nertchinsk ont livrée en lingots pendant le dernier siècle représente une valeur totale d'à peu près 150 millions de roubles, laquelle offre un excédant d'environ 5 millions sur celle de l'or obtenu des lavages de particuliers en Sibérie dans le cours de vingt années jusqu'en 1850. Ces avantages paraissent d'autant plus considérables que les frais d'exploitation, surtout dans les mines de l'Altaï, ne dépassent pas le tiers de la valeur de l'argent, et cela à raison du contenu d'or qu'il renferme. De plus, les mines forment une source inépuisable de bien-être pour de vastes contrées dont les habitants se vouent exclusivement à l'industrie métallurgique.

Platine. — Ce métal se rencontre en Russie dans des dépôts de sédiment, soit aurifères, soit situés à proximité de ceux-ci. Beaucoup d'entre les sables aurifères de l'Oural et de la Sibérie recèlent du platine, mais en petite quantité. Son gisement principal est dans les sables de l'Oural du Nord, et surtout sur les terres des arrondissements de Tahil et de Goroblahodat.

Depuis la découverte du platine en 1824 jusqu'à l'année 1851, il a été exploité 2.061 pouds de métal brut dont 1.990 pouds dans l'arrondissement seul de Nijné-Tahil, 32 pouds dans celui de Goroblahodat, et le reste dans les divers lavages d'or de l'Oural. Les sables de Nijné-Tahil dépassent en richesse tous ceux que l'on connaît. Ils ont fourni, en 1828, 91 pouds de platine, avec un rendement moyen de 40 zolotniks sur 100 pouds

de sable. Quoique ce rendement ait diminué par la suite, l'exploitation a constamment donné 100 et même 200 pouds par an et n'a cessé qu'en 1845, époque à laquelle fut aboli le monnayage du platine.

Une circonstance remarquable, c'est que l'or existe presque exclusivement sur le versant oriental des monts Oural, et le platine de préférence sur son versant occidental.

Cuivre. — Les minerais de cuivre se rencontrent fréquemment en Russie. Ils abondent dans l'Oural, mais leurs gisements spéciaux se trouvent dans les contrées lointaines de la Sibérie. On exploitait anciennement les mines du gouvernement d'Olonets; elles ont été depuis longtemps abandonnées, le métal ne s'y présentant qu'en amas qui ne promettent pas de produit assuré.

Dans les régions contiguës aux monts Oural, les minerais offrent des caractères tout à fait opposés. Sur le versant occidental, dans les gouvernements de Perm et d'Orenbourg, leurs gisements sont formés de grès et disposés en couches peu inclinées, dont la puissance varie d'un verschok à une archine et rarement à une sagène. Ils fournissent un métal très-pur, ductile et malléable, très-recherché à l'étranger pour la confection des bronzes, du tombac, et d'autres alliages du même genre.

A l'est de l'Oural, au contraire, les gisements sont généralement constitués en veines ou filons. On y cite comme les plus importants ceux de Goumschevsky, de Tourjinsky et de Roudiansk, situés dans les arrondissements des mines de Syssert, de Bohosloff et de Tahil. Le dernier gisement renferme un bloc énorme de malachite dont le poids a été approximativement évalué à 30.000 pouds.

Pendant la période décennale qui a précédé 1848, les usines de l'Oural ont produit en moyenne annuelle jusqu'à 250.000 pouds de cuivre. Ce chiffre s'est réparti également entre les usines de l'ouest et celles de l'est. A partir de 1848, la production métallique s'est considérablement accrue et a successivement atteint les chiffres de 292.000 pouds en 1848, de 323.000 pouds en 1849 et de 338.000 pouds en 1850. Un pareil accroissement tient surtout à l'exploitation forcée des mines de Roudiansk, affectées aux usines de Tahil et qui, avant l'époque mentionnée, n'avaient livré que 60.000 pouds de

métal par an, tandis que dès 1849 elles en ont élaboré 170.000.

Le district de l'Altaï ne fournit annuellement que 18.000 pouds de cuivre, quantité insignifiante, eu égard à l'abondance des gisements métallifères dans ces contrées. Auparavant ce cuivre servait à l'approvisionnement de l'hôtel des monnaies de Souksounsk; depuis la suppression de l'établissement, on projette de le livrer au commerce.

Dans diverses autres localités de la Sibérie et notamment aux environs d'Atchinsk, gouvernement de Yénisseïsk, et dans le district des usines de Nertchinsk, on trouve de même des gisements considérables, mais dont l'exploitation n'est pas poursuivie.

Au Caucase, les montagnes qui longent le lac Gokhtcha et pénètrent dans le pachalik de Kars offrent beaucoup de minerais de cuivre. L'exploitation y a existé à une époque très-reculée et se faisait sur une grande échelle, comme l'indiquent les vestiges d'anciens travaux et d'énormes amas de scories. On ne l'a reprise qu'au commencement du siècle actuel, dans les usines d'Alverde et de Schambloug, qui du reste n'élaboraient pas au delà de 5.000 pouds, et qui, en 1846, n'en ont livré que 3.400. Dans des temps plus récents, il a été établi cinq nouvelles usines dans les pays de Bambak, de Karabakh et le district de Novo-Bajazet. Elles doivent fournir, d'après les devis, 6.000 pouds de métal par an, mais jusqu'ici elles n'ont pas atteint ce chiffre, malgré la richesse du minerai.

La Russie produit annuellement, suivant la moyenne de la dernière période décennale, une quantité totale de 286.000 pouds de cuivre. Cette production s'est élevée en 1849 à 544.000 et en 1850 à 400.000 pouds. Une partie du cuivre extrait dans l'Oural, à peu près 51.000 pouds, passe à l'hôtel des monnaies de Catherinebourg, pour y être convertie en numéraire; le reste s'exporte à l'étranger.

Il y a néanmoins lieu de regretter que cette exportation subisse un affaiblissement sensible, ainsi que l'indique le tableau ci-dessous, dressé d'après les moyennes annuelles :

Exportation de 1820 à 1830	229.000 pouds.
— 1830 à 1840	192.500
— 1840 à 1850	90.500

La concurrence redoutable de l'Angleterre est la cause principale de la diminution observée, et de même que pour le fer,

ce résultat doit certainement être attribué à l'usage du combustible végétal dans la fabrication.

Sel. — La Russie est abondamment pourvue de ce minéral.

Le *sel gemme* s'exploite dans trois gisements principaux, savoir : ceux d'Iletsk, près d'Orenbourg, de Koulpinsk, au pied de l'Ararat et de Nakhitchévan, dans le gouvernement d'Érivan. La saline d'Iletsk est la plus riche : elle renferme dans sa partie explorée l'immense quantité de 74 billions de pouds de sel; mais, par suite de son éloignement et de la difficulté du transport, on n'en extrait annuellement que 1.750.000 pouds.

Les *lacs salés* sont répandus dans les gouvernements de Tauride, de Stavropol, d'Astrakan, d'Orenbourg, de Schémakha, dans toute la Sibérie, dans la Bessarabie, ainsi que dans les pays des Cosaques du Don, de la mer Noire et de l'Oural. Parmi ces lacs, ceux de Crimée, de Bessarabie, du lac d'Elton, du gouvernement d'Astrakhan, fournissent la majeure partie du sel récolté. D'après la moyenne des dix dernières années, l'exploitation produit environ 20.500.000 pouds. Néanmoins, sous l'influence des pluies, elle est sujette à de grandes variations. Ainsi les lacs de la Crimée ont fourni, en 1844, seulement 5.184.000 pouds et, en 1845, 54.256.000; ceux de Bessarabie ont livré, en 1844, 8.507.000, et en 1819, pas même 1.200.000 pouds.

L'extraction des sources salées a été introduite chez nous depuis fort longtemps; elle n'emploie que du bois, à l'exception des sauneries de Slaviansk, gouvernement de Kharkoff, lesquelles font usage du charbon de terre.

Le sel s'extrait généralement des eaux salantes souterraines; toutefois, dans le gouvernement d'Arkhangel, une partie du sel récolté est tiré d'eaux marines congelées. Nos sauneries se trouvent réparties entre neuf gouvernements. Les principales sont celles du gouvernement de Perm; elles livrent à peu près les deux tiers du produit total, qui s'est monté, de 1840 à 1850, en moyenne à 7.850.000 pouds par an. Sur cette quantité, 2.500.000 pouds proviennent des établissements de la couronne et le reste des sauneries de particuliers.

La récolte annuelle du sel en Russie varie considérablement, parce qu'elle dépend surtout des résultats éventuels de l'extraction dans les lacs salés.

De 1819 à 1839, l'exploitation annuelle moyenne a été de 21.500.000 pouds.

De 1840 à 1850, elle s'est élevée à 30.100.000 pouds. Ce chiffre se trouve augmenté par les quantités de sel importées de l'étranger, qui, pendant la même période, ont été de 48.300.000 pouds, soit de 4.850.000 par an.

La consommation du sel néanmoins reste au-dessous des chiffres indiqués. Pour la déterminer, il faut prendre en considération le montant de la vente et les prestations gratuites de cette denrée. On doit aussi remarquer que les ventes effectuées par la couronne subissent de fortes fluctuations : souvent elles s'accroissent pendant les mauvaises récoltes et elles diminuent au contraire au temps des bonnes récoltes.

Or, dans le courant de la période comprise de 1840 à 1850, les quantités annuelles de sel livrées à la consommation se divisent ainsi :

	Pouds.
Sel importé.	4.830.000
Sel vendu par les industriels particuliers.	960.000
Sel vendu par la couronne.	25.170.000
Sel délivré gratuitement par la couronne et consommé dans les provinces cosaques.	1.000.000
Total général.	31.960.000

La différence qui existe entre la production et entre la consommation du sel tient à l'augmentation des dépôts de la couronne, lesquels contenaient, en 1839, seulement 57.700.000 pouds et en 1851 près de 69 millions de pouds.

Combustibles minéraux. — L'exploitation des combustibles minéraux présente une extrême importance pour le pays, sinon dans sa situation actuelle, du moins par la possibilité et les avantages de son développement à l'avenir.

Dans la Russie d'Europe, le terrain houiller occupe une énorme surface, qui s'étend sans interruption depuis la mer Blanche jusqu'à Kalouga et Toula. Sa base est composée de calcaires enchevêtrés avec des lits alternatifs de grès, d'argiles schisteuses et de marne, lesquels représentent le calcaire de montagne qui ordinairement constitue la base des terrains houillers. Voici comment sont répartis les dépôts carbonifères dans cette région.

La portion de terrain qui s'étend au nord du mont Valdai vers la mer Blanche, au delà du cours de la Pinéga, n'offre pas de houille.

Au contraire, sur certains points du plateau de Valdai, on a découvert dans le gouvernement de Novgorod des gisements

de houille. Dans l'un d'entre eux, situé dans le district de Borovitchi sur un affluent de la Msta, les couches possèdent une puissance de deux archines. La houille qu'on en a extraite, quoique assez poreuse et mélangée de pyrites, paraît pouvoir convenir au chauffage des machines à vapeur.

Dans les provinces qui avoisinent le gouvernement de Moscou les gisements ne se rencontrent qu'accidentellement. On en connaît jusqu'à cent, disséminés dans le vaste bassin formé de calcaire de montagne qui traverse les gouvernements de Tver, Moscou, Toula, Smolensk, Riazan et Kalouga. Les travaux d'exploration, conduits du reste à des profondeurs de 20 sagènes au plus, ont constaté que la puissance des couches carbonifères n'y dépasse pas généralement 4 à 8 verschoks et atteint rarement 2 et 2 1/2 archines. Le combustible qu'elles livrent ressemble au lignite et remplace le bois avec avantage. Son exploitation, malgré les efforts du gouvernement, est cependant fort restreinte. Cela provient de ce que l'on ne sait pas s'en servir, et aussi de ce que son application aux fabriques nécessiterait des modifications dans l'arrangement des fourneaux. Les industriels hésitent à encourir les frais de reconstruction, faute d'avoir la certitude de se procurer constamment le nouveau combustible et à moindre prix que le bois ou la tourbe.

Sur le versant occidental de l'Oural on a reconnu des indices de charbon dans l'amas de grès houiller qui forme de ce côté la base de la montagne. Tels sont, par exemple, les gisements trouvés le long de la Kama et de la Tchousovaïa, dans l'arrondissement des forges de MM. Vsévoljsky et Lazareff. A l'est de l'Oural on a découvert un dépôt carbonifère près des forges de Kamensk, à 90 verstes de Catherinebourg.

En Sibérie, le terrain houiller offre un très-grand développement et recèle sans doute d'incalculables amas de charbon. La présence de celui-ci a été constatée dans le pays traversé par les branches septentrionales de l'Altaï, et notamment dans la chaîne du Salair, qui sépare le Tchoumisch et l'Inei, tous deux affluents de l'Obi. L'enfoncement de terrain encaissé entre les chaînes du Salair et de l'Alatyr constitue l'un des plus abondants dépôts houillers du monde. De puissantes couches carbonifères se font remarquer sur les rivages de l'Inei, du Tom et de ses affluents. Dans le voisinage des forges de Tomsk, Gavriloff et Gourieff, à proximité des villages d'Afonine

et de Bérézoff, la houille apparaît même à fleur de terre. D'autres gisements se rencontrent aux environs d'Irkoutsk, au delà du Baïkal, le long des rives de la Sélanga; enfin, dans l'arrondissement de Nertchinsk, près de la Schilka et surtout de l'Argoune. Ces richesses, vu l'éloignement des contrées qui les possèdent, le peu de densité de la population et principalement l'abondance des forêts, ne peuvent avoir d'importance que pour un avenir encore lointain.

Sous ce rapport la Russie méridionale d'Europe et particulièrement les provinces de la Nouvelle-Russie présentent des conditions essentiellement différentes. Là les contrées baignées par le Donets et circonscrites par le cours du Dniéper et du Don recèlent les dépôts de houille les plus riches qu'on ait découverts jusqu'ici dans l'étendue de l'empire, dépôts d'autant plus précieux qu'ils peuvent subvenir aux besoins d'une population toujours croissante dans un pays presque absolument dénué de bois. L'ensemble de ces gisements est connu sous la dénomination de formation houillère du Donets. Elle couvre l'énorme superficie de 24.000 verstes carrées, qui embrasse une partie de la province du Don (les arrondissements du Donets, de Mioussk, de Tcherkassk et partiellement le 1^{er} arrondissement du Don), deux districts du gouvernement de Catharinoslaw (ceux de Slavianoserbsk et Baklmout), et se prolonge dans le gouvernement de Kharkoff. A l'ouest, cette surface renferme de la houille proprement dite; à l'est de l'antracite pur. L'intervalle est rempli par des substances charbonneuses qui présentent des caractères intermédiaires. Dans la province du Don seule, on compte plusieurs centaines de gisements d'antracite dont plus de cent trente contiennent des couches très-productives d'une puissance de 2 1/2 et parfois de 9 pieds.

En Transcaucasie on ne connaît encore que trois gisements de houille. Celui de Tkvioul, situé à 50 verstes de Koutaïss et à 60 du port de Morani (Tckhéni-Tskhlalé), sur le Rion, offre une succession de couches de charbon d'une puissance totale de 50 pieds. A des profondeurs de dix pieds, ce charbon présente de belles qualités; plus loin, il devient mou, schisteux et bon tout au plus pour la consommation locale. La houillère qui s'exploite aux sources du Kouban et à 2 verstes du fort de Khoumara sert à l'approvisionnement de Piatigorsk et de Stavropol; les couches y ont un archine d'épaisseur. Enfin le gisement de Tabassaran, à 40 verstes de Derbent, n'a pas

été exploré, mais sa proximité de ce chef-lieu et de la mer Caspienne lui donne une grande importance.

Les environs de Tiflis et d'Akhaltzyk offrent des indices de lignite combustible qui pourrait avantageusement remplacer le bois, fort coûteux dans ces deux villes.

La tourbe abonde en Russie. On ne l'extrait toutefois que dans les gouvernements de Courlande, de Livonie, de Moscou, et, en petite quantité, dans celui de Vitebsk et près de Saint-Petersbourg. Au Caucase, il existe des tourbières dans le voisinage de Stavropol et sur les hauteurs du Tourtchidagh. Elles sont utilisées par les troupes du Daghestan.

L'exploitation permanente des combustibles minéraux n'a lieu que dans la Russie méridionale. Son produit varie d'année en année, et peut s'évaluer approximativement à 3.160.000 pouds. Ce nombre se répartit ainsi :

	Pouds.	
	Houille.	Antracite.
Gisements ressortissant de l'administration des mines.	350.000	150.000
Mines appartenant aux paysans de la couronne.	150.000	"
Mines appartenant à des particuliers.	300.000	10.000
Mines de Grouchevsk, dans la province du Don, exploitées par des particuliers.	"	2.200.000
Totaux.	800.000	2.360.000

Sur ce total, les établissements de la couronne dans les ports de la mer d'Azoff et de la mer Noire, les bateaux à vapeur qui font le service des côtes de la Crimée et du Caucase, enfin un certain nombre de vapeurs dans le Bas-Volga et la mer Caspienne, absorbent environ 1.500.000 pouds. Le reste est consommé sur les lieux. La houille s'emploie dans les forges, mais surtout dans l'usine de Lougane et les sauneries de Slaviansk. Au contraire, on préfère généralement l'antracite pour le chauffage des steamers et des édifices de la couronne. Parmi les habitants, à l'exception de la ville de Novo-Tcherkassk et de quelques ports maritimes, l'usage du combustible minéral ne se propage que lentement, et trouve partout des obstacles dans les coutumes établies.

L'importation du charbon de terre, et surtout de la houille anglaise, s'est extrêmement accrue depuis quinze années. Ainsi, il a été reçu d'Angleterre en 1837 moins de 2 millions 1/2 de pouds; en 1845, près de 9 millions 1/2, et plus récemment encore au delà de 13 millions. La ville seule de Saint-Petersbourg figure dans ce total pour plus des 4/5. Suivant nos ta-

bleaux de douane, cette importation, durant les quatre dernières années, représente une valeur moyenne de 836.000 rbls.

Entre tous les gisements carbonifères qui s'exploitent dans le midi de la Russie, les mines d'antracite de Grouschevsk méritent une attention spéciale à cause de leur étendue, de leur position géographique et de la qualité éminente du combustible qu'elles fournissent. Elles sont situées à 50 verstes de Novo-Tcherkassk, et à proximité du village de Popovka, sur la petite rivière de Grouschevka. Les deux ports de Mé'ékhoff et de Rostoff-sur-le-Don n'en sont éloignés, l'un que de 30, et l'autre de 60 verstes. Quant à l'antracite même, elle renferme, comme l'ont prouvé de fréquents essais, de 94 à 96 p. 100 de carbone, et pas plus de 2 p. 100 de cendres. Elle n'est pas mêlée de pyrite de fer qui attaque les chaudières et qui détermine les inflammations spontanées. Plus dense et moins friable que le meilleur charbon de Newcastle, dont elle excède de 10 p. 100 la puissance calorifique, elle brûle plus également et dégage une chaleur plus concentrée, avec peu de fumée, et ne laisse presque point de cendres.

Nos provinces méridionales possèdent donc des approvisionnements inépuisables de combustible. Il reste maintenant à les extraire du sol qui les renferme. Les premiers pas dans cette voie sont déjà faits; car l'antracite du Donets s'est répandue dans les régions de la mer d'Azoff, de la mer Noire, de la mer Caspienne et du Volga; elle a même paru à Moscou.

(Extrait du Journal des Mines de Russie.)

Nouvelles recherches d'or dans les environs de Malacca.

Quelques mineurs européens, venus de la Californie, ayant entendu dire qu'on trouvait de l'or dans les environs de Malacca, au pied du Gunong-Ledang (mont Ophir), résolurent d'aller vérifier le fait. D'après les détails qui nous sont parvenus, leur tentative paraîtrait avoir été couronnée d'un plein succès, et on annonce que ces sept Européens, accompagnés de trente chinois, recueillent de 25 à 30 onces d'or par jour.

Gunong-Ledang est à environ deux journées de marche de Malacca, et se trouve sur les territoires de l'ancien royaume

de Johore à l'extrémité méridionale de la péninsule malaise, à quelques milles seulement au delà des limites des possessions de la compagnie des Indes.

L'existence de l'or dans cette partie de la Malaisie était depuis longtemps connue, et déjà, il y a plusieurs années, les Chinois y avaient fait d'abondantes récoltes de ce précieux métal. Mais les Malais les forcèrent bientôt, par le meurtre et le pillage, à quitter le pays; depuis lors, la recherche de l'or y avait été abandonnée. Les Européens, plus hardis que les Chinois, réussiraient-ils mieux qu'eux? Il est à craindre que non, et que la férocité naturelle des indigènes, surexcitée par la vue du métal qu'ils sont trop indolents pour rechercher eux-mêmes, ne les porte à renouveler les excès qu'ils ont déjà commis.

(Extrait d'une lettre de M. GAUTHIER, consul de France à Singapour.)

De la production de l'or en Russie en 1851.

Depuis la découverte des gîtes aurifères de la Californie et de l'Australie, l'attention publique s'est dirigée vers l'exploitation de l'or. Les quantités de ce précieux métal que déversent sur le globe ces deux pays, jointes à celle que fournit la Sibérie, ont fait redouter une dépréciation prochaine.

Les économistes se sont emparés de cette question et l'ont traitée dans plusieurs feuilles périodiques. Ils ont démontré qu'une dépréciation réelle ne pourrait se faire sentir que si les mines de la Californie et de l'Australie fournissaient pendant nombre d'années la même quantité d'or qu'elles donnent maintenant. Or la nature des alluvions aurifères s'oppose à cette constance de richesse en métal.

En examinant les bords escarpés de quelques rivières, on trouve une superposition de roches qui alternent avec des lits de gravier et de galets. Les épaisseurs de ces lits sont très-variables. Les roches qui les composent sont de nature différente: il y a des endroits où les galets homogènes sont nombreux; en d'autres, cette homogénéité est plus rare, et souvent elle manque complètement. Tout cela dérive du poids spécifique des roches, de la force du torrent qui les a roulés, des inégalités du sol; enfin, de beaucoup d'autres circonstances accessoires. Les grains d'or répandus dans les alluvions aurifères ne se trouvent-ils pas dans les mêmes conditions? Ayant une

même origine, — la dégradation desaffleurements des roches contenant l'or, — ces alluvions offrent, dans la distribution de leurs parties constituantes, les mêmes irrégularités que les lits de galets dont nous avons parlé plus haut.

Recouverts ordinairement de couches d'alluvions, variant jusqu'à une épaisseur de plusieurs pieds, les sables aurifères sont faciles à atteindre, ainsi qu'à exploiter : ils ne demandent que des bras. Cette facilité d'exploitation, la distribution irrégulière de l'or dans les alluvions, donnent toujours lieu, à l'origine des travaux, à des fouilles multipliées.

Le sable aurifère est facile à travailler, il ne demande que le lavage, en sorte que le métal est pour ainsi dire visible, palpable. L'avidité, la crainte de laisser échapper un endroit peut-être plus riche en métal, fait qu'on se borne à un lavage bien imparfait et prompt, ne laissant sur les appareils que des grains assez gros; l'eau emporte le reste. Or, la découverte d'une contrée aurifère doit nécessairement avoir pour conséquence une accumulation de population ouvrière et une extraction considérable de ce métal.

Les places riches une fois fouillées, on attaque celles qui le sont moins, et alors les bénéfices n'ont plus ces apparences (1) gigantesques; le lavage demande plus de soins, des appareils plus complets; bref, une certaine régularité de travail et une avance de capitaux, et bientôt les craintes de dépréciation disparaissent avec les chiffres fabuleux de production.

La Sibérie vient à l'appui de cette assertion, quoique d'une manière plus faible, grâce aux mesures d'ordre qu'avait prises le gouvernement. Ainsi, la production de l'or sur des proportions si considérables ne peut être considérée que comme temporaire, peut-être même ne survivra-t-elle pas à l'époque marquée par les économistes pour la dépréciation de l'or. La production de ce métal rentrera alors dans des limites plus constantes, et sera bien plus faible qu'elle ne l'est de notre temps, à moins que de nouvelles découvertes tout aussi considérables ne viennent troubler la valeur des métaux précieux en déversant une grande quantité sur les marchés européens.

Il y a vingt-deux ans, les sables aurifères étaient inconnus

(1) Je dis : apparences, parce qu'on ne prend jamais en considération les prix exorbitants des objets de première nécessité.

en Sibérie; on ne les exploite que depuis 1814 dans les monts Ourals; la quantité d'or obtenue de 1814 à 1829, s'est élevée de 65 à 4.720 kilogrammes.

En 1829, les recherches commencèrent dans la Sibérie occidentale, sur les versants occidentaux de la chaîne de l'Alatau. Le succès obtenu par les chercheurs d'or les poussa, en 1838, sur les pentes orientales de cette même chaîne de montagnes, et même au delà du fleuve Yénisséy, jusque dans les monts Sayanes. Ce n'est que depuis 1840 que la Russie asiatique prit une place importante parmi les pays producteurs de l'or. La production annuelle de ce métal, depuis 1830 jusqu'en 1859, a été comprise entre 5.780 et 8.072 kilogrammes.

Depuis la découverte des mines d'or de la Sibérie orientale, la production de ce métal a augmenté en Russie d'une manière gigantesque. Malgré la richesse prodigieuse de ces mines, le gouvernement les abandonna toutes aux particuliers, et ne s'en mêla que pour maintenir l'ordre, arrêter les dissensions et les querelles qui pouvaient surgir entre les chercheurs, et prélever l'impôt, qui était bien modique, afin de favoriser, moyennant le prélèvement d'une faible redevance, la recherche des alluvions.

La loi de 1858 accordait à tout particulier la liberté de faire des recherches des alluvions aurifères dans la Sibérie orientale. Tout individu qui trouvait de l'or faisait à l'instant sa déclaration à l'autorité, qui concédait, à partir du point désigné, une surface d'un kilomètre carré, soit 200 mètres de largeur sur 5 kilomètres de longueur (100 sag. de largeur sur 5 verstes de longueur). Le même propriétaire ne pouvait pas demander deux concessions contiguës; elles devaient être séparées par un espace de 5 kilomètres. Tout ce qui restait entre les concessions et ne dépassait pas la longueur mentionnée, entrait dans les portions que le gouvernement se réservait la faculté de concéder, mais en prélevant sur le produit de ces alluvions une taxe supplémentaire.

La redevance que percevait le gouvernement sur l'or obtenu était de 20 à 24 pour cent. Outre cela, il y avait encore l'impôt dit minier, prélevé sur chaque livre d'or, en retour de l'assistance offerte par le gouvernement pour la conservation de l'ordre dans le pays des exploitations. Cet impôt était progressif : il variait de 4 rouble. 12 cop. arg. à 8 rouble. 25 cop. par livre, selon la pureté du métal (Loi du 10 décembre 1840). Un

autre décret substitua à une jouissance illimitée celle de douze ans, à l'expiration desquels les concessions revenaient à la couronne, qui les concédait de nouveau.

A peine le bruit de nouvelles découvertes surpassant en richesse tout ce que les alluvions aurifères de la Russie donnaient jusqu'alors, se fut-il répandu, que des centaines de compagnies se portèrent sur les affluents orientaux du fleuve Yénisséy et dans les monts Sayanes. Une activité immense surgit en Sibérie : les chercheurs se dispersaient de tous côtés, tant pour faire des approvisionnements que pour enrôler des ouvriers, dont le chiffre montait déjà, en 1841, à près de 8 000 hommes. La plupart de ces ouvriers étaient des colons-déportés : d'autres pour y venir travailler pendant quelques mois d'été, abandonnaient leur vie nomade dans les steppes des Kirghiz; il y en avait même qui parcouraient à pied des espaces de plus de douze cents lieues et venaient des provinces centrales de la Russie d'Europe pour se mêler aux travaux des mines. Ces migrations sont d'autant plus extraordinaires, qu'avec le commencement de l'hiver les ouvriers venus de la Russie retournaient dans leurs foyers pour les quitter bientôt de nouveau et reprendre au printemps les travaux qu'ils avaient abandonnés quelques mois auparavant. Rien ne pouvait les arrêter : ni la rudesse du climat, ni la dureté des travaux, ni la distance, ni les idées fausses qu'on avait de la Sibérie, comme d'un lieu d'exil.

Les difficultés qu'avaient à surmonter les chercheurs d'or pour exploiter leurs découvertes et faire des recherches de nouveaux gîtes, étaient considérables. Les riches alluvions se trouvaient dans un pays encore vierge, traversé quelquefois en hiver par des populations mi-sauvages s'occupant de la chasse. Les épaisses forêts qui couvrent le sol entretiennent une humidité constante dans l'atmosphère, en sorte que non-seulement les vallées, mais les versants des montagnes offrent bien souvent des marais impraticables qu'on ne peut éviter qu'en faisant de grands détours. Quelquefois, à cent lieues et même plus à la ronde, il n'y avait pas une habitation humaine; aucune route n'était pratiquée à travers ces endroits sauvages, en sorte que les transports ne pouvaient se faire qu'à dos de chevaux, qu'un sentier, battu par les chercheurs d'or eux-mêmes, conduisait au lieu de l'exploitation. L'hiver venait en aide à ceux qui avaient des capitaux, pour faire leurs approvisionnements en été sur les bords du Yénisséy, où ils devaient

les laisser jusqu'à la prise des rivières, pour exécuter ensuite le transport sur place en traîneaux. Voilà pourquoi le prix du pain revenait énormément cher aux exploitants.

Le sol de la Sibérie est d'une richesse surprenante, il offre au laboureur une moisson abondante; aussi les provinces voisines des gîtes, tant dans la Sibérie occidentale qu'orientale, suffisent-elles à l'approvisionnement en blé des chercheurs d'or. La viande, ainsi que les bêtes de somme, étaient fournies par les Kalmoucks et les Kirghiz, chez lesquels on venait chercher le bétail qu'on conduisait aux exploitations. Enfin les machines et tous les instruments étaient fournis par les usines de l'Oural et transportés, tant par eau que par terre, aux points où l'on en avait besoin.

Le travail commençait ordinairement avec le mois de mai et finissait dans le commencement de septembre, époque où l'hiver s'annonce par la chute des neiges. Bien des exploitants cependant ne s'en effrayent pas, ils continuent leurs travaux même au milieu de l'hiver, qui, donnant assez de consistance aux terrains marécageux, les rend plus faciles à exploiter. On les dégèle en les exposant au feu, puis on les soumet au lavage avec de l'eau tiède. Le combustible, se trouvant sur place, ne coûte presque rien.

Rien de plus surprenant que de voir les pauvres travailleurs supporter ces rudes travaux de l'hiver, n'ayant pour tout abri que quelques huttes faites avec des branches d'arbres et que la nature elle-même prenait soin de garantir des intempéries, en les couvrant d'une épaisse couche de neige.

Dans les contrats passés entre les chercheurs d'or et les ouvriers on indiquait le nombre de brouettes de sable que devait extraire par jour chaque ouvrier. Sa tâche remplie, il était libre, ainsi que les dimanches et les jours de fêtes. L'ouvrier devait avoir sa livre (409 grammes) de viande et son gruaux chaque jour, ainsi que du pain et du kwass (1) à discrétion. Il recevait en outre un salaire convenu par mois. Pour prévenir les vols et stimuler le travail, les propriétaires des mines d'or proposèrent des primes pour chaque zolotnik (4⁵,27) d'or obtenu en sus du chiffre que stipulaient les contrats. Cette indemnité variait de 57 1/2 à 85 copecks argent par zolotnik (0⁵,54 à 0,79 par gramme), selon la plus ou moins grande ri-

(1) Petite bière faite avec des farines de céréales.

chasse des sables. Là où les mines étaient pauvres, on payait 35⁵/₅₀ (8 roubles 87 ¹/₂ copecks) pour 8 mètres cubes de sable mis à nu. Ainsi l'ouvrier n'avait pas à se plaindre des propriétaires; il ne dépendait que de lui de se former un petit pécule.

Comme je l'ai dit plus haut, malgré toutes les difficultés qu'offraient les exploitations, elles ne faisaient qu'augmenter chaque année en nombre: les déclarations se faisaient par milliers, les concessions ne pouvaient se faire que par centaines, à tour de rôle, par droit d'ancienneté de déclaration.

En 1840, la découverte des mines d'or dans la Sibirie orientale fit monter la production de l'or en Russie à 9.072 kil. (554 pouds 3 livres); en 1841, à 10.750 kil. (655 ¹/₃ pouds); en 1842, à 14.870 kil. (908 ¹/₃ pouds); en 1843, à 40.330 kil. (1.241 ²/₃ pouds); en 1844, à 20.905 kil. (1.276 ²/₅ pouds); en 1845, à 21.350 kil. (1.504 ¹/₃ pouds); en 1846, à 26.665 kil. (1.628 ³/₄ pouds); en 1847, à 28.709 kil. (1.753 ¹/₂ pouds).

Ce dernier chiffre fut le maximum de la production de l'or en Russie.

A mesure que la production augmentait, de nouvelles découvertes se faisaient: le pays était battu de tous côtés; des routes se pratiquaient à travers les forêts de la Sibirie orientale; les villes avoisinantes s'étaient relevées et enrichies. D'un autre côté, les prix des vivres devenaient exorbitants, ce qui faisait languir les petits propriétaires. Craignant que l'agriculture ne fût peu à peu abandonnée par les colons, qui trouvaient dans les exploitations plus d'argent à gagner, et que la persistance des prix élevés du blé ne fût une cause de désastre dans ces contrées, le gouvernement ordonna qu'aucune famille de déportés colons ne pût se rendre entièrement aux exploitations, mais qu'il en restât quelques membres pour vaquer aux travaux des champs. Aussi l'année suivante la baisse du prix du blé fut-elle considérable.

Cependant les découvertes des riches alluvions avaient déjà cessé; il fallut bientôt se contenter des anciennes. La production de l'or s'en est ressentie: elle baissa en 1848 à 27.720 kilogrammes (1.693 pouds).

Pour rendre les exploitations aurifères de la Sibirie orientale plus durables et la production de l'or plus régulière, ainsi que pour relever un peu les petits propriétaires que les grands menaçaient d'étouffer, le gouvernement soumit toutes les allu-

vions aurifères de la Sibirie à une nouvelle taxe, d'après laquelle ils se divisent en dix classes:

1° Les concessions qui donnent de 16^k,372 à 32^k,744 (de 1 à 2 pouds) d'or payent 5 p. 100 de leur produit;

2° Celles qui donnent de 32^k,744 à 81^k,860 (2 à 5 pouds) d'or payent 10 p. 100 de leur produit;

3° Celles dont la production varie entre 81^k,860 et 163^k,720 (5 à 10 pouds) payent 15 p. 100 de leur produit;

4° Celles dont la production varie de 163^k,720 à 245^k,580 (10 à 15 pouds) payent, pour les premiers 163^k,720 (10 pouds), 17 p. 100, et pour les quantités au delà 25 p. 100;

5° Celles qui donnent de 245^k,580 à 327^k,440 (15 à 20 pouds) payent pour les premiers 245^k,580 (15 pouds), et pour les quantités au delà 28 p. 100;

6° Celles qui fournissent de 327^k,440 à 409^k,300 (20 à 25 pouds) payent pour les premiers 327^k,440 (20 pouds), 23 p. 100, et pour les quantités au-dessus 30 p. 100;

7° Celles qui donnent de 409^k,300 à 491^k,110 (25 à 30 pouds) d'or payent pour les premiers 409^k,300, 25 p. 100; pour les quantités au-dessus, 32 p. 100;

8° Celles dont la production varie de 491^k,110 à 654^k,880 (30 à 40 pouds) payent pour les premiers 491^k,110, 28 p. 100, et pour les quantités au-dessus, 35 p. 100 du produit;

9° Celles dont la production varie de 654^k,880 à 818^k,600 inclusivement (40 à 50 pouds) payent pour les premiers 654^k,880 30 p. 100, et pour les quantités au-dessus 34 p. 100;

10° Celles dont la production annuelle surpasse 818^k,600 (50 pouds) sont soumises à une taxe de 52 p. 100 du produit pour les premiers 818^k,600, et pour les quantités au-dessus de 35 p. 100.

Les concessions qui donnent moins de 16^k,372 (1 poud) d'or par an n'entrent pas dans les divisions précédentes, elles ne sont soumises qu'à une taxe de 1.200 francs (500 rbs. arg.) par an (1).

L'impôt dit minier, servant à subvenir aux frais occasionnés par le gouvernement pour l'assistance qu'il prête aux concessionnaires d'alluvions aurifères, savoir: l'entretien de la police, des employés et des troupes dans le pays occupé par les pro-

(1) Loi du 24 avril 1849.

priétaires, a subi aussi une réforme complète. Il est progressif dans les mêmes divisions qu'on vient de citer.

Les concessions :

Du n° 1	sont grevées de 4 roubles en or (1) par livre	(10 ^f ,06 par kil.)
Du n° 2	— 5 —	(12 ^f ,57 par kil.)
Du n° 3	— 6 —	(15 ^f ,09 par kil.)
Des n° 4 et 5	— 7 —	(17 ^f ,60 par kil.)
Des n° 6 et 7	— 8 —	(20 ^f ,12 par kil.)
Des n° 8 et 9	— 9 —	(22 ^f ,64 par kil.)
Du n° 10	— 10 —	(25 ^f ,15 par kil.)

Cette nouvelle loi fit décroître un peu la production de l'or, qui allait déjà en décroissant dans la Sibérie orientale.

Dans le chiffre de 28.709 kilogrammes de l'année 1847, l'or des concessions de la Sibérie orientale figurait pour 22.445 kilogrammes.

En 1849, la production totale de l'or en Russie était de 25.985 kilogrammes; celle des concessions de la Sibérie orientale n'y était que de 19.417 kilogrammes.

En 1850, la production totale avait baissé à 23.760 kilogrammes; celle des concessions de la Sibérie à 16.503 kilogrammes.

En 1851, la production totale était de 24.700 kilogrammes; celle des concessions montait à 15.784 kilogrammes.

En 1852, les résultats seront presque les mêmes.

Si le chiffre total de la production de l'or en Russie s'est maintenu encore à un taux aussi élevé, c'est que des découvertes récentes, faites par la couronne au delà du lac Baïkal, firent monter la production de l'or dans cette contrée de 426 kilogrammes, en 1849, à 1.180 kilogrammes en 1850, et ce chiffre s'est maintenu à peu près dans l'année 1851.

Quelque rapide que soit cette croissance de la production de l'or dans les pays transbaïkaliens, il est douteux qu'elle se soutienne, vu le manque d'eau pour le lavage des sables aurifères.

La production des gîtes aurifères de l'Oural, malgré la diminution de la teneur des sables, se maintient toujours depuis 1846, année de son maximum, entre 5.125 kilogrammes et

(1) Le rouble en or diffère du rouble argent de 3 copecks argent ou 12 cent.

5.600 kilogrammes. Les particuliers entrent dans ce chiffre pour une part de 3.340 kilogrammes.

Ainsi, dans la production totale de l'or en Russie en 1851, les concessions particulières, tant de l'Oural que de la Sibérie et de la steppe des Kirghiz, ont donné 20.842 kilogrammes.

Les deux derniers pays figurent dans ce nombre pour 17.452 kilogrammes.

La quantité d'ouvriers employés en 1851 aux mines de la Sibérie dépasse celle de 1847, année de la plus grande production.

En 1847, elle était de 27.714 ouvriers; en 1851, elle s'éleva à 30.151, dont 6.746 seulement dans la Sibérie occidentale, le reste fouillait le sol de la Sibérie orientale. Plus de 600 machines de lavage de différentes grandeurs fonctionnaient chaque jour, mues pour la plupart par l'eau, qui abonde dans ces contrées.

Les rendements en or des sables excédaient rarement 7^f,33 par 1.000 kilogrammes de sable (ou 2,12 zolotniks par 100 pouds); ordinairement cette teneur était de 3^f,05 par 1.000 kilogrammes ou de 1,18 zolotniks par 100 pouds.

Parmi les concessionnaires il y en eut qui retirèrent de leurs mines plus de 2.150 kilogrammes d'or; d'autres 1.853 kilogrammes, 1.637 kilogrammes, etc.

D'après la quantité d'impôt qu'ils avaient à payer au gouvernement, on peut les répartir dans chaque classe de la manière suivante :

Dans la 1 ^{re} .	29 concess.
2 ^e .	57
3 ^e .	16
4 ^e .	6
5 ^e .	2
6 ^e .	3
7 ^e .	5
8 ^e .	5
9 ^e .	3
10 ^e .	2

Ceux qui payent 1.200 francs sont au nombre de 77.

Le nombre des concessions accordées en Sibérie en 1851 était de 238.

Nous avons dit plus haut qu'entre les concessions faites par

le gouvernement, concessions dont la longueur était de 5 kilomètres et la largeur de 200 mètres, il y avait des parcelles que le gouvernement ne cédait que pour un impôt plus élevé.

Les solliciteurs recevaient ces concessions à tour de rôle par ancienneté de leurs demandes. En outre, en considération des services rendus à l'État, la couronne accorda à quelques particuliers la faveur d'entrer en possession des parcelles choisies sans attendre l'arrivée de leur tour. Plusieurs profitèrent de cette permission; d'autres, et il y en a en grande quantité, en furent empêchés par différentes circonstances. L'année 1853 a été posée par la couronne comme limite au choix de ces concessions. A partir du 1^{er} janvier ces prérogatives cessent, et alors il est à espérer que l'activité augmentera encore dans la Sibirie orientale.

L'impôt supplémentaire établi sur ces parcelles varie d'après la richesse des alluvions, en sorte que pour les premières deux classes il reste le même; pour la troisième, on prélève 1 p. 100 de la production en sus des tarifs mentionnés; pour la quatrième et la cinquième, 2 p. 100; pour la sixième et septième, 3 p. 100; pour la huitième et neuvième, 4 p. 100, et pour la dixième, 5 p. 100.

Pour obliger les concessionnaires à exploiter leurs alluvions, la loi porte que tout propriétaire d'une concession entière de 1 kilomètre carré doit extraire et soumettre annuellement au lavage au moins 400.000 mètres cubes de sable.

Si la concession n'est pas complète, le travail pour deux ans consécutifs doit être d'au moins 8 mètres cubes par chaque surface de 2 hectares.

Les concessionnaires qui n'observent point cette règle perdent leurs droits sur la concession, qui revient à la couronne.

Tableau de la production totale et de la valeur de l'or et de l'argent en Russie en 1851.

	OR PUR.		ARGENT.		VALEUR de l'or pur.		VALEUR de l'argent.	
	Kilogr.	Grammes.	Kilogr.	Grammes.	Francs.	Centimes.	Francs.	Centimes.
Quantité de l'or pur retiré des mines d'or. . .	22.602	360	»	»	75.396.215	93	»	»
Quantité de l'argent allié au précédent. . .	»	»	1.941	080	»	»	431.707	96
Quantité d'argent obtenu en Russie.	»	»	15.983	700	»	»	8.550.100	85
Quantité de l'or allié à l'argent précédent. . .	702	494	»	»	2.344.491	8	»	»
Total.	23.304	854	17.904	780	77.740.707	1	3.981.808	81

Tableau de la quantité de l'or obtenu par le lavage des alluvions aurifères dans les monts Ourals.

Arrondissements miniers de la couronne.	OR IMPUR.		OR PUR.		ALLIAGE d'argent.	
	Kilogr.	Grammes.	Kilogr.	Grammes.	Kilogr.	Grammes.
D'Ekaterinbourg.	450	»	»	»	»	»
De Zlatoust.	817	»	»	»	»	»
De Bogoslofsk.	659	»	»	»	»	»
De Goroblagodatsk.	180	»	»	»	»	»
Total.	2.106	»	1.913	»	173	»
Gites aurifères des particuliers dispersés dans le gouvernement d'Orenbourg, ainsi que dans le voisinage des usines.	3.335	»	3.038	»	262	»
Total général.	5.441	»	4.951	»	435	»

Tableau de la production de l'or des alluvions aurifères de la Sibérie occidentale. Année 1851.

DÉSIGNATION DES LOCALITÉS.	QUANTITÉS de sables exploités et lavés. Tonnes de 1.000 kil.	TENEUR moyenne dans 10.000 kil. de sable.		QUANTITÉ d'or exploité.		NOMBRE D'OUVRIERS occupés chaque jour aux travaux.	OBSERVATIONS.
		Kilogr.	Gramm.	Kilogr.	Gramm.		
<i>Concessions des particuliers.</i>							
A) Gouvernement de Tomsk, Arrondissement de Tomsk.	439.009	»	11,4	554	»	2.815	(a)
B) Gouvernement de Yénissey, Arrondissement d'Atschinsk.	91.513	»	10,6	109	»	722	
Arrondissement de Minousinsk.	729.545	»	11,5	934	»	2.979	
Total.	1.260.067			1.597	»	6.536	
Alluvions aurifères de la couronne, exploitées dans l'arrondissement minier de l'Altaï.	»	»	»	657	48	»	
<p>Tableau de la production de l'or dans les alluvions de la steppe des Kirghiz. Année 1851.</p>							
Alluvions aurifères de la steppe des Kirghiz, exploitées par des particuliers.	75.450	»	7,92	59	966	695	(b)
<p>Tableau de la production de l'or dans les alluvions aurifères de l'arrondissement minier de Nertschinsk (Sibérie orientale). Année 1851.</p>							
Alluvions aurifères, dans le pays transbaïkalien, appartenant à la couronne.	273.846	»	32,8	1.113	900	3.698	
<p>(a) Ces concessions n'étant pas riches, elles se trouvent comprises, pour la taxe, dans les catégories inférieures. (b) Ces concessions sont comprises dans la onzième catégorie, vu qu'elles fournissent peu d'or.</p>							

Tableau de la production des mines aurifères de la Sibérie orientale, dépendantes de l'administration du gouvernement général de la Sibérie orientale. Année 1851.

DÉSIGNATION DES LOCALITÉS.	TOTAL des sables aurifères exploités et lavés. Tonnes de 100 kil. chacune.	TENEUR moyenne en or sur 10.000 kil. de sable.		QUANTITÉ d'or impur obtenu.		NOMBRE d'ouvriers travaillant chaque jour.	OBSERVATIONS.
		Kilogr.	Gramm.	Kilogr.	Gramm.		
<i>Partie méridionale de l'arrondissement de Yénissey, contenant les systèmes de rivières suivants :</i>							
Système de la Possolnaya, affluent du Yénissey.	47.160	»	12,2	64	»	196	(a)
Système de la Grande-Mourajaya, affluent de l'Angara ou Toungouzka.	456.310	»	32,0	1.610	»	2.481	
Système de l'Oudéréy, affluent après sa réunion avec la Kamenka de l'Angara.	857.770	»	25,4	2.695	300	4.564	
Système des rivières qui se jettent dans la Pit, affluent du Yénissey.	176.710	»	17,4	253	250	913	
Total.	1.537.950			4.622	550	8.154	
<i>Partie septentrionale de l'arrondissement de Yénissey, contenant les systèmes de rivières suivants :</i>							
Système des rivières affluentes du côté droit dans la Pit.	671.326	»	31,1	2.750	800	2.901	(b)
Système de la Podkaménaya Toungouzka, affluent du Yénissey.	2.057.400	»	28,9	7.280	»	8.380	
Total.	2.728.726			10.030	800	11.281	
<i>Arrondissements de Kansk et de Nijné-Oudinsk (gouvernement de Yénissey).</i>							
Système de la Grande-Birussa, affluent de l'Angara.	319.260	»	21,4	635	»	1.691	(c)
Systèmes de la Grande Kouzévaya et de la Bédiya.	15.396	»	7,3	12	»	183	
A reporter.	4.601.332			15.300	350	21.309	
<p>(a) Les concessions de cet arrondissement ne dépassent presque jamais la septième catégorie des placers taxés. Ordinairement leurs productions sont soumises aux taxes inférieures à la taxe sus-mentionnée. (b) Les concessions de cet arrondissement, par leur richesse, se trouvent comprises dans les catégories supérieures, c'est-à-dire payant un impôt supérieur. (c) Les concessions de cet arrondissement appartiennent, pour le paiement de l'impôt, aux catégories intermédiaires.</p>							

Suite du tableau de la production des mines aurifères.

DÉSIGNATION DES LOCALITÉS.	TOTAL des sables aurifères exploités et lavés. Tonnes de 1000 kil. chacune.	TENEUR moyenne en or sur 10.000 kil. de sable.		QUANTITÉ d'or impur obtenu.		NOMBRE d'ouvriers travaillant chaque jour.	OBSERVATIONS.
		Kilogr.	Gramm.	Kilogr.	Gramm.		
<i>Report.</i>	4.601.332			15.300	350	21.305	
<i>Arrondissement d'Irkoutsk.</i>							
Système de l'Oka, affluent de l'Angara.	46.708	»	9,8	42	850	150	
<i>Arrondissement de Werkhneoudinsk.</i>							
Système de la Tschikoya, affluent de la Selénga.	167.574	»	16,2	321	868	974	} (a)
Système de la Witima, af- fluent de la Zéna.	34.159	»	18,8	69	500	332	
<i>Arrondissement d'Olékminsk.</i>							
Système de la rivière Olék- ma, affluent du fleuve Zéna.	10.344	»	36,0	26	»	67	
Total de la production de l'or dans les concessions aurifères de la Sibérie orientale.	4.860.117	»	»	15.760	568	22.832	

(a) Les concessions de tous ces arrondissements entrent dans les catégories inférieures pour le paiement de l'impôt.

(Renseignements transmis par M. ULAUYALY, capitaine
au corps des mines de Russie.)

Sur les recherches de l'or faites en 1850, 51 et 52 dans les contrées situées au sud du Caucase. (*)

La richesse métallique des monts Caucase est avérée par l'histoire, et néanmoins tous les essais faits depuis cinquante

(*) Au moment où les découvertes de gisements aurifères se multiplient dans des régions récemment ouvertes à la civilisation, il n'est pas sans intérêt de recueillir des notices précises sur les localités où les anciens ont exploité l'or avec succès : nous sommes donc heureux de pouvoir publier la présente note qui nous est communiquée par M. Ulaualy, concernant les exploitations ouvertes depuis peu dans l'ancienne Colchide. F. L. P.

ans pour y introduire l'industrie minière furent infructueux. Les recherches qu'on y a faites n'ont pas été suivies, tant à cause du manque de persévérance des chercheurs qu'à cause d'une autre direction qu'ont donnée aux capitaux les riches découvertes aurifères faites dans les monts Ourals et en Sibérie.

En Transcaucasie, on a découvert à plusieurs reprises des indices d'or dans les alluvions de quelques rivières, mais les recherches ne furent pas poussées plus loin. Il y avait plusieurs mines de plomb argentifère faiblement exploitées par des particuliers, qui, vu leur peu de moyens financiers et l'absence de connaissances spéciales, ne pouvaient étendre leurs opérations, et la métallurgie du plomb y était dans un état primitif. Il y a trois ans que le gouvernement impérial, pour asseoir l'industrie minière dans le Caucase sur des bases plus solides, prit la résolution d'entreprendre l'exploitation des gîtes de plomb argentifère de Sadousk, et d'élever dans leur voisinage l'usine d'Alaguirsk, presque aux pieds du versant septentrional de la chaîne. En même temps, l'administration vint en aide à plusieurs compagnies qui s'étaient formées pour l'exploitation de l'or en Transcaucasie, en leur offrant le concours de plusieurs ingénieurs des mines, qui avaient puisé, pendant une longue direction des recherches des sables aurifères en Sibérie, des notions pratiques sur cette partie de l'industrie minière.

Les préparatifs que demandait la mise en exécution des recherches, ainsi que les reconnaissances géologiques qui précèdent ordinairement les travaux d'exploitation, ne permirent pas de commencer ces derniers avant le mois de juillet 1851, en sorte qu'on n'eut le temps de découvrir que des indices d'or dans les alluvions de deux affluents de la Koura, qui ont leurs sources sur les versants septentrionaux de la chaîne transcaucasienne, qui se dirige de l'E. S.-E. à l'O. N.-O., entre Tiflis et Erivan. L'extrémité E. S.-E. de cette chaîne se prolonge dans la province de Karabah. Le choix de cette chaîne fut déterminé par son identité géologique avec celles qui donnent naissance aux rivières aurifères de la Sibérie : elle est principalement composée de schistes et de calcaires métamorphiques traversés par des granites, des syénites, des diorites, des serpentines et divers porphyres. Au N.-E. de cette contrée métamorphique se trouvent le lias et la craie (d'après M. Dubois de Montpéroux), tandis qu'au S.-O. on rencontre des forma-

tions volcaniques composées de trachytes, de laves, de tufs, etc.

La constitution géologique de ces contrées sera décrite par un savant géologue, M. Abich, qui s'est livré depuis plusieurs années à l'étude du Caucase et des pays transcaucasiens.

Les recherches des sables aurifères, dans la même localité furent plus fructueuses en 1852. Un grand nombre d'affluents de la Koura offrirent des indices d'or, et M. le lieutenant-colonel Ivanitzky disposa les travaux sur la rivière Akstafa, voisine du village le grand Délijan.

La couche aurifère d'Akstafa est recouverte d'alluvions improductives (surnommées en Sibérie *tourbes*) formées de deux couches superposées, savoir : un mètre d'argile grise et un mètre de galets disséminés dans la même argile.

La composition minéralogique de ces galets est la même que celle des roches avoisinantes.

Le lit de la couche aurifère consiste en différents schistes argileux métamorphiques, de couleur gris foncé ou gris bleu, et en syénite.

La couche aurifère elle-même, dont l'épaisseur varie de 1^m,50 à 9 mètres, et dont la largeur atteint parfois 120 mètres, contient les mêmes espèces de galets que les alluvions précédentes : ils sont en outre mêlés de quartz, de fer hydraté et d'argile rouge. Les dimensions de ces galets sont variables : on rencontre parfois des blocs de 1.600 kilogrammes. La teneur des sables varie de 8^e,032 à 1^e,30 par 1.000 kilogrammes de sable.

En opérant le lavage de la couche aurifère d'Akslafa, on y a découvert différents ouvrages métalliques très-anciens, des fragments de scories et une monnaie d'argent très-bien conservée, qui représente un drachme du roi des Parthes, Orad I^{er} (Arzak XIV), qui régna depuis l'an 54 jusqu'à l'an 37 avant l'ère chrétienne.

La découverte de ces objets dans les sables aurifères d'Akstafa ne prouve-t-elle pas que ces alluvions furent jadis exploitées, et que les endroits maintenant plus riches ne sont que des piliers que les anciens travailleurs ne voulurent pas exploiter ou qu'ils ne jugèrent pas digne de l'être ? Cette présomption se confirme encore en examinant l'aspect et la constitution des alluvions. Là où la teneur de l'or est de 0^e,324 et plus, les galets de différentes dimensions se trouvent entremêlés entre eux et empâtés dans une argile grasse rougeâtre ; tandis qu'au contraire, dans les endroits moins riches en or, les galets

de dimensions différentes sont disposés séparément et cimentés avec une argile maigre jaunâtre. Souvent il y a absence complète de cette dernière. En général, l'aspect intérieur de ces dernières alluvions ressemble beaucoup aux sables lavés de la Sibérie.

Ainsi, les indices d'or trouvés dans les sables de plusieurs affluents de la Koura, réunis aux découvertes faites sur l'Akstafa, donnent à espérer que les alluvions de toutes les eaux du versant septentrional de la chaîne transcaucasienne, qui se jettent du côté droit dans la Koura, sont aurifères.

Les découvertes faites dans les alluvions de l'Akstafa constatent que l'exploitation de l'or était jadis répandue dans les pays transcaucasiens, et que si l'histoire ne cite que l'ancienne Colchide, c'est que les Grecs avaient un port dans cette dernière, situé sur le bord de la mer Noire, à l'embouchure du Riou, et que tout l'or qu'on y importait des États intérieurs était considéré en Grèce comme venant de Colchide.

Le fleuve Riou avec ses affluents, ainsi que que bien d'autres rivières et sources de l'Imérétie, furent visités en 1850 par M. le capitaine Ramiloff, fort expert dans la connaissance des gisements d'alluvions aurifères et qui cependant ne put y rien découvrir. L'Imérétie est un pays très-montagneux, traversé par des rivières ou plutôt par des torrents, dont le lit n'est autre chose que le fond d'une gorge de montagne ; or, il est évident que les alluvions s'accumulent là où les gorges s'élargissent un peu et offrent de petits plateaux, ainsi qu'à leurs embouchures. En supposant même que les roches qui entourent ces eaux soient aurifères, les paillettes d'or qui s'en seraient détachées, n'auraient pu se déposer que dans les alluvions de l'embouchure des rivières, c'est-à-dire presque sur les bords de la mer. Quant aux plateaux sus-mentionnés, ils offrent peu de surface et leurs alluvions ne donnent que de faibles indices d'or.

TABLE DES MATIÈRES

DU TOME TROISIÈME.

MINÉRALOGIE. — GÉOLOGIE.

	Pages.
Nouvelles recherches sur la composition de la roméine ; par M. <i>Damour</i>	179
Sur le gisement et l'exploitation de l'or en Australie ; par M. <i>Delesse</i> , ingénieur des mines	185
Mémoire sur la constitution minéralogique et chimique des roches des Vosges. GRANITE ; par M. <i>Delesse</i>	369
— Même sujet. GRAUWAKE ; par M. <i>Delesse</i>	747
Extraits de minéralogie. Travaux de 1851. (Extraits par M. <i>Delesse</i>)	801

Propriétés générales.

Relation entre la forme cristalline et la composition chimique.

Plesiomorphisme	<i>Delauss</i>	657
Homœiomorphisme	<i>Hausmann, Kopp</i>	658
Isomorphisme	<i>Dana</i>	660
Dimorphisme	<i>Raulin, Nicklès</i>	665
Durété	<i>Frankenheim, Seebeck, R. Franz</i>	666

Chaleur.

Conductibilité pour la chaleur	<i>Despretz, G. von Helmersen</i>	668
Chaleur dégagée par le soufre quand il change de forme	<i>Mitscherlich</i>	670

Lumière.

Double réfraction produite artificiel- lement dans les cristaux du système régulier	<i>Wertheim</i>	672
---	---------------------------	-----

Production artificielle de minéraux.

Houille	<i>Cagniard-Latour</i>	673
Voie sèche { Minéraux divers	<i>Sandberger, Hausmann, Daubrée</i>	673
{ Minéraux des gites métal- lifères	<i>B. Cotta, Durocher</i>	675
Voie humide { Minéraux des gites métal- lifères	<i>H. de Sénarmont</i>	676
Pseudomorphose (Paramorphose)	<i>Schëerer</i>	680
Classification des minéraux	<i>J.-D. Dana</i>	681

TABLE DES MATIÈRES.

835

Pages.

Description des minéraux.

Métalloïdes.

Diamant	<i>R.-E. Rogers et W.-B. Rogers</i>	682
-------------------	---	-----

Métaux.

Or, electrum	<i>Daubrée, Diday, Rivot</i>	682
Platine	{ <i>J.-E. Teschemacher, Genl,</i> <i>T. S. Hunt</i>	683
Osmiure d'iridium	<i>Genl, T. S. Hunt</i>	688
Cuivre	<i>W. Haidinger, Foster, Whitney</i>	683
Fer (Sidéroferrite)	{ <i>Bahr, J.-G. Bornemann, Th. An-</i> <i>drews</i>	684

Tellurures.

Tétradymite (Bismuth telluré)	<i>C.-T. Jackson</i>	686
---	--------------------------------	-----

Arséniures.

Cobalt arsenio-sulfuré (Kobaltglanz)	<i>E. Riegel</i>	687
Placodin	<i>Schnabel, G. Rose</i>	687
Nickel arsenical	<i>Schnabel</i>	687

Sulfures.

Blende (Cléiophane, Gramérite)	<i>W. Mayer, T.-H. Henry</i>	687
Marasmitite	<i>J. Dana</i>	687
Hauérite	<i>Haidinger</i>	688
Cinabre	<i>Schabus, Forbes, Bealey</i>	688
Pyrite de fer (Ballestéosite)	<i>Schulz et Paillette</i>	689
Cuivre panaché (Bunt-Kupfererz)	<i>D. Forbes</i>	689
(Digénite)	<i>Plattner</i>	690
Pyrite de cuivre	<i>D. Forbes</i>	690
Cuivre sulfuré antimonié (Kupfersul- fantimoniat)	{ <i>Field, Domeyko</i>	690

Oxydes anhydres.

Plattnerite	<i>W. Haidinger</i>	691
Fer oxydulé	<i>Th. Andrews</i>	691
Brookite (Eumanite)	<i>Dana, Shepard, Teschemacher</i>	692
Bismuth oxydé	<i>Suchow, C.-T. Jackson</i>	692
Antimoine oxydé	<i>De Sénarmont</i>	692
Quartz	<i>G. Rose, Salm Hortmar</i>	693
Emeri	<i>Tenanti</i>	694

Oxydes hydratés.

Opale	<i>G. Bischof, Brush</i>	694
Diaspore	<i>Shepard, de Marignac</i>	695
Gibbsite	<i>B. Silliman</i>	695
Gelbeisenstein (Xanthosiderite)	<i>Schmid</i>	665
Ocre de vanadium (Acide vanadique)	<i>Teschemacher</i>	696
Psilomélane	<i>J.-F. Bahr</i>	696

Aluminates.

Spinelle (Houghtite)	<i>W. Johnson, Shepard, J.-D. Dana</i>	696
--------------------------------	--	-----

Silicates.

Pyroxène-Diopside	{ <i>Hausmann, Uhrlaub, Koch,</i> <i>Richter</i>	697
-----------------------------	---	-----

		Pages.
Rhodonite (Pajsbergite)	L.-J. Igelström	697
Augite	Rammelsberg, Sandberger	698
Raphilite	T.-S. Hunt	698
Néphrite	Schéerer	698
Diallage talqueux	Schéerer	699
Asbeste	A. Erdmann, Schéerer, R. Richter F. Sandberger, Grandjean, Blum, Rammelsberg	699 700
Hornblende	H. Wurtz	701
Villemite (Troostite)	Scacchi, Blum, Tannau	701
Péridot (Forstérite, Monticellite)	E.-E. Schmid	703
Péridot météorique	Rammelsberg, Hermann	703
Epidote	Dana, Kokscharow, Rammelsberg, Nordenskiöld, Bergemann	704
Allanite	de Kobell, J.-F. Bahr	706
Grenat	Bergemann	706
Grenat semblable à la schorlamite	Jellett Apjohn, H. Wright	707
Jellettite	Bornträger, W. Mayer	707
Émeraude	A. Scacchi	708
Néphéline (Dayne)	Hermann, J.-D. Dana, Brewer, T.-H. Garrell	708
Paranthine (Scapolite, Nuttalite, Eckebérgite)	S. L. Dana	709
Canaanite	Weibye, Berlin, J.-D. Dana	709
OEthériastite	Scacchi	710
Meionite (Mizzonite)	T.-S. Hunt, K. List	710
Orthose (Perthite)	T.-S. Hunt	711
Albite (Péristérite)	T.-S. Hunt, A. Schlieper, Ch. Deville	712
Labrador	T.-S. Hunt, Dana	712
Anorthite (Bytownite)	A. Erdmann, L. Svanberg	713
Petrosilex (Hällefint)	G. Rose, Hagen, Plattner	714
Pétalite (Castor)	J. Dana, Hartwell	714
Triphane	R. Hermann	715
Mica perlé (Perlglimmer)	K. List	715
Séricite (Damourite)	J.-F. Bahr, L.-J. Igelström	716
Hydrosilicates de sesquioxyde de manganèse (Stratopéite)	Bergemann, Damour	718
Thorite (Orangite)	Schéerer, Richter	718
Talc, siéatite	Emmons, Beck	720
Rensselaérite	Schéerer, Richter, J.-F. Bahr, Quenstedt, Blum, Rammelsberg, Bichof, Tannau, Schéerer, G. Rose, Heffter	720 721
Agalmatolite (Speckstein)	J.-D. Dana, T.-S. Hunt	722
Serpentine	T.-S. Hunt, Dana	722
(Retinalite)	R. Hermann	722
(Marmolite)	J. Ollacher, F. de Kobell, Vorhauser	722
(Villiamsite)	Th. Schéerer, Richter	723
Gymnite	Th. Schéerer, Richter	724
Néolite	R. Hermann	724
Magnésite	Weibye, Sjögren	724
Malakon	W.-S. Clark, Ebelmen, Salvetat	725
Catapléite	Th. Anderson	727
Kaolin, Halloysite, Smectite, Lenzinite	Ch. Shepard, Whitney, Brush, J.-D. Dana	727
Gurrolite		
Scolézite (Ozarkite)		

		Pages.
Heulandite	Dufrénoy	728
Analcime (Eudnophite)	Il eibye, de Borck, Berlin	728
Natrolite ferrugineuse (Eisennatrolith)	C. Bergemann	728
Chlorastrolite	Jackson, J.-P. Whitney	729
Chlorite (Ripidolithe)	A. Erdmann	729
Liège de montagne (Bergkork)	A. Erdmann	730
Carpholite	Kenngott	731
Pyrosclérite (Loganite)	T.-S. Hunt	731
Dysintribite	C.-U. Shepard, Dana	732
Silicates avec fluorure, chlorure, sulfates et borates.		
Humite	A. Scacchi, de Marignac	732
Sodalite	C. Bergemann, Borc	735
Lazulite	F. Field	735
Tourmaline	Rammelsberg, Hermann	736
Dotholite	Foster, Whitney	736
Titanates.		
Warwickite (Enceladite)	Shepard, Dana, Hunt	736
Phosphates.		
Chaux phosphatée (Eupyrchroite, os-téolite)	Emmons, Jackson, Dufrénoy, Brométs, Ewald, Ruetz	737
Wawellitite	Sonnenschein	739
Sulfates.		
Baryte sulfatée	E. Riegel	740
Misenite	A. Scacchi	740
Nickel vitriolé	T.-S. Hunt	740
Brochantite	Rivot	740
Carbonates.		
Plomb carbonaté	J.-A. Phillips	740
Chaux carbonatée	E. X. Zippe	740
Liebigite	J.-L. Smith, Rammelsberg	741
Minerais de zinc (zinconise)	Riegel	741
Nickel hydrocarbonaté (Emerald nickel)	B. Sillimann	742
Laucastérite	B. Sillimann, Erni	742
Fluorures, chlorures, etc.		
Cryolite	J. Kokscharow, Durnew	743
Iodure	Lembert	743
Matlockite	R.-P. Greg, Wright, Miller, Rammelsberg	743
Chlorobromure d'argent (Embolite)	L.-P. Yorke	745
Plomb chlorocarbonaté	Smith	745
Minéraux organiques.		
Christmatine	Germer	745
Résine brune	Rochleder	745
MÉTALLURGIE ET MINÉRALURGIE.		
Voyage en Hongrie exécuté en 1851 par MM. Rivot et Duchanoy, ingénieurs des mines:		
	1 ^{re} partie	63
	2 ^e partie	215

<i>Notes.</i>	Pages.
NOTE I. Production des usines de la Hongrie et de la Transylvanie, en 1847.	356
NOTE II. De la richesse des minerais exploités dans les principaux filons de Schemnitz.	358
NOTE III. Essais de traitement des mattes argentifères à Tajora.	363
NOTE IV. Des minerais traités à Fermes et à Neusohl.	365
NOTE V. Séparation de l'or et de l'argent à la Monnaie de Vienne.	367

De la méthode nouvelle employée dans les forêts de la Carinthie pour la fabrication du fer, et des principes auxquels doivent recourir les propriétaires de forêts et d'usines au bois pour soutenir la lutte engagée dans l'Occident de l'Europe, entre le bois et le charbon de bois; par M. *Le Play*, ingénieur en chef des mines, professeur à l'École des mines. 463

MÉCANIQUE. — EXPLOITATION.

Mémoire sur les forces apparentes dans les mouvements relatifs et leurs applications à l'étude de quelques phénomènes terrestres; par M. *Résal*, élève-ingénieur des mines. 151

Notes.

NOTES 1 et 2. Sur les centre et axe instantanés.	175
NOTE 3. Sur la composition des rotations.	176
NOTE 4. Sur la composition des forces centrifuges.	177

Rapport sur des documents relatifs à la machine à air chaud d'Ericsson, par M. *Combes*, inspecteur général des mines, professeur à l'École des mines. 775

CONSTRUCTION ET CHEMINS DE FER.

Théorie de la coulisse servant à produire la détente variable dans les machines à vapeur, et particulièrement dans les machines locomotives; par M. <i>Phillips</i> , ingénieur des mines.	1
— Applications numériques.	34
Note sur la stabilité des machines locomotives; par M. <i>Résal</i> , ingénieur des mines.	414

	Pages.
Des contre-poids appliqués aux roues motrices des machines locomotives, et des limites qu'il convient de leur assigner; par M. <i>Couche</i> , ingénieur des mines, professeur à l'École des mines.	427

Notes.

NOTE I. Sur les variations qu'éprouve la répartition du poids suspendu sur les essieux par suite de l'admission de la vapeur dans les cylindres.	456
NOTE II. Du soulèvement des roues motrices sous l'influence des contre-poids.	460

BULLETIN.

(1^{er} semestre 1853.)

Situation de l'industrie minière en Russie, 801. — Nouvelles Recherches d'or dans les environs de Malacca, 816. — Sur les recherches de l'or en 1850, 1851 et 1852, dans les contrées situées au sud du Caucase, 830.

Table des matières du tome III.	834
Explication des planches jointes au tome III.	840

—
Annonces d'ouvrages concernant les mines, etc., publiés pendant le 1^{er} semestre 1855. I-VIII

EXPLICATION DES PLANCHES

DU TOME TROISIÈME.

	Pages.
PL. J. — THÉORIE DE LA COULISSE DE STEPHENSON.	1
PL. II. — CARTE DE LA RÉGION AURIFÈRE DU SUD-EST DE L'AUS- TRALIE.	185
Même planche :	
FIG. 1 à 10. — <i>Application des forces apparentes dans les mouvements relatifs à l'étude des phénomènes terrestres.</i>	151
FIG. 11. — <i>Stabilité des machines locomotives.</i>	411
PL. III. — DIX SPÉCIMENS DE ROCHES DES VOSGES.	369
PL. IV. — MINÉRALOGIE.	
FIG. 1 à 4. — <i>Roches des Vosges.</i>	747
FIG. 5 à 30. — <i>Extraits de minéralogie (travaux de 1851).</i>	657
FIG. 31 à 35. — <i>Formes cristallines du cuivre gris de Mouzaia.</i>	652

PL. V. — APPAREILS CONCERNANT LA PRÉPARATION DU LIGNEUX.

FIG. 1 à 3. — *Four à ligneux de Lippitzbach en Carinthie.*

[Consulter, outre la présente explication, le texte (10)].

- a Ensemble de quatre fours (grand modèle) réunis sous un même toit *f*.
- b Espace où l'on charge le bois à dessécher, ou chambre à ligneux.
- b¹ Poutres scellées par leurs extrémités, soutenues en partie par la maçonnerie du foyer, supportant les poutrelles b² et toute la charge de bois b³.
- b² Poutrelles de bois mobiles, placées transversalement sur les poutres b¹, espacées dans chaque cas ainsi qu'il convient pour recevoir la charge de bois b³.
- b³ Bois à convertir en ligneux.
- b⁴ Portes par lesquelles on introduit dans la chambre à ligneux b, la majeure partie de la charge de bois, et par laquelle on retire le ligneux.

EXPLICATION DES PLANCHES.

841

- b⁵ Trois orifices pratiqués dans la voûte de chaque four pour compléter la charge de bois, lorsque la partie inférieure de la chambre b est remplie.
- c Foyers au nombre de deux pour chaque chambre, où l'on brûle du bois pour produire la chaleur nécessaire à l'opération.
- c¹ Portes fermant en partie les foyers, et laissant entrer constamment un excès d'air.
- c² Maçonnerie entourant les foyers et occupant toute la largeur de la chambre.
- c³ Ouvreaux pratiqués dans la maçonnerie c², par lesquels les gaz brûlés du foyer débouchent dans l'espace vide d.
- d Espace vide compris entre le sol et le grillage b¹ b² qui supporte la charge de bois; les gaz brûlés s'y refroidissent par contact et par rayonnement jusqu'à la température où ils peuvent s'élever dans le ligneux sans l'altérer ou l'embraser.
- e Trois paires d'ouvreaux ménagés dans la maçonnerie, par lesquels sortent les gaz brûlés qui, après s'être refroidis en circulant dans les vides de la charge de bois b³, sont redescendus sur le sol de l'espace vide d.
- f Toit ou halle recouvrant le massif des quatre fours.

FIG. 4 à 7. — *Four à ligneux de Neuberg en Styrie.*

[Consulter, outre la présente explication, le texte (10)].

- a Série de fours réunis par paires, sous une même halle.
- b Bois remplissant toute la chambre à ligneux, sauf l'espace b¹.
- b¹ Espace vide réservé entre la charge de bois d'une part, et de l'autre le poêle d et les tuyaux d¹, pour prévenir toute chance de torréfaction du bois contigu à ces foyers de chaleur.
- b² Deux portes en tôle pour le chargement du bois et la reprise du ligneux: la vapeur qui se dégage du bois se condense en partie à proximité des portes, et l'eau qui en provient s'écoule au dehors; le reste sort par les petites fissures de la garniture en argile placée sur le pourtour de ces mêmes portes.
- c Foyer où l'on produit la chaleur nécessaire à l'opération. On brûle à Neuberg des escarbilles de combustible minéral que l'on peut se procurer sans frais. Ce foyer avait une disposition différente lorsqu'on y brûlait du bois.
- c¹ Grille horizontale du foyer à barreaux très-rapprochés, en rapport avec la ténuité des fragments de combustible.
- c² Grille inclinée du foyer, composée de larges barreaux disposés en escalier pour faciliter l'accès de l'air dans la masse de combustible pulvérulent. Le combustible se charge par-dessus le barreau supérieur.
- c³ Cendriers réunis deux à deux par une grande fosse placée entre deux fours.

- c*² Plancher établi au niveau du sol sur la fosse qui relie les deux cendriers contigus.
- d* Poêle en maçonnerie mince qui reçoit la flamme développée dans le foyer et qui en transmet en partie la chaleur par contact et par rayonnement à la vapeur qui remplit bientôt exclusivement l'espace vide *b*¹ et les interstices existant entre les bûches de bois *b*.
- d*¹ Deux tuyaux en fonte conduisant les gaz brûlés du poêle *d* à la cheminée *e*. Ils transmettent également par contact et par rayonnement à la vapeur contenue dans la chambre à ligneux, une partie de la chaleur développée dans le foyer.
- e* Cheminée déterminant l'appel de l'air dans le foyer *c* et donnant issue dans l'atmosphère aux gaz brûlés sortant des tuyaux *d*¹.
- f* Halle dans laquelle sont placés les fours à ligneux.
- f*¹ Portes de la halle.
- f*² Toit de la halle.

FIG. 8 à 11. — Four d'essai pour la préparation du ligneux.

[Consulter, outre la présente explication, le texte (12)].

Nota. — Toutes les conduites de gaz et de vapeur doivent être munies de registres que les dimensions restreintes du dessin n'ont point permis d'indiquer complètement. Les maçonneries des fours doivent être fortifiées par des armatures qui n'ont point été indiquées.

- a b c d* Chambres dans lesquelles le bois est converti en ligneux successivement, et suivant un système de rotation continue.
- a*¹ *b*¹ *c*¹ *d*¹ Foyers où se développe la chaleur nécessaire à l'opération. On les allume successivement selon l'ordre adopté pour la rotation. Un seul est allumé à la fois. Lorsqu'on commence à allumer le foyer *a*¹, on cesse le feu dans le foyer *d*¹; le bois contenu dans la chambre *a* est déjà à demi desséché et se trouvera à l'état de ligneux, au moment où l'on portera le feu en *b*¹. La chambre *b* est remplie de bois qui commence à subir la dessiccation préalable; la chambre *c* est en chargement; enfin on se prépare à vider la chambre *d* remplie de ligneux, aussitôt que celui-ci sera convenablement refroidi.
- a*² *b*² *c*² *d*² Conduits par lesquels l'air nécessaire à la combustion pénètre dans les foyers; cet air est pris dans les chambres contiguës *a b c* où le ligneux se refroidit.
- a*³ *b*³ *c*³ *d*³ Systèmes de tuyaux en fonte et en tôle dans lesquels circulent les gaz brûlés sortant des foyers; un tuyau formant l'extrémité de chaque système, laisse déboucher les gaz brûlés, déjà refroidis dans la chambre suivante, où ces gaz entrent en contact avec le bois qui se prépare à la dessiccation.

- a*⁴ *b*⁴ *c*⁴ *d*⁴ Systèmes de conduits pratiqués dans les voûtes des chambres *a b c d*, par lesquels les gaz brûlés produits dans les foyers *d*¹ *a*¹ *b*¹ *c*¹ se rendent à la cheminée commune *e*, après avoir traversé respectivement les chambres *a*, *b*, *c*, *d*, et y avoir concouru à la dessiccation préalable du bois.
- a*⁵ *b*⁵ *c*⁵ *d*⁵ Systèmes de caisses et de tuyaux recevant la vapeur développée aux dépens du bois dans les chambres *d*, *a*, *b*, *c*; cette vapeur, condensée pour la majeure partie dans les chambres *a*, *b*, *c*, *d*, y concourt à la dessiccation préalable du bois pendant que le ligneux se produit dans les chambres *d a b c*.
- a*⁶ *b*⁶ *c*⁶ *d*⁶ Ouvertures par lesquelles les systèmes de tuyaux *a*⁵ *b*⁵ *c*⁵ *d*⁵ reçoivent la vapeur développée dans les chambres *d a b c*.
- a*⁷ *b*⁷ *c*⁷ *d*⁷ Tuyaux par lesquels la vapeur qui ne s'est point condensée dans les chambres *a b c d* se rend dans les tuyaux à vapeur des chambres *b c d a*, qui sont en chargement et par conséquent à une basse température.
- a*⁸ *b*⁸ *c*⁸ *d*⁸ Siphons par lesquels s'écoule l'eau provenant de la condensation de la vapeur formée dans les chambres *a b c d*.
- e* Cheminée commune aux quatre chambres, recevant successivement les gaz brûlés produits dans les quatre foyers.
- f* Toit recouvrant le massif des quatre chambres.

PL. VI. — FOUR A PUDDLIER CARINTHIEN (AU LIGNEUX, A GAZ ET A TUYÈRE).

[Consulter, outre la présente explication, le texte (24)].

FIG. 1 à 10. — Four à puddler.

- a* Compartiment destiné au puddlage, ou laboratoire du four.
- a*¹ Plaque de sole, en fonte, sur laquelle est établie la sole en scories.
- a*² Conduit en fonte formant presque complètement le pourtour de la sole, ayant à la fois pour objet de refroidir le bord de la sole et de chauffer l'air à projeter par la tuyère *e*.
- a*³ Barreaux en fonte supportant la plaque de sole *a*¹.
- a*⁴ Piliers en maçonnerie supportant les barreaux *a*³.
- a*⁵ Portes du laboratoire *a*, en fonte, garnies de briques intérieurement.
- a*⁶ Levier servant à ouvrir ou à fermer l'une des deux portes *a*⁵.
- b* Compartiment destiné à chauffer préalablement une charge de fonte, pendant qu'une charge précédente, préparée de la même manière, s'élabore définitivement en *a*.
- b*¹ Sole du compartiment *b*, en sable réfractaire, supportée par une plaque de fonte et par des piliers en maçonnerie.
- b*² Porte unique du compartiment *b*.
- b*³ Levier servant à ouvrir ou à fermer la porte *b*².
- c* Foyer à gaz (sans grille), à courant d'air forcé, recevant le ligneux à sa partie supérieure, et dans lequel le ligneux se gazéifie successivement par distillation et par combustion.

- c*¹ Tuyau en fonte amenant à la partie inférieure du foyer *c* l'air nécessaire à la gazéification de la partie charbonneuse du ligneux; il s'assemble avec le porte-vent *d*.
- c*² Robinet destiné à régler la quantité d'air admise dans le foyer par le tuyau *c*¹.
- a* Porte de chargement du foyer.
- c*³ Levier servant à ouvrir ou à fermer la porte *c*².
- c*³ Canal recouvert de madriers jointifs, par lequel on enlève chaque semaine les cendres du foyer *c*.
- d* Porte-vent en tôle d'une machine soufflante fournissant l'air, d'une part au foyer *c* par le tuyau *c*¹; de l'autre, à la tuyère *e* par le tuyau *d*¹, le conduit en fonte *a*² et le tuyau *d*².
- d*¹ Tuyau en tôle noyé dans la maçonnerie du four, établissant la communication du porte-vent *d* avec le conduit *a*².
- d*² Tuyau en fonte conduisant l'air chaud du conduit *a*² à la tuyère *e*.
- d*³ Robinet destiné à régler la quantité d'air chaud admise dans le laboratoire *a*, par le tuyau *d*² et la tuyère *e*.
- e* Tuyère plate en tôle, spéciale aux fours à gaz carinthiens, projetant l'air chaud nécessaire à la combustion du gaz dans le laboratoire *a*; elle est représentée avec détail sur les *fig.* 6 à 10.
- e*¹ Orifice en tôle forte, formé de deux plaques boulonnées à la tôle mince qui forme le corps de la tuyère *e*, et qui peuvent être renouvelés à peu de frais.
- e*² Coins en fer forgé, introduits dans l'orifice *e*¹, et maintenant les deux plaques de cet orifice à l'écartement voulu.
- f* 1^{er} rampant par lequel les gaz combustibles formés dans le foyer *c* débouchent dans le laboratoire *a*, sous le vent de la tuyère qui les brûle avec énergie.
- g* 2^e rampant par lequel la flamme, sortant du laboratoire *a*, débouche dans le compartiment *b*.
- h* 3^e rampant par lequel les gaz brûlés, sortant du compartiment *b*, se rendent dans la cheminée *i*.
- i* Cheminée recevant les gaz brûlés du four, et dont le tirage ramène à peu près à la pression atmosphérique la flamme qui tend à être comprimée dans le laboratoire *a* par les deux courants d'air projetés par le tuyau *c*¹ et par la tuyère plate *e*.

FIG. 11 et 12. — Trémie à robinet proposée pour le chargement du ligneux dans les fours à gaz.

[Consulter, outre la présente explication, le texte (27).]

- a* Ouverture par laquelle on introduit le ligneux quand la trémie est tournée vers le haut; en tournant ensuite la trémie d'une demi-circonférence, on fait tomber le ligneux dans le foyer.
- a*¹ Double enveloppe entourant la trémie *a* et communiquant par ses extrémités avec l'atmosphère: l'air qui y est appelé refroidit la

- fonte, dans le cas exceptionnel où celle-ci tendrait à s'échauffer.
- a*² Tourillons de la trémie.
- a*³ Petite roue à l'aide de laquelle on place successivement la trémie dans les positions voulues pour la réception et l'émission du bois.
- b* Boisseau cylindrique en fonte fixé à la maçonnerie, dans lequel tourne la trémie, avec un léger frottement.
- c* Plaque de fonte faiblement inclinée, servant de guide pour le chargement du bois dans la trémie.
- d* Prolongement des parois verticales du foyer au-dessus du niveau du rampant *e*.
- e* Rampant conduisant le gaz dans le laboratoire du four: l'expérience indiquera s'il faut en modifier la disposition pour empêcher les bûches d'y pénétrer. On pourra au besoin l'incliner vers le foyer; y placer, en l'élargissant, deux piliers en briques, etc.

PL. VII. — FOUR A RÉCHAUFFER CARINTHIEN (AU LIGNEUX, A GAZ ET A TUYÈRE).

[Consulter, outre la présente explication, le texte (25).]

- a* Emplacement où se charge le fer puddlé à réchauffer et à corroyer, ou laboratoire du four.
- a*¹ Sole du laboratoire *a*, en sable quartzeux, supportée par de la maçonnerie réfractaire.
- a*² Porte unique du laboratoire *a*.
- a*³ Levier servant à ouvrir ou à fermer la porte *a*².
- b* Large canal communiquant librement avec l'atmosphère, et amenant, sous l'influence du tirage exercé par la cheminée *i*, l'air qui alimente le foyer. (En ce qui concerne l'alimentation des foyers, on applique indistinctement aux fours à puddler et à réchauffer les deux systèmes représentés, exclusivement à titre d'exemple, sur les Pl. VI et VII.)
- c* Foyer à gaz (à grille), à courant d'air aspiré par la cheminée, recevant le ligneux à sa partie supérieure, et dans lequel le ligneux se gazéifie successivement par distillation et par combustion.
- c*¹ Barreaux en fer, formant la grille et supportant le combustible qui remplit le foyer.
- c*² Traverses en fonte supportant les barreaux *c*¹.
- c*³ Cendrier recevant les cendres et les escarbilles de menu charbon embrasé tombant entre les barreaux de la grille.
- c*⁴ Porte de cendrier qu'on entr'ouvre plus ou moins pour régler l'admission de l'air.
- c*⁵ Porte par laquelle on charge le ligneux dans le foyer *c*. (Le poids même de la porte, vu l'inclinaison de l'ouverture, contribue à établir une bonne fermeture.)
- c*⁶ Levier servant à ouvrir ou à fermer la porte *c*⁵.

- d* Tuyau amenant, d'une machine soufflante, l'air nécessaire pour brûler le gaz dans le laboratoire *a*.
- d*¹ Tuyau à courbures multiples, dans lequel l'air amené par le tuyau *d* s'échauffe par le rayonnement et le contact des escarbilles du cendrier, du combustible et de la maçonnerie du foyer *c*.
- d*² Tuyau en fonte qui met en communication les tuyaux à air chaud avec la tuyère *e*.
- d*³ Robinet destiné à régler la quantité d'air chaud admise dans le laboratoire par le tuyau *d*² et la tuyère *e*.
- e* Tuyère plate en tôle, spéciale aux fours à gaz carinthiens, projetant avec une grande vitesse l'air chaud nécessaire à la combustion du gaz dans le laboratoire *a*; elle est représentée avec détail sur les fig. 6 à 10.
- e*¹ Orifice en tôle forte, formé de deux plaques boulonnées à la tôle mince qui forme le corps de la tuyère *e*, et qui peuvent être renouvelées à peu de frais.
- e*² Petits coins en fer forgé introduits de distance en distance dans l'orifice *e*¹, et maintenant les deux plaques de cet orifice à l'écartement voulu.
- f* Rampant par lequel les gaz combustibles développés dans le foyer *c*, débouchent dans le laboratoire *a*, sous le vent de la tuyère *e* qui les brûle avec énergie.
- g* Rampant par lequel la flamme sortant du laboratoire *a* se rend dans la cheminée *i*.
- h* Plan incliné sur lequel coulent les scories *k* formées dans le laboratoire et dans le rampant, pour se rendre hors du four.
- i* Cheminée recevant la flamme sortant du laboratoire *a* et du rampant *g*.
- k* Scories s'étendant sur le sol au fur et à mesure qu'elles tombent du plan incliné *h*.

PL. VIII. — PROJET D'USINE CENTRALE. — PRÉPARATION DU LIGNEUX ET DU CHARBON.

(Consulter, outre la présente explication, le texte (12) et (27).)

FIG. 1 à 6. — Atelier mobile pour la reprise et le sciage du bois flotté.

- a* Chaudière à vapeur formée de deux cylindres juxtaposés, ayant chacun deux tubes intérieurs. On les remplacera vraisemblablement avec avantage par les nouveaux générateurs à serpentins.
- a*¹ Réservoir de vapeur.
- a*² Foyer de la chaudière *a*.
- a*³ Cheminée du foyer *a*².
- b* Cylindre de la machine à vapeur qui donne le mouvement aux appareils mécaniques de l'atelier.
- b*¹ Arbre de la machine à vapeur, avec manivelle, volant et deux pou-

- lies, communiquant au moyen de courroies, le mouvement aux plateaux qui élèvent le bois, et aux scies circulaires qui le débitent en billons.
- c* Poulie fixée sur l'arbre *b*¹: elle transmet le mouvement à l'arbre *d*.
- d* Arbre avec quatre poulies: une poulie reçoit le mouvement de la poulie *c*; deux autres poulies transmettent ce mouvement d'une manière directe à deux scies circulaires; la quatrième poulie transmet, par l'intermédiaire de l'arbre *e*, le mouvement à deux autres scies.
- e* Arbre avec trois poulies: une poulie reçoit le mouvement de l'arbre *d*; les deux autres transmettent ce mouvement à deux scies.
- f* Quatre scies circulaires mises en mouvement par les poulies des arbres *d* et *e*.
- f*¹ Tables placées devant les scies pour recevoir les bois à scier.
- f*² Plans inclinés placés derrière les scies et sur lesquels glissent les billons débités à la scie.
- g* Poulie fixée sur l'arbre *b*¹ de la machine: elle transmet le mouvement à l'arbre *h* (fig. 4 et 6).
- h* Arbre placé à la partie supérieure de l'atelier: il porte deux poulies, l'une qui reçoit le mouvement de *g*, l'autre qui transmet le mouvement à un deuxième arbre *i* entièrement semblable à *h*. L'arbre porte à l'une de ses extrémités une roue conique qui engrène avec le système des roues coniques *k*¹*k*¹ montées sur l'arbre *k*.
- i* Arbre recevant par une poulie le mouvement de l'arbre *h*: il porte à l'une de ses extrémités une roue conique qui engrène avec le système des deux roues coniques *l*¹*l*¹ montées sur l'arbre *l*, placé lui-même dans le prolongement de *k*.
- k* Arbre portant deux roues folles coniques *k*¹*k*¹ tournant constamment en sens inverse: cet arbre tourne alternativement dans deux sens, selon qu'il est mis en communication avec l'une ou avec l'autre roue par le manchon *k*². L'arbre *k* transmet lui-même, au moyen d'une poulie fixe *k*³, son mouvement alternatif à deux plateaux *m* et *m*¹, qui successivement montent une charge de bois ou descendent en chercher une, au niveau du cours d'eau flotteur.
- k*¹*k*¹ Deux poulies folles sur l'arbre *k*, engrenant avec deux points extrêmes de la roue conique de l'arbre *h* et tournant constamment en sens inverse: elles laissent en repos l'arbre *k*, sur lequel elles sont montées, ou lui transmettent l'un ou l'autre des deux mouvements opposés, suivant la position du manchon *k*².
- k*² Manchon glissant librement dans une rainure longitudinale pratiquée sur l'arbre *k*, entre les deux roues *k*¹*k*¹, et qui, manœuvré par le levier *k*³, peut à volonté rester indépendant de ces deux roues ou se fixer à chacune d'elles au moyen d'une griffe. Le

- manchon, dès qu'il commence à tourner avec l'une des poulies, communique le même mouvement à l'arbre *k*.
- k*³ Levier au moyen duquel on peut à volonté placer le manchon *k*² en repos, à égale distance des deux poulies *k*¹*k*¹; on lui imprime l'un des mouvements inverses de ces poulies en le fixant à l'une ou à l'autre, par les griffes qu'il porte à ses deux extrémités.
- k*⁴ Poulie sur laquelle s'enroule et se déroule la corde qui porte les deux plateaux *mm*¹.
- k*⁵ Frein portant sur une poulie, ayant pour objet de neutraliser l'effort exercé sur l'arbre *k* par le plateau plein parvenu à la partie supérieure de sa course.
- l* Arbre offrant une disposition en tout semblable à celle de l'arbre *k*, et qui transmet à volonté un mouvement alternatif aux plateaux *nn*¹.
- l*¹ Roues coniques en tout semblables aux roues *k*¹*k*¹.
- l*² Manchon et levier en tout semblables à *k*² et *k*³.
- l*³ Poulie et frein en tout semblables à *k*⁴ *k*⁵, agissant sur les deux plateaux *nn*¹.
- mm*¹ Deux plateaux intérieurs recevant le mouvement alternatif imprimé à l'arbre *k*. L'un de ces plateaux se trouve au niveau du plancher *p* des scies, lorsque l'autre est au fond du canal de flottage où des ouvriers le remplissent de bois repris dans le canal. Pour tenir ces plateaux en repos aux deux extrémités de leurs courses, on arrête le mouvement de l'arbre *k* en plaçant le manchon *k*² à égale distance des deux poulies *k*¹*k*¹, et l'on neutralise au moyen du frein, l'effort exercé sur le même arbre par le poids du plateau supérieur.
- nn*¹ Deux plateaux extérieurs recevant le mouvement alternatif imprimé à l'arbre *l*, semblables dans leurs dispositions principales aux plateaux *mm*¹; seulement, ils élèvent le bois au niveau d'un plancher *q* plus élevé que le plancher *p*. De ce niveau, le bois est placé en bûches entières, à la partie supérieure des piles formant le dépôt. Pour bien employer la force de la machine, on pourra trouver convenable de faire marcher en sens inverse les plateaux *mn*, *m*¹*n*¹: et dans ce but on pourra rendre solidaires les leviers *k*³*l*³.
- b* Plancher de la chaudière et de la machine à vapeur.
- p* Plancher des scies, desservi par les plateaux *mm*¹.
- q* Plancher desservi par les plateaux *nn*¹, recevant le bois à placer en bûches entières, à la partie supérieure des piles.
- r* Roues portant sur deux lignes de rails, et au moyen desquelles l'atelier tout entier (fig. 1, Pl. X) peut être transporté aux points où le bois se dépose, au fur et à mesure que les piles se développent sur les deux rives du canal de flottage.
- s* Canal de flottage par lequel le bois arrive aux divers points où il doit

- être scié et empilé : cette arrivée du bois est autant que possible favorisée par un courant.
- s*¹ Murs du canal servant de supports aux rails sur lesquels roulent les roues *r* lorsque l'atelier est en mouvement.
- t* Piles de bois formant le dépôt de l'usine, et dont la composition est en rapport avec la destination à donner aux diverses sortes de bûches et de billons. A la partie inférieure de chaque pile se trouvent les billons de 0^m,77 (provenant des bûches sciées à deux traits), à convertir en ligneux; on y dispose séparément le bois fin destiné aux fours à réchauffer, et le bois moyen destiné aux fours à puddler. L'assise inférieure, pour être préservée de l'humidité, est établie sur un grillage formé d'une charpente spéciale, ou des billons mêmes à empiler. Deux autres assises sont formées de bois à carboniser, savoir : une assise moyenne composée de billons de 1^m,15 (provenant des bûches sciées à un trait); une assise supérieure formée de bûches entières longues de 2^m,30.
- t*¹ Grillage favorisant la circulation de l'air, à la partie inférieure des piles.
- t*² Toit mobile, en planches, garantissant des eaux pluviales, les piles de bois.
- u* Wagons servant à la reprise et au transport du bois à convertir en ligneux pour les fours à puddler et à réchauffer; tous ces wagons traversent la galerie à ligneux *k* (Pl. X, fig. 2).
- v* Wagons servant à la reprise et au transport du bois à carboniser; ce bois peut subir une dessiccation préalable dans la galerie *i* (Pl. X, fig. 2); il peut aussi être transporté directement à l'atelier de carbonisation.

Fig. 7 à 15. — Galeries pour la préparation du ligneux et la dessiccation du bois.

Nota. — Indépendamment de la galerie inférieure qui forme la partie principale du projet, celui-ci comprend une galerie supérieure établie en partie sur les mêmes principes, et dans laquelle le bois à carboniser subit une dessiccation préalable. On a donné dans la fig. 8, sur une petite échelle, une coupe des galeries sur toute leur longueur; dans les fig. 7 et 9, on n'a indiqué que des portions des mêmes galeries, sur une plus grande échelle. La fig. 8 indique seule la pente réelle des galeries.

- a* Chemin de fer par lequel arrivent les wagons contenant le bois à convertir en ligneux, repris à la partie inférieure des piles (fig. 5 et 6); chaque wagon contient 2 stères de bois équivalent (dans le cas des bois durs de l'Occident mélangés avec une faible proportion de bois tendres) aux deux tiers d'une tonne de ligneux.

- b* 1^{re} section ou compartiment d'entrée de la galerie inférieure; elle contient 12 wagons qu'on introduit en une fois et qui composent une charge de bois.
- c* 2^e section ou enceinte de dessiccation préalable de la galerie inférieure, contenant 72 wagons ou 6 charges de bois.
- d* 3^e section ou enceinte à ligneux de la galerie inférieure, contenant 72 wagons ou 6 charges de bois.
- e* 4^e section ou compartiment de refroidissement et de sortie de la galerie inférieure, contenant 24 wagons ou 2 charges de ligneux au moment où une charge de 12 wagons vient de sortir de la 3^e section.
- f* Chemin de fer par lequel le ligneux refroidi en *e* est transporté aux trémies (Pl. VII, fig. 11 et 12) des fours à puddler et à réchauffer (Pl. V, fig. 3 et 10).
- g* Chemin de fer par lequel arrivent les wagons contenant le bois qui a été repris à la partie supérieure des piles, et qui doit subir dans la galerie supérieure une dessiccation préalable, avant d'être soumis à la carbonisation. Chaque wagon contient 3 stères de bois équivalent (en bois durs de l'Occident mélangés avec une faible proportion de bois tendres) à une tonne de ligneux.
- h* 1^{re} section ou compartiment d'entrée de la galerie supérieure: il contient 12 wagons qu'on introduit en une fois, et qui composent une charge de bois.
- i* 2^e section ou enceinte de dessiccation de la galerie supérieure, contenant 60 wagons ou 5 charges de bois.
- k* 3^e section ou compartiment de sortie de la galerie supérieure, contenant 12 wagons au moment où cette charge vient de sortir de l'enceinte *i*.
- l* Chemin de fer par lequel le bois desséché dans la galerie supérieure, et sortant du compartiment *k* de cette galerie, est transporté à l'atelier de carbonisation.
- m* Portes fermant les extrémités des deux galeries ou qui y établissent une séparation entre les diverses sections: celles de ces portes qui ne peuvent s'élever et s'abaisser au moyen de poulies et de contre-poids se manœuvrent au moyen de galets *m*¹ roulant horizontalement sur des guides de fonte.
- m*¹ Galets adaptés à la partie inférieure des portes *m* qui s'ouvrent ou se ferment avec un mouvement horizontal.
- m*² Poulies sur lesquelles s'enroulent les cordes à contre-poids des portes *m* qui s'ouvrent et se ferment avec un mouvement vertical.
- m*³ Contre-poids équilibrant en partie le poids des portes *m*.
- m*⁴ Coussins fixes en cuir, garnis intérieurement d'une matière élastique, et pressés par des ressorts contre les portes *m*, quand celles-ci sont fermées. Cette disposition, à laquelle on en pourra

- substituer d'autres dans la pratique, a pour objet de fermer hermétiquement les diverses sections des galeries. Ces coussins, ainsi que les ressorts qui les poussent contre les portes *m*, sont logés dans des cadres en bois.
- n* Wagons chargés de bois, remplissant les deux galeries; contenant 2 stères dans la galerie inférieure et 3 stères dans la galerie supérieure.
- o* Chemin de fer de la galerie inférieure ayant une pente dans le sens où se meuvent les wagons. Lorsque la disposition des lieux le permettra, on donnera une pente de 15 à 20 millimètres par mètre, pour laquelle les wagons avancent spontanément dès qu'aucun obstacle ne les arrête; dans le cas contraire, on pourra se borner, comme on l'a admis dans le projet, à donner une pente de 5 millimètres; mais alors on donnera aux diverses charges de bois l'impulsion première au moyen de leviers disposés à cet effet aux points convenables. La manœuvre du bois dans la galerie inférieure se fera en résumé ainsi qu'il suit:
- Pendant le temps nécessaire à la conversion en ligneux de la charge parvenue en tête de la 3^e section *d* de la galerie, on reprendra les 12 wagons contigus à la porte de sortie de la 4^e section *e*. Après avoir fermé cette porte, on poussera les 12 autres wagons dans la position que ceux-ci occupaient, de manière à réserver la place d'une charge en avant de la porte contiguë à la 3^e section. On ouvrira alors cette porte pour pousser dans la 4^e section, la charge du ligneux qui vient d'être préparé, et on la refermera aussitôt. On fera ensuite avancer de la longueur d'une charge les 5 charges restant dans la 3^e section, et l'on complétera la charge de cette section, en y faisant entrer les 12 wagons placés en tête de la 2^e section. La porte comprise entre la 3^e et la 2^e section étant fermée, on fera avancer de la longueur d'une charge les 5 charges encore contenues dans cette dernière, et on les complétera par la charge contenue précédemment dans la 1^{re} section. Enfin, après avoir fermé la porte comprise entre la 2^e et la 1^{re} section, on remplira cette dernière au moyen de 12 wagons stationnant à cet effet sur le chemin de fer *a*. On terminera en fermant la porte d'entrée de la galerie et en rétablissant la communication entre la 2^e et la 1^{re} section qui se comportent comme un compartiment unique dans l'intervalle compris entre deux chargements.
- o*¹ Petits bouts de rails, mobiles autour de charnières à ressorts, ou munis de toute autre disposition plus commode, qui rétablissent la continuité des lignes de rails du chemin *o* dès que les portes sont ouvertes.
- p* Chemin de fer de la galerie supérieure. La manœuvre du bois s'y

- fait d'une manière analogue à celle qui vient d'être indiquée pour le chemin *o* de la galerie inférieure.
- q* Carneaux en spirale, disposés autour de la paroi en tôle mince qui forme la 4^e section de la galerie inférieure; on y fait circuler de l'air froid qui s'échauffe en refroidissant l'enveloppe chauffée intérieurement par le ligneux.
- q*¹ Ouvertures munies de registres, admettant l'air froid dans les carneaux *q*.
- q*² Ouvertures munies de registres, donnant issue à l'air qui s'est échauffé dans les carneaux *q*.
- q*³ Tuyaux que parcourt l'air échauffé en *q* pour se rendre au contact du bois dans le compartiment *c* où s'opère la dessiccation préalable.
- r* Carneaux disposés autour de la partie en tôle de l'enceinte à ligneux *d*, pour donner à cette enceinte la température nécessaire à la conversion du bois en ligneux. Ces carneaux, qui peuvent être alimentés par les flammes d'un foyer spécial, reçoivent, dans le projet représenté sur les Pl. VIII, IX, X, les gaz brûlés provenant des foyers métallurgiques de l'usine centrale, déjà refroidis par leur passage dans les carneaux des chaudières à vapeur.
- r*¹ Ouvertures munies de registres, admettant les gaz brûlés dans les carneaux *r*.
- r*² Ouverture munie de registres, par laquelle une partie des gaz brûlés, après avoir agi dans les carneaux *r*, peut se rendre dans la galerie supérieure.
- r*³ Ouverture munie de registres, par laquelle les gaz brûlés qui sortent des carneaux *r* se rendent en partie dans le compartiment de dessiccation préalable de la galerie inférieure, où ils agissent sur le bois par contact, comme l'air chaud sortant des tuyaux *q*³.
- s* Orifice par lequel la vapeur dégagée du bois, en vase clos, dans l'enceinte à ligneux *d*, entre dans le système des tuyaux *s*², où elle se condense en échauffant l'enceinte *c*¹.
- s*¹ Caisse où se rend d'abord la vapeur d'eau sortant de *d* par l'orifice *s*, pour se distribuer dans les tuyaux *s*².
- s*³ Tuyaux que la vapeur d'eau sortant de la caisse *s*¹ parcourt dans toute l'étendue des sections *b* et *c* de la galerie. La vapeur, en se condensant, cède sa chaleur latente à ces deux compartiments, et concourt ainsi avec l'air chaud venant de *q*³ et les gaz brûlés venant de *r*, à la dessiccation préalable du bois. La portion de vapeur qui n'est point condensée s'échappe par le tuyau *s*⁴.
- s*³ Tubes verticaux amenant l'eau condensée à 100° C. en *s*³, dans le tuyau *s*⁴.

- s*⁴ Tuyau incliné conduisant l'eau chaude condensée en *s*³, ainsi que la vapeur non condensée, dans un bassin où une pompe la reprend pour la refouler dans la chaudière à vapeur.
- t* Carneau muni d'un registre par lequel les gaz chauds qui ont agi par contact sur le bois, en *c* et *b*, se rendent à la cheminée quand ils sont parvenus à l'extrémité de *b*.
- t*¹ Carneau muni d'un registre par lequel les gaz chauds qui ont agi par contact sur le bois dans l'enceinte *c*, peuvent se rendre directement à la cheminée, quand on ouvre la porte située à l'extrémité de *b* pour y introduire une charge de bois: pendant ce temps, la porte placée à la jonction de *b* et *c* doit être fermée.
- u* Carneau par lequel les gaz chauds qui ont agi par contact sur le bois dans la galerie supérieure, se rendent dans la cheminée après être parvenus à l'extrémité du compartiment *h*.
- u*¹ Carneau par lequel les gaz chauds qui ont agi par contact sur le bois dans toute l'étendue du compartiment *i*, se rendent directement à la cheminée sans traverser le compartiment *h*, quand celui-ci est ouvert pour recevoir une charge de bois.
- v* Cheminée déterminant par aspiration le mouvement de tous les gaz qui traversent les galeries. On peut la remplacer par un ventilateur, et dans ce cas on peut faire absorber par l'appareil presque toute la chaleur sensible des gaz employés comme agents calorifiques.
- x* Maçonnerie remplie d'une garniture de matières peu conductrices de chaleur, disposée de manière à réduire autant que possible la chaleur perdue par transmission au travers des parois de l'appareil.

FIG. 16 et 17. — Wagon pour le transport du bois et du ligneux.

- a* Cadre en bois composant le corps du wagon, et comprenant entre les montants, un espace de 1^m,29. Le bois scié en trois est placé transversalement sur deux longueurs (1^m,54), et débordé les montants de 0^m,37. Le volume de la charge s'y trouve ainsi porté à 2 stères: le bois en bûches entières, ou scié en deux, est placé transversalement avec la largeur totale de la bûche (2^m,30), et débordé les montants de 0^m,75: le volume de la charge s'y trouve ainsi porté à 3 stères.
- b* Roues en fonte et essieux en fer disposés pour une voie large de 0^m,75.
- c* Brides embrassant les coussinets et les fusées des essieux.

Nota. La quantité des matériaux nécessaires pour la construction d'un tel wagon est approximativement:

Fonte	48 kil.
Fer	36
Cuivre	4
Bois	0 ^m ,c, 183

FIG. 18 et 19. — *Atelier de carbonisation.*

- a* Meule de bois à carboniser contenant 150 stères de bois, et produisant (dans le cas des bois durs de l'Occident) environ 20 tonnes de charbon.
- b* Tuyaux en cuivre disposés au nombre de 12 dans chaque meule, conduisant dans les caisses *c* le gaz et les vapeurs qui se produisent dans la carbonisation.
- c* Caisnes fermées en bois, où se condensent la vapeur d'eau l'acide acétique et le goudron, etc., amenés avec les gaz permanents, par les tuyaux de cuivre *b*. Les liquides se rendent de chaque caisse dans un canal inférieur *c'*.
- c'* Canal inférieur recevant les matières condensées en *c* et les amenant à un grand réservoir commun.
- d* Tuyau par lequel les gaz permanents provenant de la carbonisation sortent des caisses *c* pour se rendre dans la cheminée d'appel *e*.
- e* Cheminée par laquelle s'échappent les gaz permanents encore chauds, sortant des caisses *c*. L'expérience prouvera peut-être qu'il y aurait avantage à aspirer plus fortement les gaz sortant des meules; dans ce cas on pourra mettre les caisses *c* en communication avec une grande cheminée d'appel, où on lancera une partie des flammes sortant des foyers métallurgiques.
- f* Orifices munis de registres, par lesquels on admet un peu d'air froid aspiré par le tirage de la cheminée *e*: cet air, en refroidissant les parois extérieures des caisses *c*, contribue à la condensation des vapeurs.
- g* Wagons amenant le bois à carboniser par un chemin de fer établi au-dessus du niveau supérieur des meules. Ce bois arrive du dépôt ou du canal de flottage, soit directement, soit après avoir séjourné dans la galerie supérieure de dessiccation (fig. 2, Pl. X).
- h* Plans mobiles et diversement inclinés, au moyen desquels le bois est amené des wagons *g* aux diverses parties de la meule en dressage.
- i* Dépôt de charbon de bois, formant la réserve de l'usine: pour diminuer le déchet et les frais de manipulation, on place immédiatement le charbon refroidi, dans des paniers servant à la fois au mesurage et au chargement.

PL. IX. — PROJET D'USINE CENTRALE. — CONVERSION DE LA FONTE EN FER MALLÉABLE.

[Consulter, outre la présente explication, le texte (27)].

FIG. 1 à 4. — *Atelier de puddlage au ligneux (production annuelle correspondant à 5.000 tonnes de fer fini).*

5 foyers à puddler au gaz et à tuyère, à deux portes de travail, d'après le système carinthien (Pl. VI).

- a*¹ Foyers à gaz des fours à puddler.
- a*² Trémies à robinet pour le chargement du ligneux dans les foyers *a*¹ (fig. 11 et 12, Pl. VI).
- a*³ Soles pour le puddlage de la fonte.
- a*⁴ Soles pour l'échauffement préalable de la fonte.
- a*⁵ Rampants par lesquels les flammes sortant des fours à puddler se rendent dans les carneaux des chaudières.
- b* Ventilateur fournissant le vent aux foyers et aux tuyères des fours à puddler.
- β Ventilateur fournissant le vent aux foyers et aux tuyères des fours à réchauffer.
- b*¹ Machine à vapeur donnant le mouvement aux ventilateurs *b* et β .
- b*² Deux courroies transmettant aux ventilateurs *b* le mouvement de la machine à vapeur *b*¹.
- b*³ Conduite amenant le vent du ventilateur *b*, aux fours à puddler.
- β ¹ Origine de la conduite amenant le vent du ventilateur β , aux fours à réchauffer (voir fig. 8).
- c* Chemin de fer par lequel arrive le ligneux à consommer dans les fours à puddler. Ce même chemin, prolongé au delà de l'atelier, amène le ligneux aux fours de l'atelier de réchauffage (Pl. VI).
- c*¹ Embranchements du chemin de fer *c*, conduisant les wagons pleins de ligneux près de la chauffe des fours à puddler, et sur lesquels ces wagons stationnent jusqu'à ce qu'ils soient vidés.
- c*² Plaques tournantes établissant la communication du chemin de fer *c* avec les embranchements *c*¹.
- c*³ Plancher des chemins de fer *c* et *c*¹.
- c*⁴ Wagons à ligneux, arrivant tout chargés de la 4^e section de la galerie à ligneux (Pl. VIII, fig. 7 à 15).
- d* 2 marteaux-pilons pour le cinglage des loupes des 5 fours à puddler.
- e* Train de laminoir à 2 cages, pour l'élaboration des loupes cinglées.
- e*¹ Fondation du laminoir *e*.
Machine à vapeur donnant le mouvement au laminoir *e* et à la cisaille *g*.
- f*¹ Volant de la machine à vapeur *f*.
- g* Cisaille débitant les barres de fer puddlé en tronçons, mue par la machine à vapeur *f*.
- g*¹ Excentrique transmettant à la cisaille *g*, le mouvement de la machine à vapeur *f*.
- h* Murs de la halle de l'atelier.
- i* Colonnes supportant les fermes et le toit de la halle.
- k* Fermes et toit de la halle.
Deux rangées parallèles de chaudières à vapeur chauffées par les flammes sortant des fours à puddler *a*. Les carneaux de ces chaudières peuvent être considérés comme des rampants conduisant par la voie la plus courte, dans la galerie à ligneux (Pl. VIII et X), les flammes sortant des fours de l'atelier.

- l*¹ Registres au moyen desquels on admet les flammes sortant de chaque four à puddler, dans l'une ou l'autre rangée de chaudières.
- l*² Registres au moyen desquels on peut à volonté, soit admettre dans les carneaux d'une chaudière la flamme qui parcourt la rangée correspondante, soit interrompre toute admission de flamme dans cette chaudière. Les registres *l*¹ et *l*² permettent donc de réparer au besoin chaque chaudière et chaque four sans interrompre la marche de l'atelier.
- m* Galerie à ligneux recevant les gaz brûlés sortant des carneaux des deux lignes de chaudières *l*.
- m*¹ Voûte établie sous la galerie à ligneux *m* pour faciliter la circulation des ouvriers, et diminuer la masse de maçonnerie.
- n* Chaudières à vapeur chauffées par les gaz de l'atelier des hauts-fourneaux disposé symétriquement avec l'atelier de puddlage, par rapport à la galerie à ligneux (Pl. X). Ces chaudières, en triple rangée, offrent la surface de chauffe nécessaire pour alimenter de vapeur les machines soufflantes.
- FIG. 5 à 7. — *Atelier d'affinage au charbon de bois.*
(Production annuelle correspondant à 5.000 tonnes de fer fini.)
- a* 16 bas-foyers à tuyères (méthode comtoise), pour l'affinage de la fonte en longues gueuses : les lopins sont réchauffés dans les mêmes foyers et étirés au marteau en barres marchandes.
- a*¹ Longues gueuses de fonte, à affiner par portions.
- a*² Rampants par lesquels les flammes sortant des bas-foyers se rendent dans les carneaux des chaudières à vapeur.
- b* 8 bas-foyers (méthode mixte) pour l'affinage de la fonte en fragments préalablement chauffés. Les lopins cinglés au marteau-pilon sont expédiés à l'atelier de réchauffage (fig. 8 à 11), pour y être réchauffés au four à réverbère et au ligneux, et pour être étirés au laminoir.
- b*¹ Soles où les fragments à affiner subissent une chaude préparatoire avec les flammes sortant des foyers *b*.
- b*² Rampants par lesquels les flammes perdues sortant des bas-foyers *b*, se rendent dans les carneaux des chaudières à vapeur.
- c* Machine soufflante fournissant le vent à tous les feux de l'atelier.
- c*¹ Conduite de vent desservant tous les feux.
- c*² Embranchements établis sur la conduite *c*¹, et conduisant le vent à chaque feu.
- d* Marteaux à soulèvement, à rabat en bois, mus par les machines à vapeur *d*¹ et desservant les feux comtois *a*. On pourra les remplacer par des marteaux à courroie semblables aux marteaux *e*; on pourra aussi en seconder l'action, pour le cinglage des loupes, par des marteaux-pilons semblables aux marteaux *f*.

- d*¹ Cylindres à vapeur donnant le mouvement aux marteaux à soulèvement *d*.
- d*² Volants des machines à vapeur *d*¹.
- d*³ Comes mises en mouvement par les machines à vapeur *d*¹, donnant le mouvement aux marteaux *d*.
- e* Marteaux à ressort et à courroie, mus par les machines à vapeur *e*¹, desservant les feux comtois exclusivement ou concurremment avec les marteaux *d*.
- e*¹ Cylindres à vapeur donnant le mouvement aux marteaux à courroie *e*.
- e*² Courroies transmettant le mouvement aux marteaux *e*.
- f* Marteaux-pilons desservant les feux mixtes *b* et secondant, au besoin, (pour le cinglage des loupes) les marteaux *d* et *e*.
- g* Piliers séparant les foyers *a* et *b*, et formant les pieds droits des voûtes sur lesquelles reposent les chaudières et les galeries à ligneux.
- h* Murs de la halle de l'atelier.
- i* Colonnes supportant les fermes du toit de la halle de l'atelier.
- k* Fermes et toit de l'atelier.
- l* Deux rangées parallèles de chaudières à vapeur chauffées par les flammes sortant des feux d'affinerie *a* et *b*.
- l*¹ Registres au moyen desquels on admet les flammes sortant des feux d'affinerie *a* et *b*, sous l'une ou l'autre rangée de chaudières *l*.
- l*² Registres semblables aux registres *l*² des fig. 1 à 4.
- l*³ Conduit amenant les gaz de 12 bas-foyers à la cheminée (voir *s*¹, fig. 1, Pl. X) après qu'ils ont passé dans les chaudières à vapeur *l*.
- μ* Galerie à ligneux coupée, suivant son axe, par un plan longitudinal *μ*¹*μ*¹ : l'atelier de réchauffage au ligneux (fig. 8 à 11) est disposé symétriquement, par rapport à l'atelier d'affinage de l'autre côté de ce plan de coupe (Pl. X).
- m* Voûte établie sous la galerie à ligneux *μ*, pour faciliter la circulation des ouvriers et le transport des matières dans les ateliers, et pour diminuer la masse de la maçonnerie.

FIG. 8 à 11. — *Atelier de réchauffage au ligneux.*

(Production annuelle de 7.500 tonnes de fers assortis et de largets à tole.)

- a* Cinq fours à réchauffer au ligneux, à gaz et à tuyères, pour gros fers, d'après le système de Carinthie (Pl. VII).
- a*¹ Foyers à gaz des fours à réchauffer.
- a*² Trémies à robinet pour le chargement du ligneux dans les foyers à gaz *a*¹
- a*³ Soles pour le réchauffage du fer puddlé.
- a*⁴ Rampants par lesquels les flammes sortant des fours à réchauffer se rendent dans les carneaux des chaudières à vapeur.
- b* Deux fours à réchauffer pour petits fers, disposés (sauf pour les dimensions qui sont moindres) comme les fours *a*.

- β* Conduite amenant du ventilateur *β* (fig. 1) le vent aux foyers et aux tuyères des fours à réchauffer *a* et *b*.
- c* Chemin de fer par lequel arrive le ligneux à consommer dans les fours à réchauffer *a* et *b*, et dans les fours à tôle *i*, désignés ci-après. Il est le prolongement du chemin désigné par la même lettre dans la fig. 1. Les wagons vides de l'atelier de puddlage traversent l'atelier de réchauffage pour retourner aux dépôts de bois (Pl. VI).
- c*¹ Embranchements du chemin de fer *c* conduisant les wagons pleins de ligneux près de la chauffe des fours *a*, *b* et *i*. Ces wagons y stationnent jusqu'à ce qu'ils soient vidés.
- c*² Plaques tournantes établissant la communication du chemin de fer *c* avec les embranchements *c*¹.
- c*³ Plancher du chemin de fer *c* et *c*¹.
- c*⁴ Wagons à ligneux arrivant tout chargés de la 4^e section de la galerie à ligneux (Pl. VIII, fig. 7 à 15).
- c*⁵ Voie de départ pour les wagons vides sortant des ateliers de puddlage et de réchauffage.
- d* Marteau-pilon à vapeur, pour le cinglage des gros paquets et des bidons à tôle.
- e* Train de laminoir à 3 cages, pour la fabrication des gros fers.
- e*¹ Fondation du laminoir *e*.
- f* Train de laminoir à 5 cages, pour la fabrication des petits fers.
- g* Machine à vapeur avec son volant, donnant le mouvement aux deux trains de laminoir *e*, *f* et à la cisaille *h*.
- h* Cisaille pour la fabrication des gros et des petits fers.
- i* Trois fours à tôle, à gaz et au ligneux et à tuyère, où l'on élabore une partie des 10.000 tonnes de fer produites dans l'usine même. Ils pourront être remplacés en partie par des fours chauffés au moyen des flammes sortant des fours *a* et *b*.
- i*¹ Trémies à robinet pour le chargement du ligneux dans les foyers des fours à tôle *i*.
- k* Train de laminoir à 2 cages, pour la fabrication de la tôle.
- l* Machine à vapeur avec son volant, donnant le mouvement au train de laminoir *k* et à la cisaille *m*.
- m* Cisaille pour la fabrication de la tôle.
- n* Murs de la halle de l'atelier.
- o* Colonnes supportant les fermes et le toit de la halle.
- p* Deux rangées parallèles de chaudières à vapeur chauffées par les flammes sortant des fours à réchauffer *a* et *b*.
- q*¹ Registres au moyen desquels on admet les flammes sortant de chaque four à réchauffer, sous l'une ou l'autre des rangées de chaudières *q*.
- q*² Registres au moyen desquels on peut à volonté, soit admettre dans les carneaux d'une chaudière les flammes parcourant la rangée correspondante, soit interrompre toute admission de flamme dans cette chaudière.

- μ* Galerie à ligneux coupée, suivant son axe, par un plan longitudinal *μ*¹*μ*¹ : l'atelier d'affinage au charbon de bois (fig. 5 à 7) est disposé symétriquement, par rapport à l'atelier de réchauffage, de l'autre côté de ce plan de coupe (Pl. X).
- γ* Voûte établie sous la galerie à ligneux *μ*, pour faciliter la circulation des ouvriers et le transport des matières dans les ateliers, et pour diminuer la masse de la maçonnerie.

PL. X. — PROJET D'USINE CENTRALE. — ENSEMBLE D'UNE USINE PRODUISANT ANNUELLEMENT 13.500 TONNES DE FONTE ET 10.000 TONNES DE FER.

[Consulter, outre la présente explication, le texte (27).]

- a* Canal d'arrivée du bois flotté : on y reprend le bois dans deux conditions différentes. Le bois qui doit être empilé jusqu'à l'époque où on en fera usage, est admis dans l'un des canaux *e*, où on le reprend au moyen de l'atelier mobile *f*. Le bois qui doit être directement envoyé à la galerie à ligneux ou à l'atelier de carbonisation est admis dans le bassin *a*¹, où il est repris au moyen de l'atelier fixe *b*.
- a*¹ Bassin où l'on admet le bois flotté à reprendre par l'atelier fixe *b*.
- b* Atelier fixe analogue à l'atelier mobile *f* (décrit Pl. IV, fig. 1 à 6), au moyen duquel le bois repris dans le canal *a*¹, où il flotte, est scié et élevé aux niveaux des wagons circulant sur les chemins de fer *c* et *d*.
- b*¹ Plans inclinés amenant le bois scié, aux niveaux des wagons des chemins de fer *c* et *d*.
- b*² Machine à vapeur donnant le mouvement aux appareils élévateurs et aux scies de l'atelier *b*.
- b*³ Chaudières à vapeur de la machine *b*².
- b*⁴ Cheminée des chaudières *b*³.
- c* Chemins de fers supérieurs conduisant à la galerie supérieure *i* (Voir Pl. VIII, fig. 7 à 15) le bois à carboniser qu'on veut préalablement dessécher.
- c* Chemins de fer supérieurs conduisant directement dans l'atelier de carbonisation, le bois qu'on ne veut pas dessécher préalablement.
- d* Chemins de fers inférieurs conduisant à la galerie inférieure (galerie à ligneux proprement dite) (Voir Pl. VIII, fig. 7 à 15) le bois à convertir en ligneux pour la consommation des ateliers de puddlage et de réchauffage.
- d*¹ Chemins de fers inférieurs ramenant à l'atelier *b* ou aux dépôts de bois les wagons qui ont amené le ligneux aux ateliers de puddlage et de réchauffage : un système analogue établi au niveau du chemin *c* ramène les wagons qui ont amené le bois à l'atelier de carbonisation.

- e* Canaux dans lesquels on admet le bois arrivant par flottage, qui doit être empilé dans le dépôt. On ouvre, à cet effet, les vannes *e¹* et *e²* du canal, sur le bord duquel on veut empiler le bois, et on charge quelques ouvriers armés de crochets de hâter la circulation du bois.
- e¹* Vanne par laquelle l'eau et le bois entrent dans les canaux *e*.
- e²* Vanne donnant issue au courant d'eau admis dans l'un des canaux *e*.
- e³* Canal de fuite de l'eau sortant de la vanne *e²*, qui a amené le bois flottant dans l'un des canaux *e*.
- f* Atelier mobile (décrit en détail Pl. VIII, fig. 1 à 6), au moyen duquel le bois repris dans le canal *e*, où il flotte, est scié et élevé aux niveaux divers où il doit être empilé.
- g* Piles de bois formant 4 assises correspondant aux 4 échantillons nécessaires au service de l'usine, savoir : 1^o billons fins de 0^m,77 pour les fours à réchauffer; 2^o billons moyens de 0^m,77 pour les fours à puddler; 3^o billons de toutes grosseurs, de 1^m,15, à carboniser; 4^o bûches entières de 2^m,30, de toutes grosseurs, à carboniser.
- g¹* Emplacements vides destinés à recevoir des piles de bois.
- h* Deux chemins de fer supérieurs et inférieurs, à charpente mobile, au moyen duquel on reprend au dépôt, le bois à carboniser ou à convertir en ligneux.
- h¹* Deux plates-formes suspendues par des chaînes à des poulies qui se meuvent sur 2 chemins de fer *h²*; elles correspondent aux 2 chemins de fer *h*, qu'elles mettent en communication avec les 2 chemins de fer *c* et *d*. Chaque plate-forme peut recevoir 3 wagons placés sur 3 fragments parallèles de chemin de fer disposés dans le prolongement des voies *h*, perpendiculairement à la direction des chemins *h²*. Pour charger une plate-forme, on met successivement les 3 fragments de voie en rapport avec le chemin *h* correspondant : puis on transporte les 3 wagons disposés l'un à côté de l'autre jusqu'aux chemins de fer *c* et *d*, sur lesquels on les fait passer, par une manœuvre inverse à celle qu'on vient de décrire. On peut ramener par les mêmes voies les wagons vides : on peut aussi, pour le service du niveau supérieur, recourir à des chemins de fer *h³* établis à partir de l'atelier de carbonisation.
- h²* Deux chemins de fer sur lesquels se meuvent les poulies auxquelles sont suspendues les plates-formes *h¹*.
- h³* Chemins de fer établis au niveau supérieur des chemins *h* servant à ramener les wagons vides de l'atelier de carbonisation au dépôt de bois : on y engage facilement et sans recourir à des plaques tournantes les wagons vidés sur le chemin de fer *o²* qui dessert tout l'atelier de carbonisation.
- i* Galerie supérieure chauffée avec les gaz brûlés sortant des four-

- neaux et des carneaux des chaudières de l'usine, servant à la dessiccation d'une partie des bois à carboniser (Voir Pl. IV, fig. 7 à 15).
- i¹* 1^{re} section de la galerie supérieure.
- i²* 2^e section *id.*
- i³* 3^e section *id.*
- k* Galerie inférieure chauffée avec les gaz brûlés sortant des fourneaux et des carneaux des chaudières de l'usine, servant à la préparation du ligneux (Voir Pl. VIII, fig. 7 à 15).
- k¹* 1^{re} section de la galerie à ligneux.
- k²* 2^e section *id.*
- k³* 3^e section *id.*
- k⁴* 4^e section *id.*
- l* Grande cheminée aspirant les flammes et les gaz brûlés sortant des fourneaux, des carneaux des chaudières et des deux galeries *i* et *k*. Si l'on avait emploi de la chaleur contenue dans ces gaz, on déterminerait tous ces mouvements de flamme et de gaz au moyen de ventilateurs.
- m* Chemins de fer conduisant les wagons chargés de bois desséché, de la galerie *i* dans les ateliers de carbonisation.
- n* Chemins de fer conduisant les wagons chargés de ligneux, de la galerie *k* aux ateliers de puddlage et de réchauffage.
- o* Atelier de carbonisation.
- o¹* Meules de bois à carboniser en voie d'élaboration.
- o²* Chemin de fer supérieur, au niveau des chemins *m* et *h³*, amenant le bois à carboniser au lieu où il doit être mis en meules; desservant tout l'atelier de carbonisation.
- o³* Chemin de fer inférieur au moyen duquel on reprend le charbon de bois fabriqué et chargé dans des paniers, pour le conduire à l'atelier des hauts fourneaux et à l'atelier d'affinage.
- o⁴* Réservoirs à goudron.
- p* Chemins de fer communiquant avec *o³*, amenant le charbon aux ateliers des hauts fourneaux et des feux d'affinerie, et ramenant les wagons et les paniers vides dans l'atelier de carbonisation.
- q* Atelier des hauts-fourneaux, comprenant 3 fourneaux, dont 2 au moins sont continuellement en feu; produisant annuellement 13.500 tonnes de fonte.
- q¹* Machines soufflantes des hauts-fourneaux, avec leurs machines à vapeur.
- q²* Chaudières fournissant la vapeur aux machines *q¹*, chauffées avec les gaz des hauts-fourneaux.
- q³* Monte-charges hydrauliques.
- q⁴* Emplacement où l'on pourrait au besoin disposer les appareils à air chaud, pour le service des hauts-fourneaux.

- r Atelier de puddlage au ligneux, à 5 fours doubles, disposé pour une production annuelle correspondant à 5.000 tonnes de fer fini (Voir Pl. IX, fig. 1 à 4).
- s Atelier d'affinage au charbon de bois à 24 feux, disposé pour une production annuelle correspondant à 5.000 tonnes de fer fini (Voir Pl. IX, fig. 7 à 5 à).
- s¹ Cheminée aspirant les gaz sortant d'une partie des feux d'affinerie qui, après leur passage sous les chaudières, ne peuvent être admis dans les galeries à ligneux.
- t Atelier de réchauffage au ligneux à 7 fours, disposé pour une production annuelle de 7.500 tonnes de fer fini ou de largets à tôle (Voir Pl. IX, fig. 8 à 11).

RÉSUMÉ.

- Pl. V. Appareils concernant la préparation du ligneux. 840
- Pl. VI. Four à puddler carinthien (au ligneux, à gaz et à tuyère). 843
- Pl. VII. Four à réchauffer carinthien (au ligneux, à gaz et à tuyère). 845
- Pl. VIII. Projet d'usine centrale. — Préparation du ligneux et du charbon. 846
- Pl. IX. Projet d'usine centrale. — Conversion de la fonte en fer malléable. 854

Fig. 1 à 4. Atelier de puddlage au ligneux (production annuelle correspondant à 5.000 tonnes de fer fini).

Fig. 5 à 7. Atelier d'affinage au charbon de bois (production annuelle correspondant à 5.000 tonnes de fer fini).

Fig. 8 à 11. Atelier de réchauffage au ligneux (production annuelle de 7.500 tonnes de fers assortis et de largets à tôle).

- Pl. X. Projet d'usine centrale. — Ensemble d'une usine produisant annuellement 13.500 tonnes de fonte et 10.000 tonnes de fer. 859

ERRATA DU TOME III.

Page 175, Note III:

La fig. 11, mentionnée dans cette Note, a été omise à la gravure; le lecteur suppléera d'ailleurs facilement à l'absence de cette figure très-simple.

Page 413, ligne 2^e, à partir du bas de la page, au lieu de : la Pl. II, lisez : la fig. 11 de la Pl. II. Cette figure devrait porter le n^o 12, si l'omission précitée n'avait pas eu lieu.

Page 445, ligne 6^e, à partir du haut, au lieu de : précaution, lisez : précision.

Page 455, 2^e ligne à partir du bas, au lieu de : et porte à faux, lisez : en porte-à-faux.

Fig. 4.

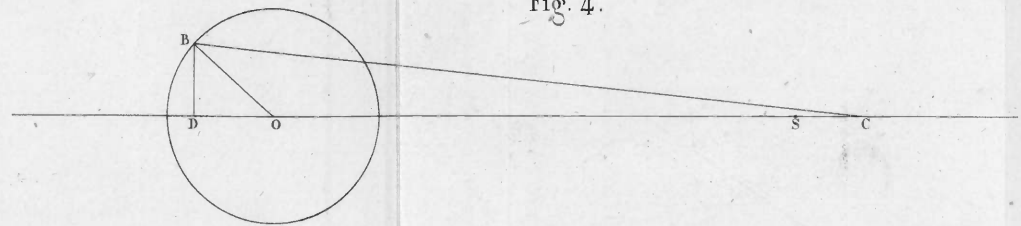


Fig. 1.

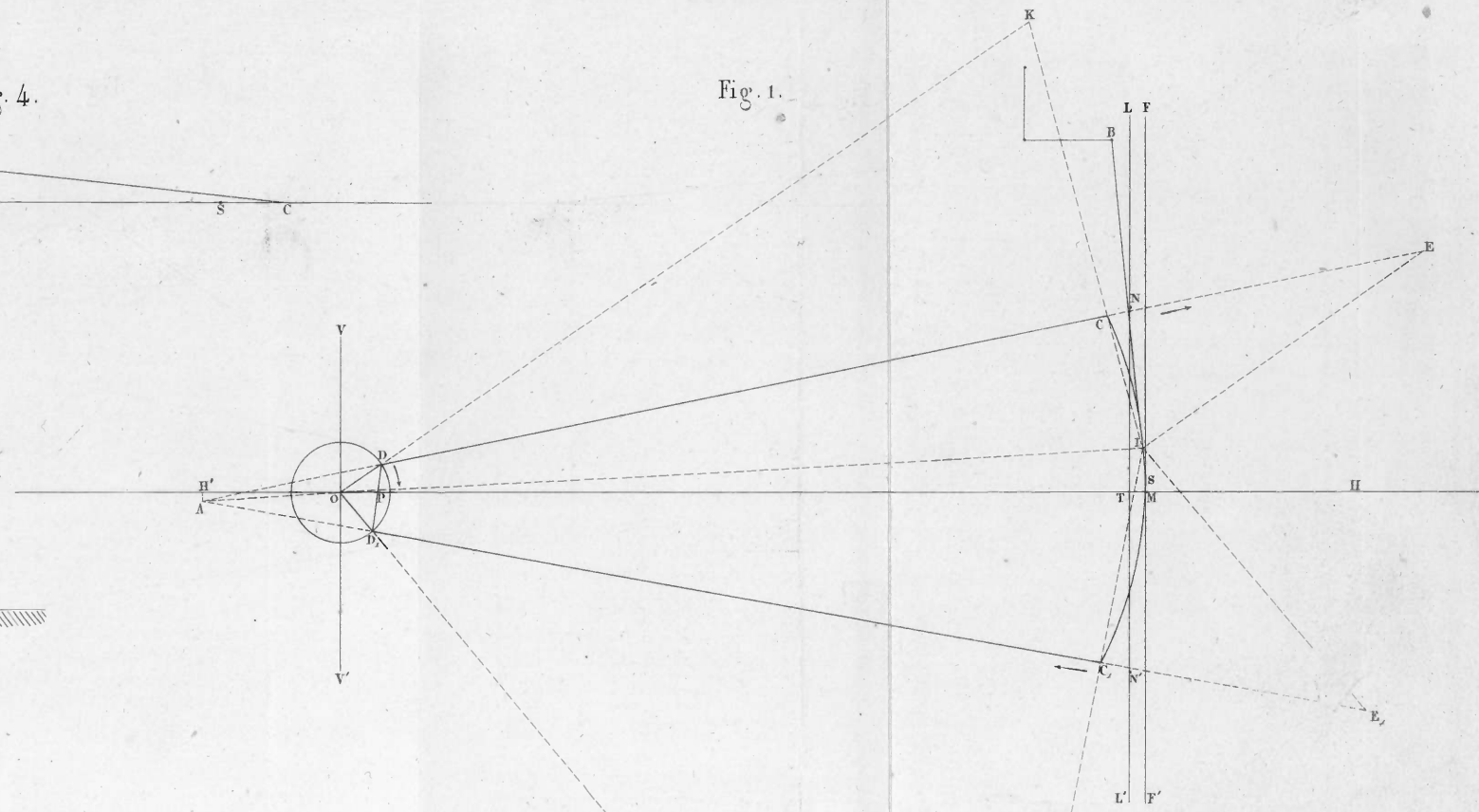


Fig. 5.

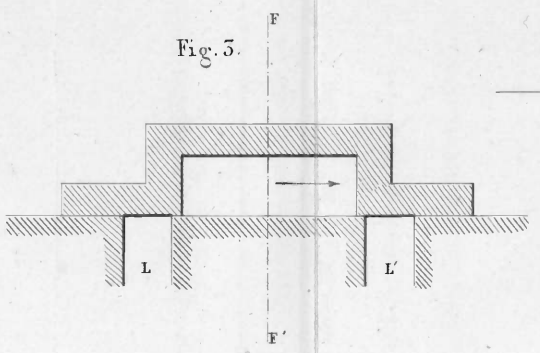


Fig. 2.

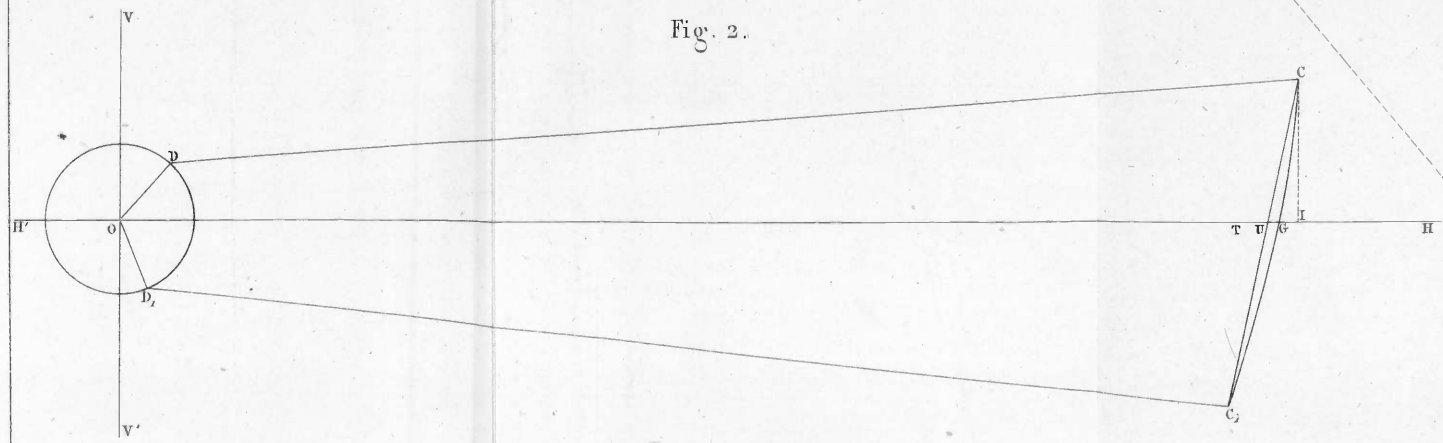


Fig. 6.

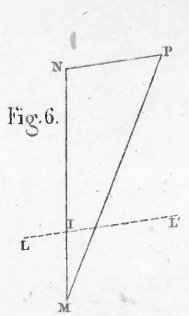
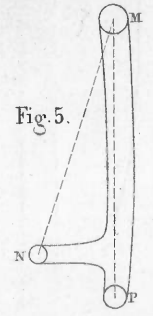


Fig. 5.



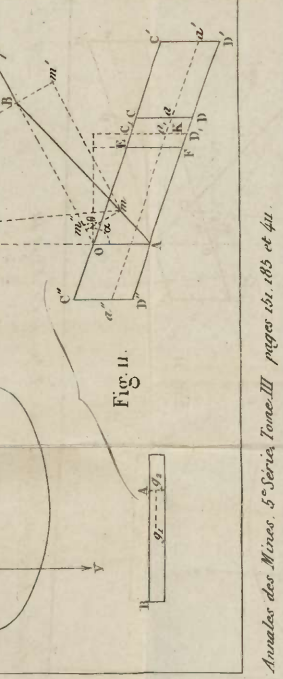
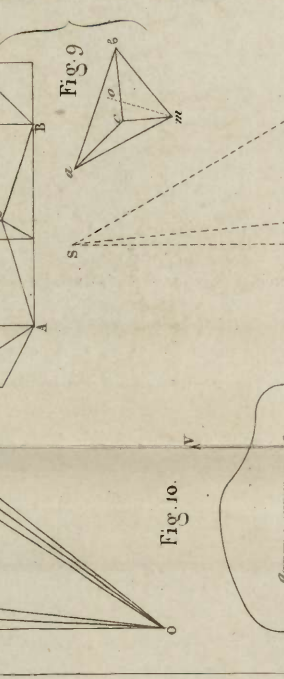
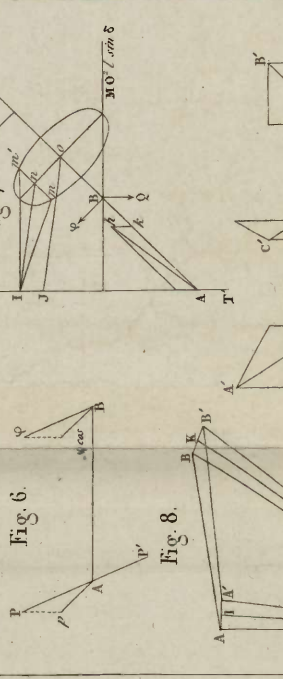
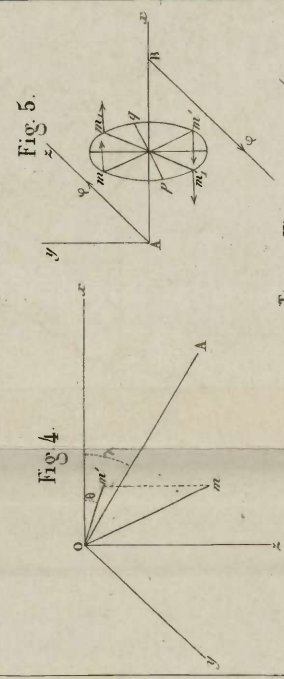
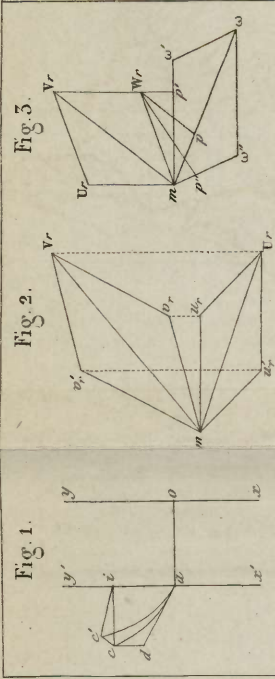
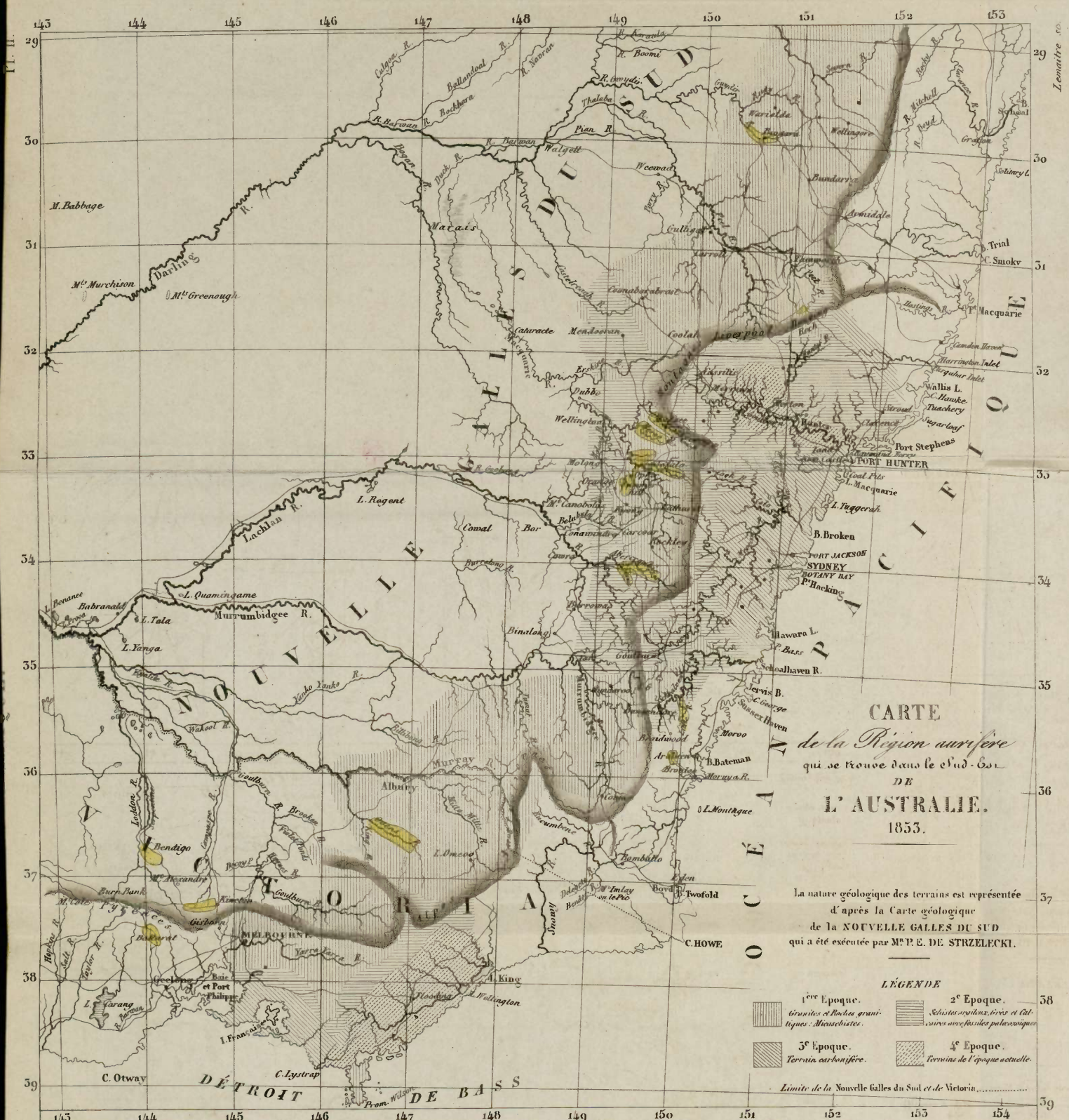


Fig. 1. — Granite porphyrique et amphibolique de Rupt.

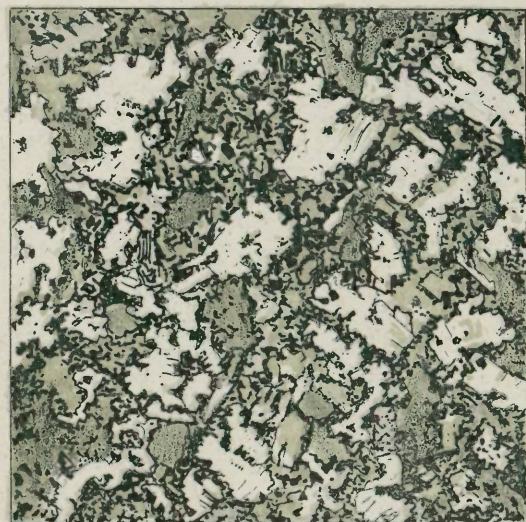


Fig. 3. — Granite porphyrique à grain moyen, des Vosges.

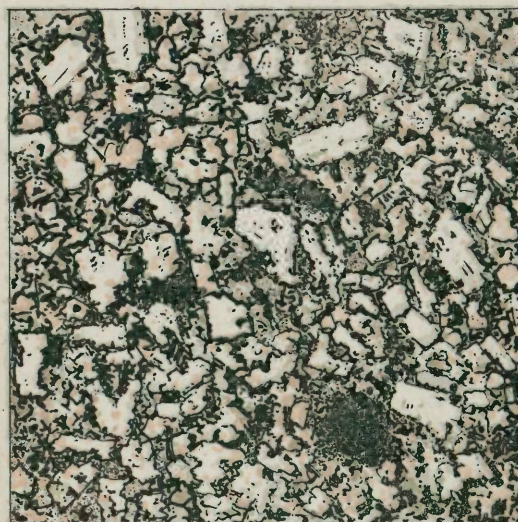


Fig. 5. — Contact du Leptynite et du Granite porphyrique à Méhachamp.

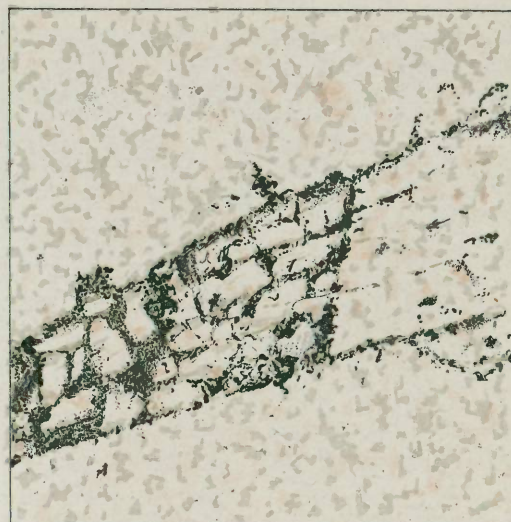


Fig. 7. — Roche porphyrique de Thann.

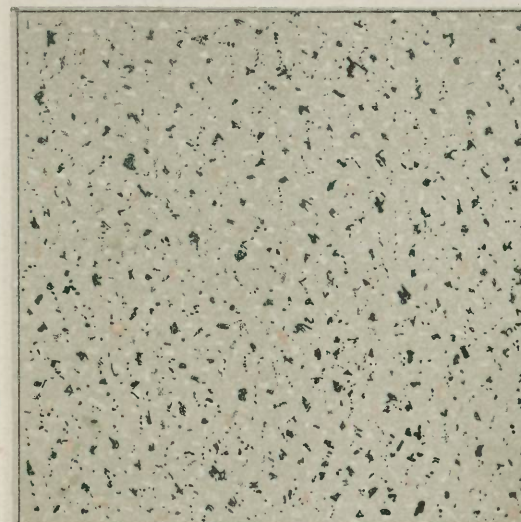


Fig. 9. — Roche porphyrique et bréchiforme de Thann.



Fig. 2. — Granite porphyrique à gros grain des Vosges.

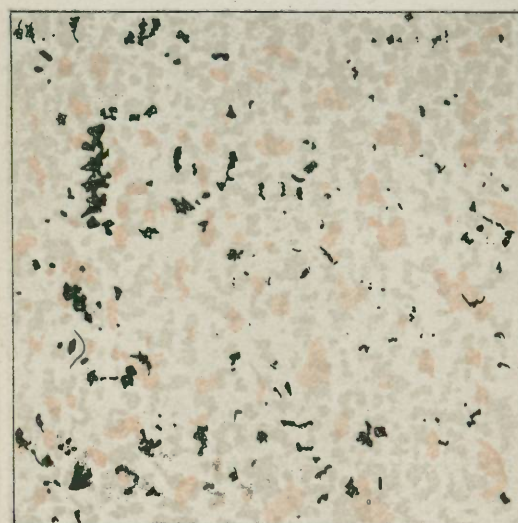


Fig. 4. — Granite de la Bresse.

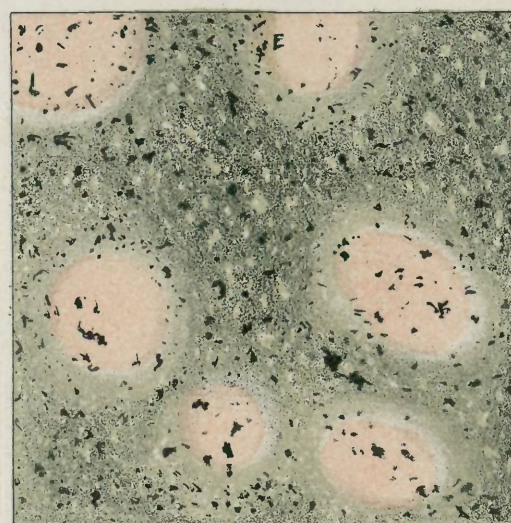


Fig. 6. — Roche porphyrique et orbiculaire de Thann.

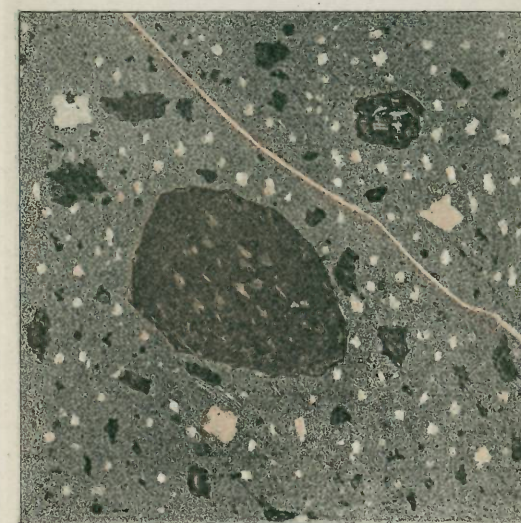


Fig. 8. — Roche porphyrique et bréchiforme de Thann.

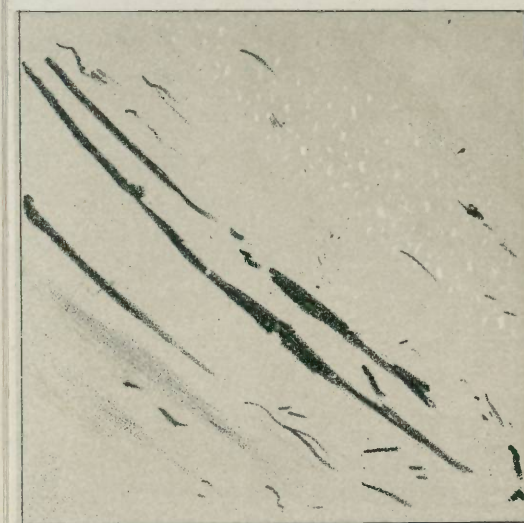
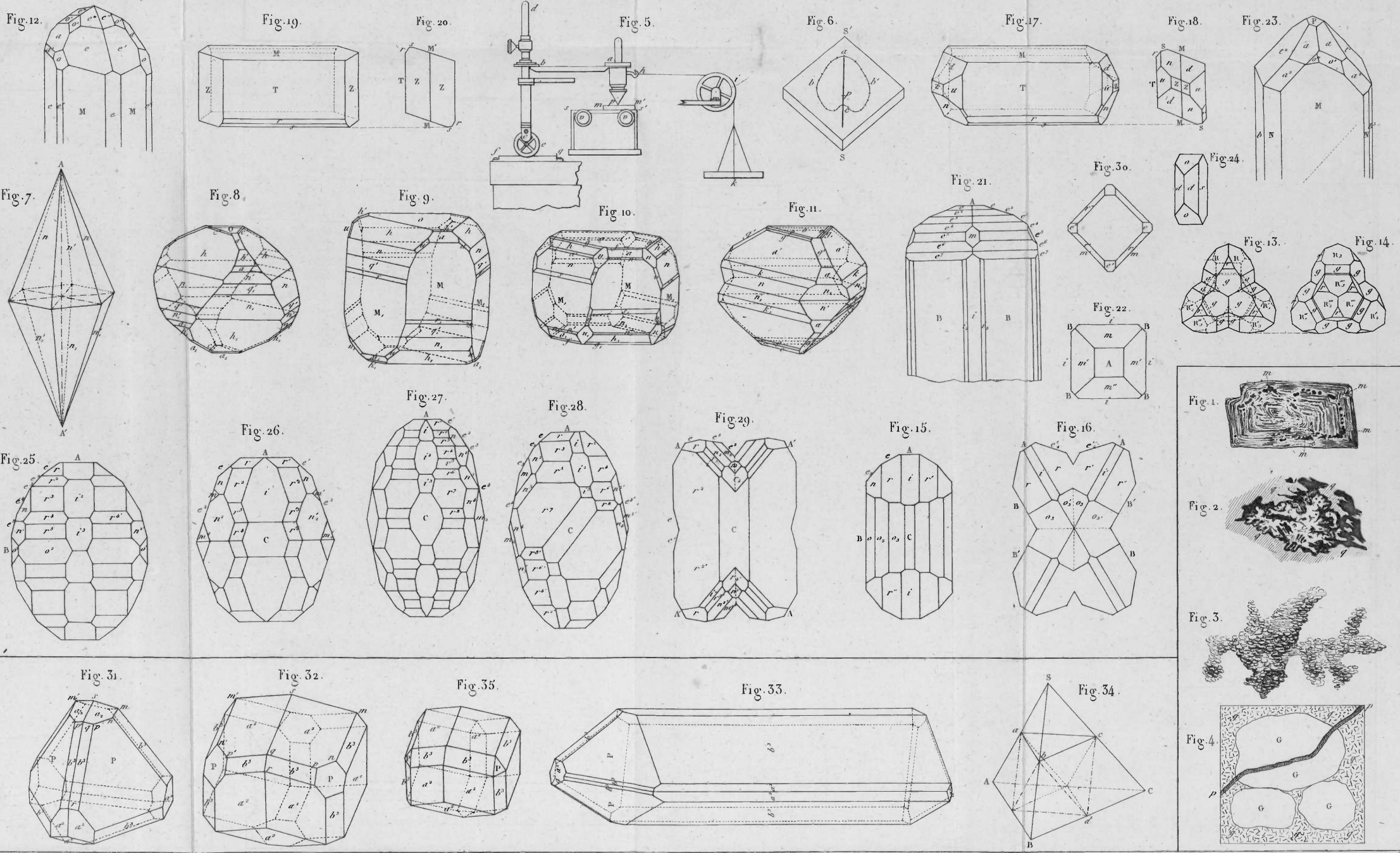


Fig. 10. — Roche porphyrique avec zones petrosiliceuses et anthracite de Bitschwiller.



Four à Ligneeux de Lippitabach en Carinthie. (Fig. 1 à 3)

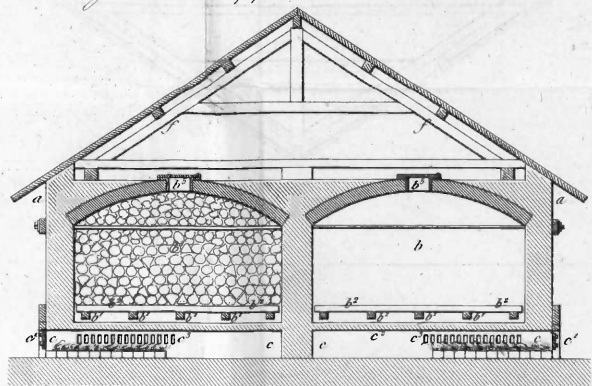


Fig. 3. Projection verticale sur le Plan GH de la Fig. 1.

Four à Ligneeux de Neuberg en Styrie. (Fig. 4 à 7)

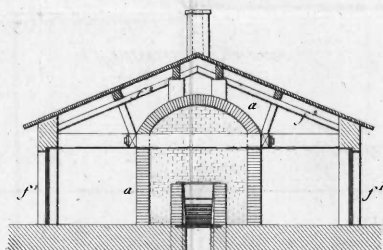


Fig. 6. Projection verticale par le Plan EF de la Fig. 4.

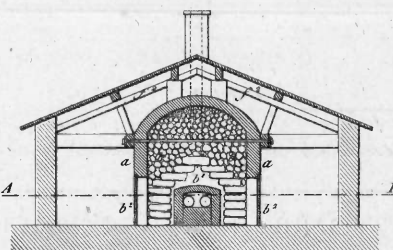


Fig. 7. Projection verticale par les Plans GHKLM de la Fig. 4.

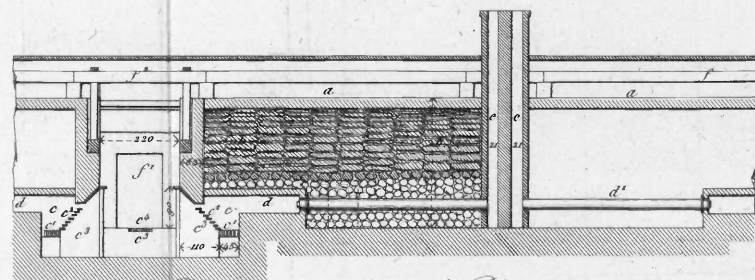


Fig. 5. Projection verticale par le Plan CD de la Fig. 4.

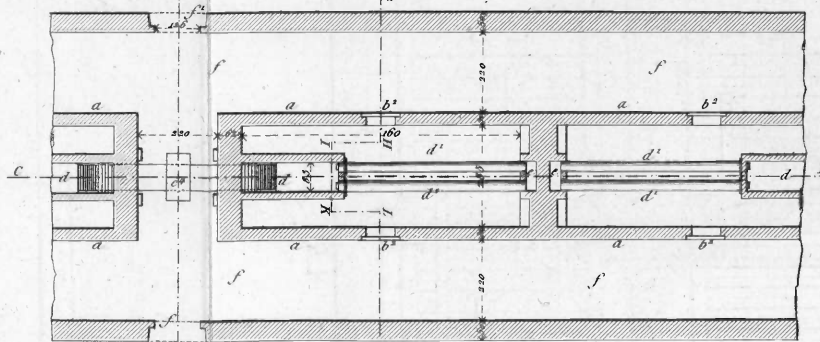


Fig. 4. Projection horizontale par le Plan AB de la Fig. 7.

Echelle des Fig. 1 à 7 de 0,005 pour mètr.

Echelle des Fig. 8 à 11 de 0,0075 p. mètr.

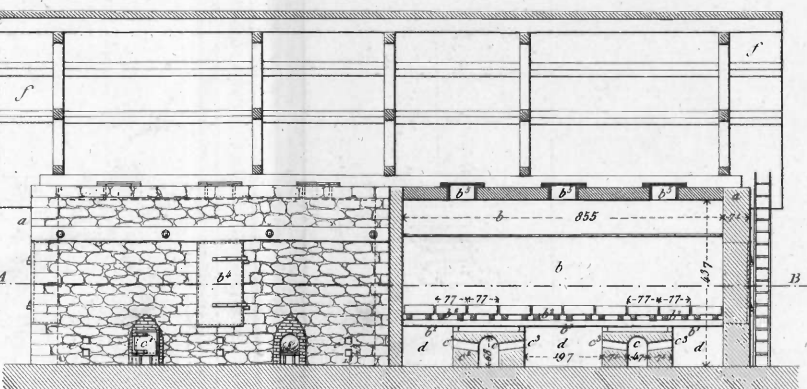


Fig. 2. Projection verticale sur les Plans CDEF de la Fig. 1.

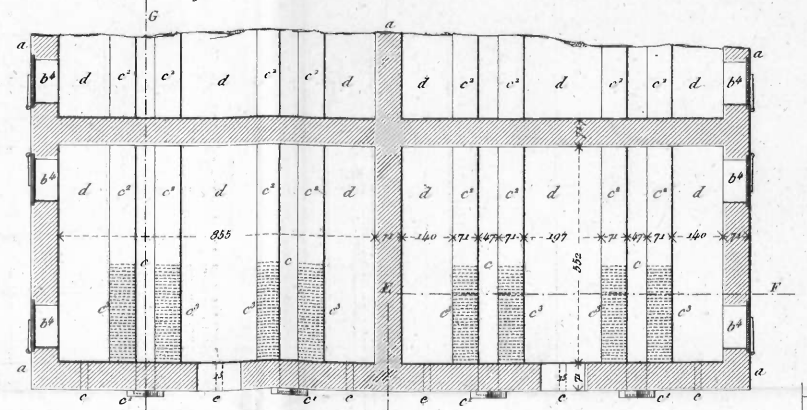


Fig. 1. Projection horizontale sur le Plan AB de la Fig. 3.

Appareil concernant la préparation du Ligneeux.

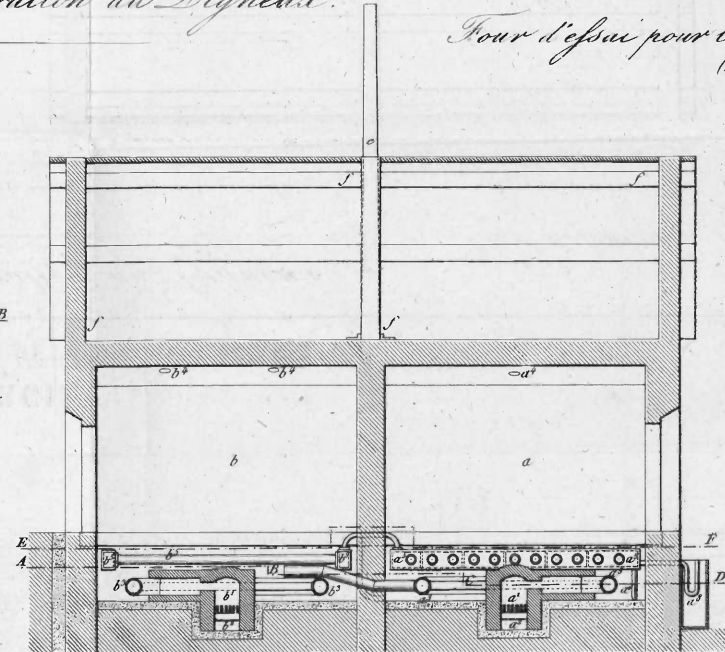


Fig. 10. Projection verticale par les Plans GHKLM de la Fig. 8.

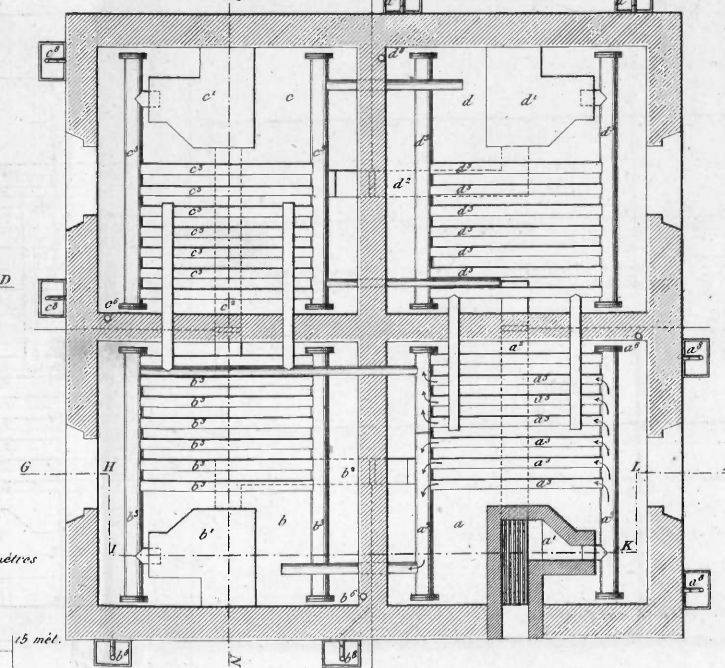


Fig. 8. Projection horizontale par les Plans ABCD de la Fig. 10.

Four d'essai pour la préparation du Ligneeux (Fig. 8 à 11)

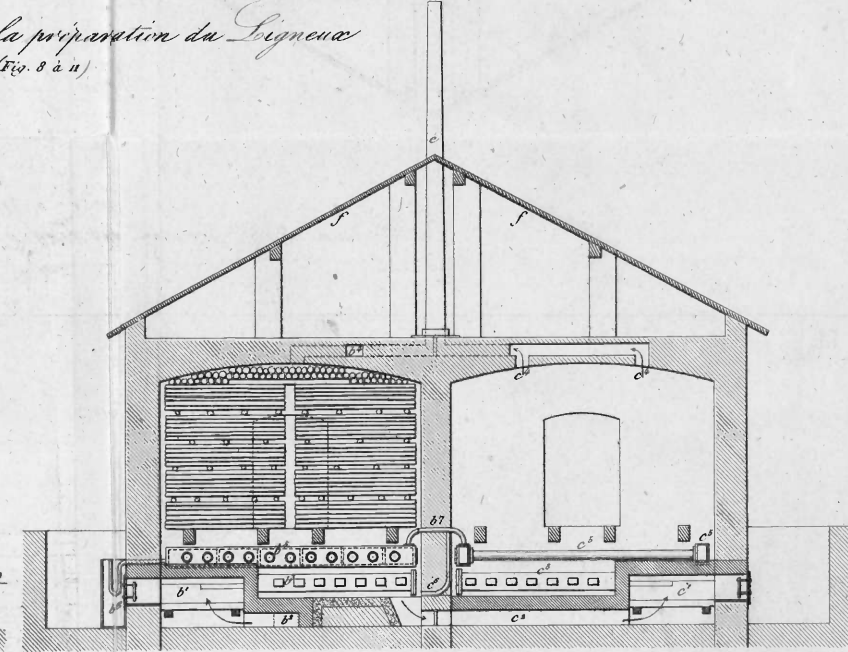


Fig. 11. Projection verticale par le Plan NO de la Fig. 8.

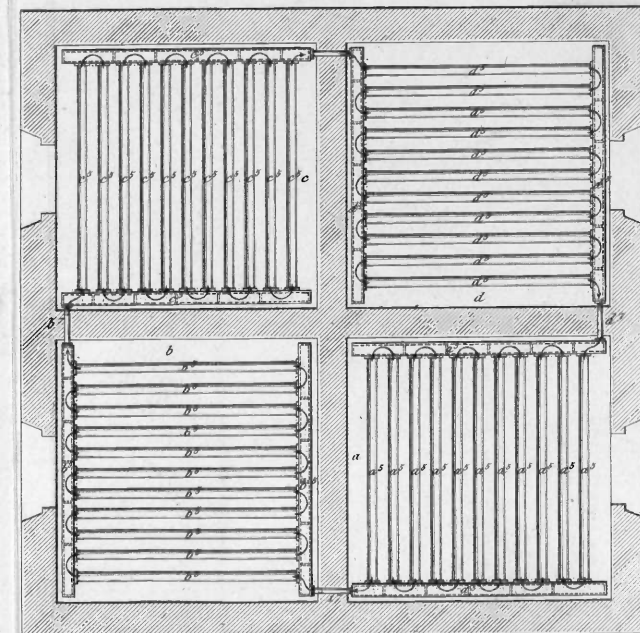


Fig. 9. Projection horizontale par le Plan EF de la Fig. 10.

Four à Puddler Carinthien (au ligneau, à gaz et à tuyères)

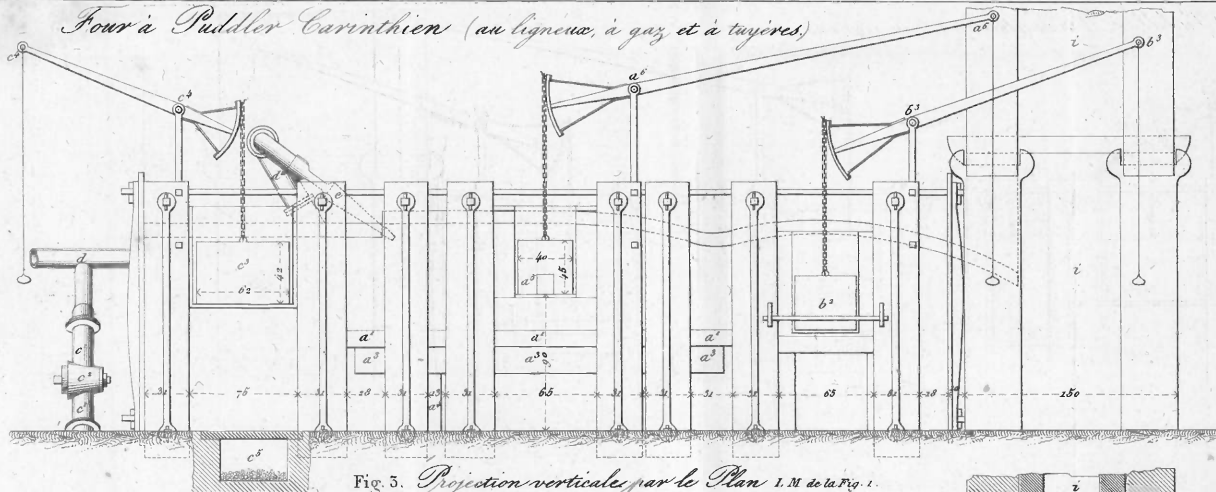


Fig. 3. Projection verticale par le Plan I.M de la Fig. 1.

Four à Puddler (Fig. 1 à 10)

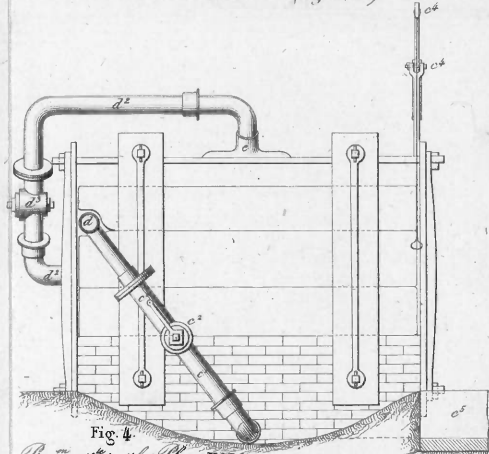


Fig. 4. Projection verticale par les Plans NOPQ de la Fig. 1.

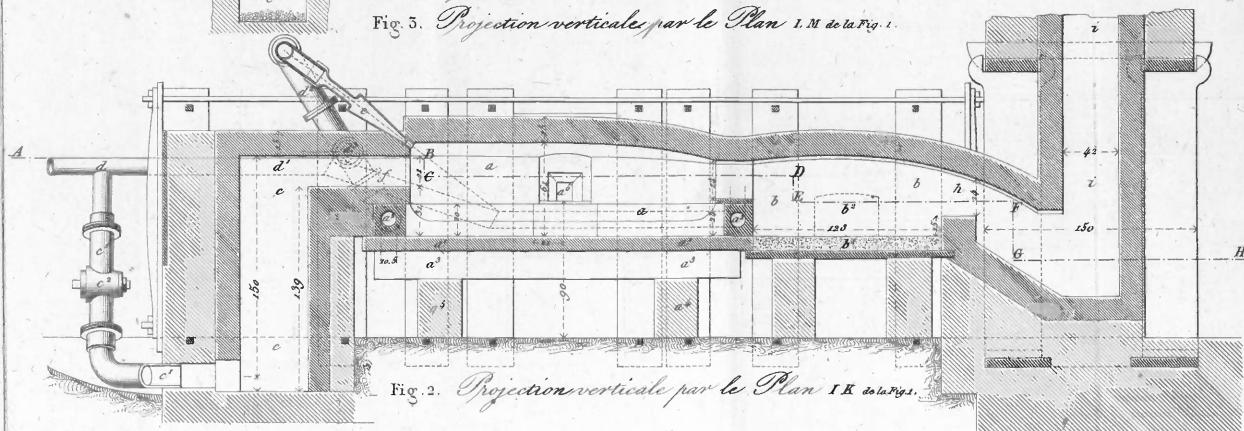


Fig. 2. Projection verticale par le Plan I.K de la Fig. 1.

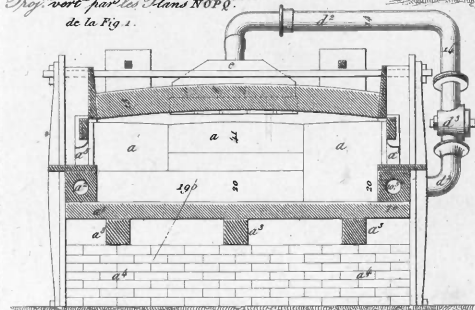


Fig. 5. Projection verticale par le Plan RS de la Fig. 1.

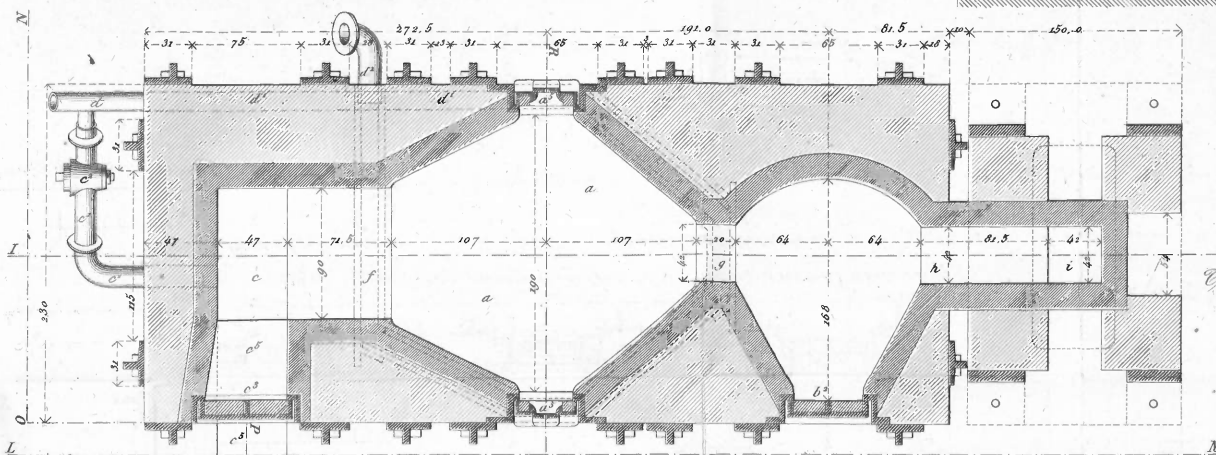


Fig. 1. Projection horizontale par les Plans A B C D E F G H de la Fig. 2.

Echelle des Fig. 1 à 5 de n° 03 pour mètr.

Echelle des Fig. 6 à 10 de n° 03 pour mètr.

Echelle des Fig. 11 et 12 de n° 04 pour mètr.

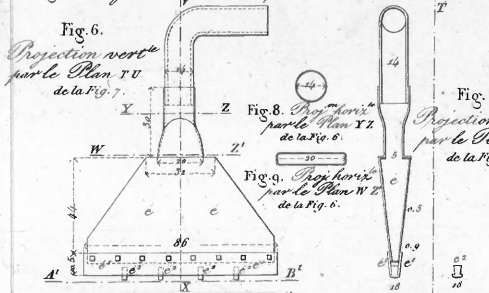


Fig. 6. Projection verticale par le Plan TV de la Fig. 1.

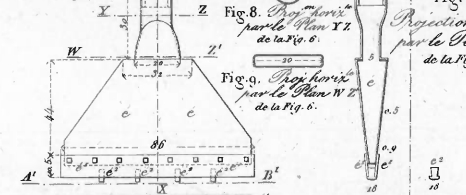


Fig. 7. Projection verticale par le Plan YX de la Fig. 6.

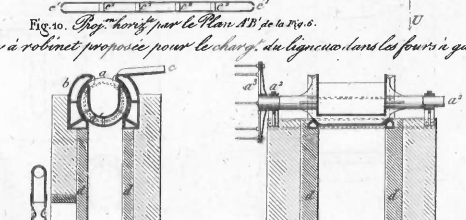


Fig. 8. Projection horizontale par le Plan YZ de la Fig. 6.

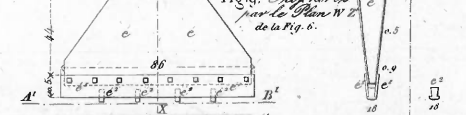


Fig. 9. Projection horizontale par le Plan WZ de la Fig. 6.

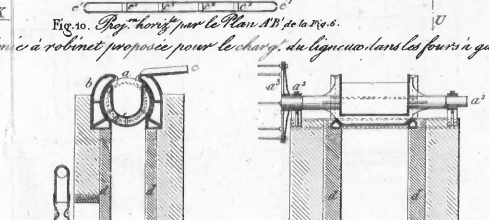


Fig. 10. Projection horizontale par le Plan AB de la Fig. 1.

Cremière à robinet propre pour le charg. du ligneau dans les fours à gaz, etc.

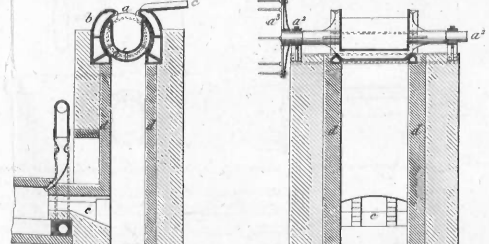


Fig. 11. Projection par le centre du p. axe.

Fig. 12. Projection par le centre du p. axe.

Four à réchauffer Carinthien

(au lignon, à gaz et à tuyère)

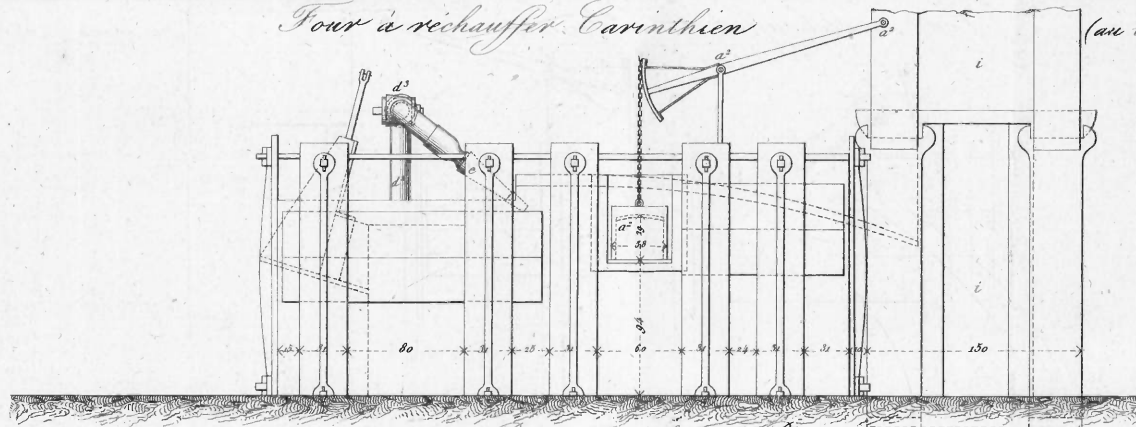


Fig. 3. Projection verticale par le Plan G II de la Fig. 1.

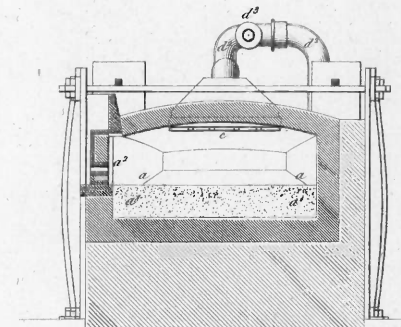


Fig. 5. Proj. vert. par le Plan I M de la Fig. 1.

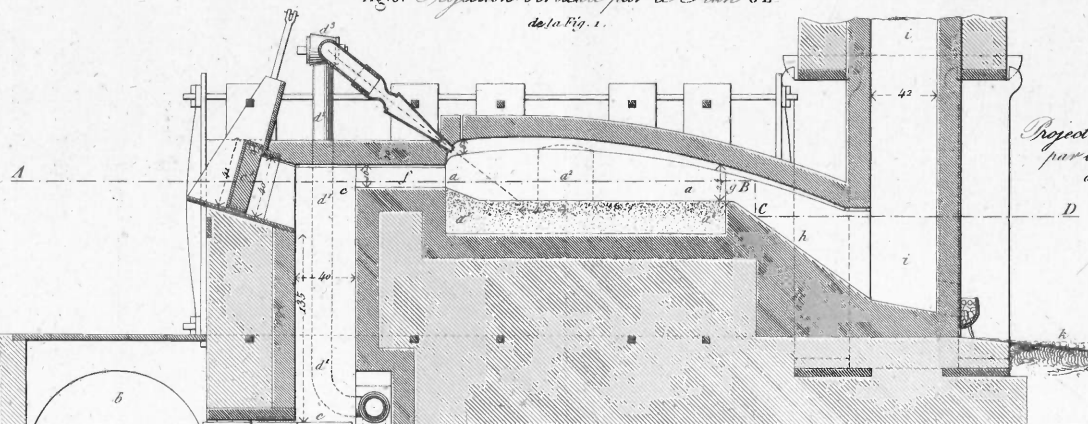


Fig. 2. Projection verticale par le Plan E P de la Fig. 1.

Echelle des Fig. 1 à 5 de 0,02 p. mètr.

Echelle des Fig. 6 à 10 de 0,03 p. mètr.

Fig. 4. Projection verticale par le Plan IX de la Fig. 1.

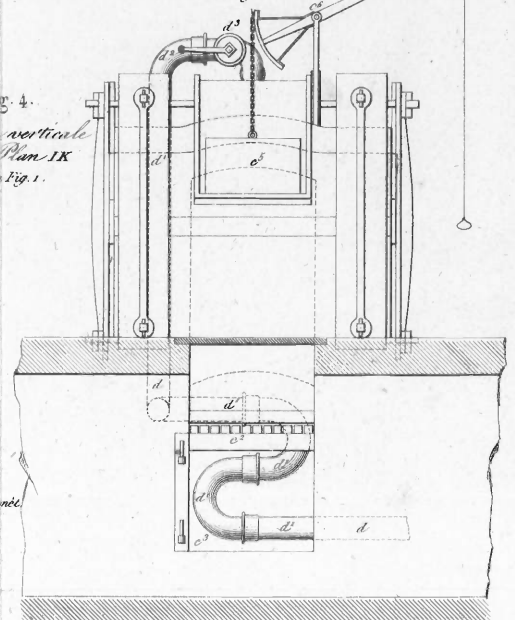


Fig. 1. Projection horizontale par les Plans A B C D de la Fig. 2.

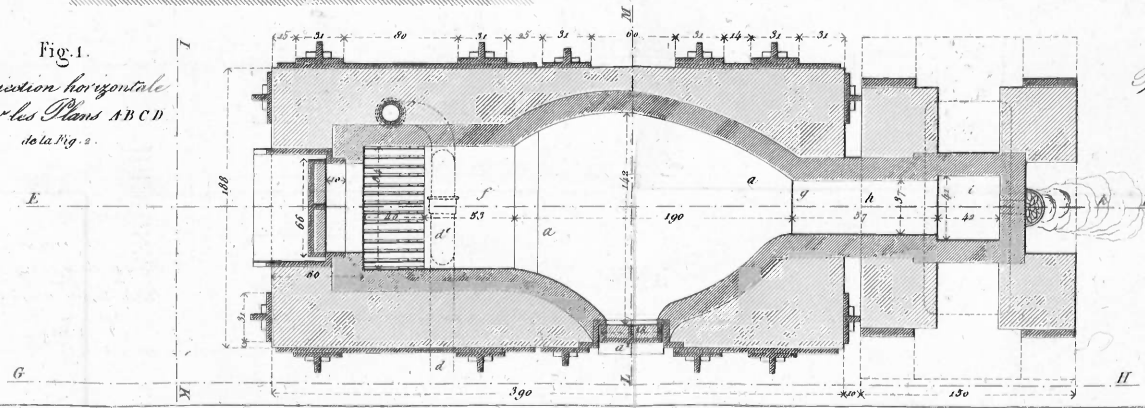


Fig. 6. Projection verticale par le Plan O P de la Fig. 7.

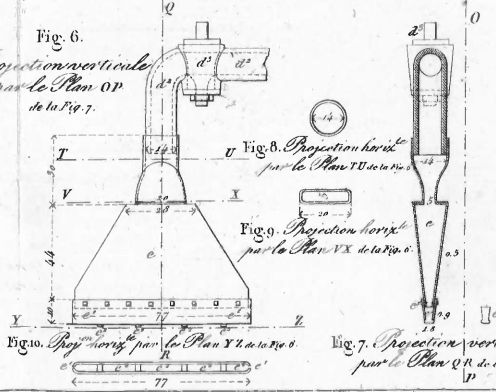


Fig. 8. Projection horiz. par le Plan T U de la Fig. 6.

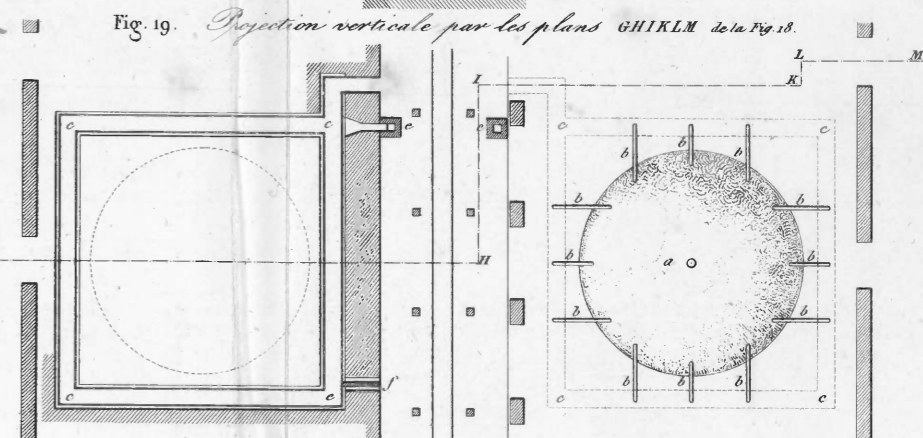
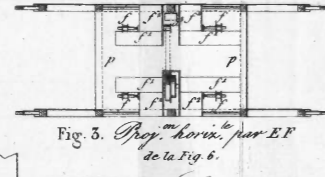
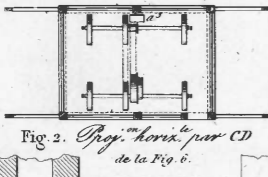
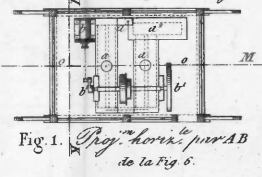
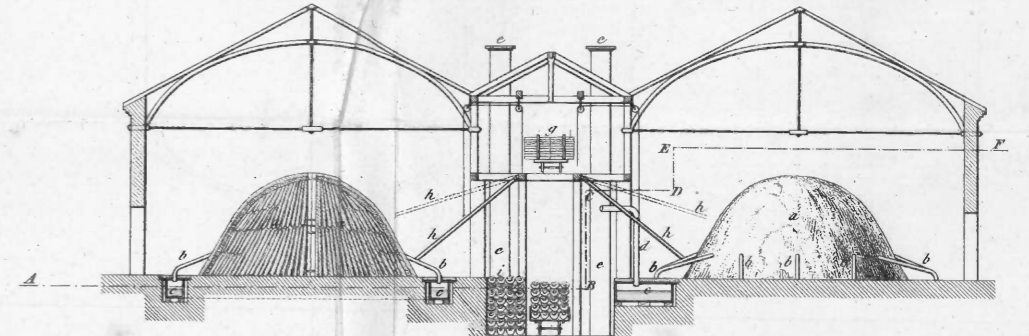
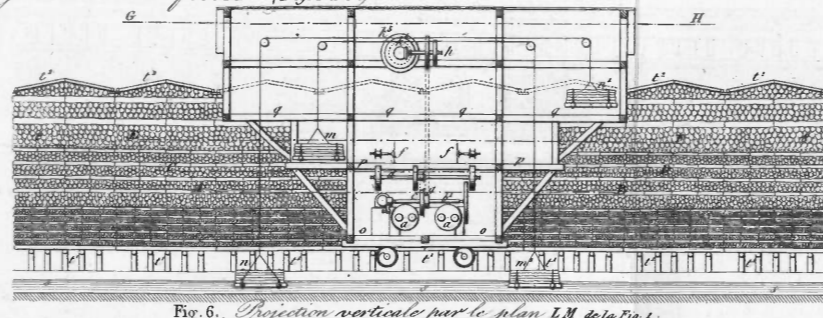
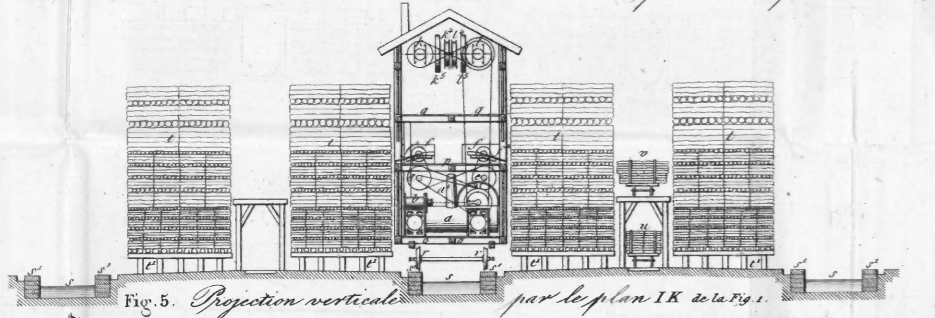
Fig. 9. Projection horiz. par le Plan V X de la Fig. 6.

Fig. 10. Proj. horiz. par le Plan Y Z de la Fig. 6.

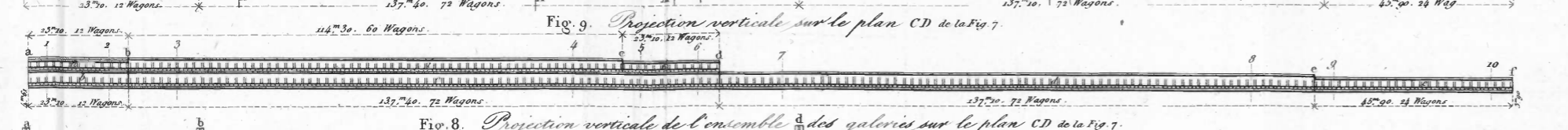
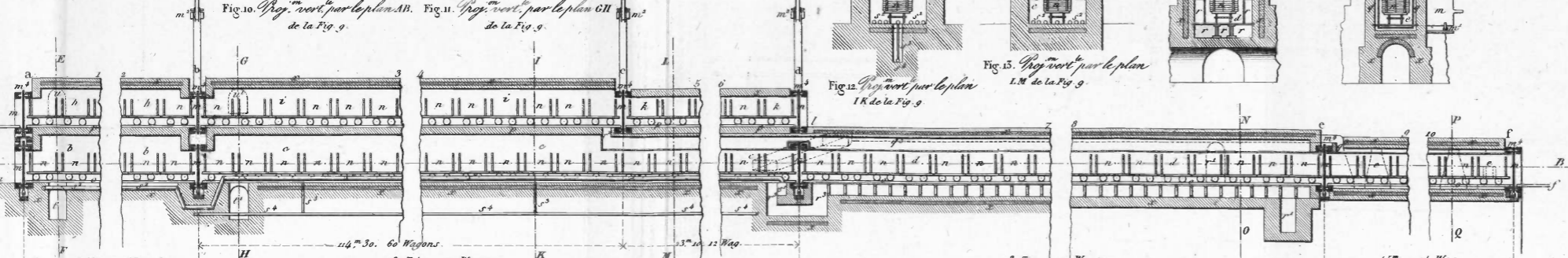
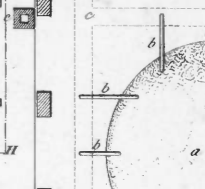
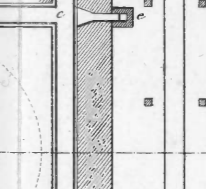
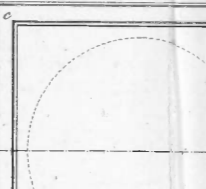
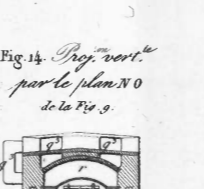
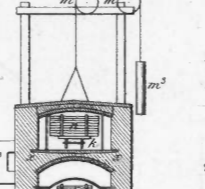
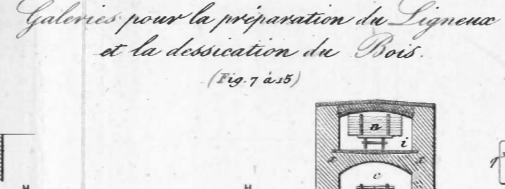
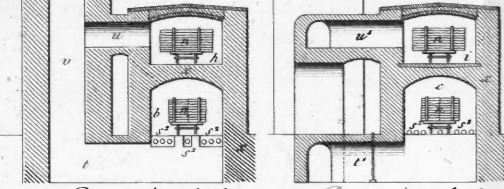
Fig. 7. Projection verticale par le Plan Q R de la Fig. 6.

Atelier mobile pour la reprise et le sciage du Bois flotté (Fig. 1 à 6.)

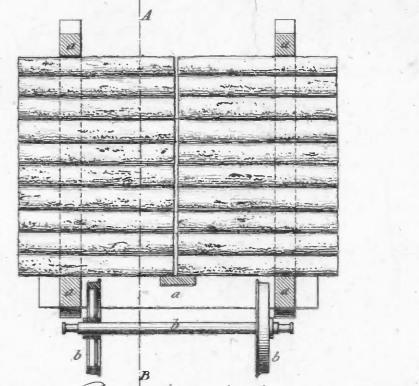
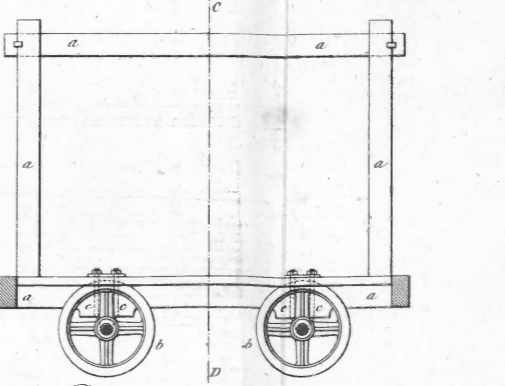
Atelier de Carbonisation (Fig. 18 et 19)



Galerias pour la préparation du Lignite et la dessiccation du Bois. (Fig. 7 à 15)



Wagon pour le transport du Bois et du Lignite. (Fig. 16 et 17)



Echelle des Fig. de 1 à 7 de 9 à 15 et de 18 à 29 de 0,003 p. mètr. 20 mètres.

Echelle de la Fig. 8 de 0,00075 p. mètr. 100 mètres.

Echelle des Fig. 16 et 17 de 0,003 p. mètr. 100 mètres.

Projet d'Usine centrale. — Conversion de la Fonte en Fer malleable.

Atelier de puddlage au ligneau. (production annuelle correspondant à 5,000 tonnes de fer fini.) (Fig. 1 à 4)

Atelier de Réchauffage au ligneau. (production annuelle de 7,500 tonnes de fers assortis et de lorgets de tôle.) (Fig. 8 à 11)

Atelier d'Affinage au charbon de bois. (production annuelle correspondant à 5,000 tonnes de fer fini.) (Fig. 5 à 7)

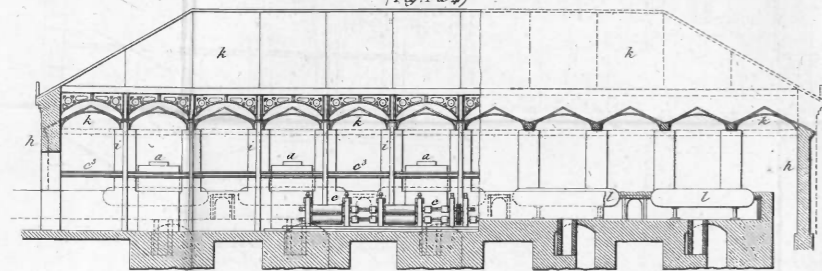


Fig. 4. Projection verticale par les plans PQRSTU des Fig. 1 et 2.

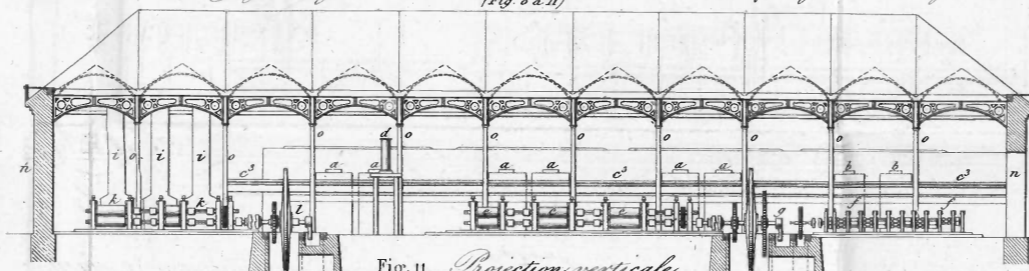


Fig. 11. Projection verticale par les plans LMNOPQ des Fig. 8 et 9.

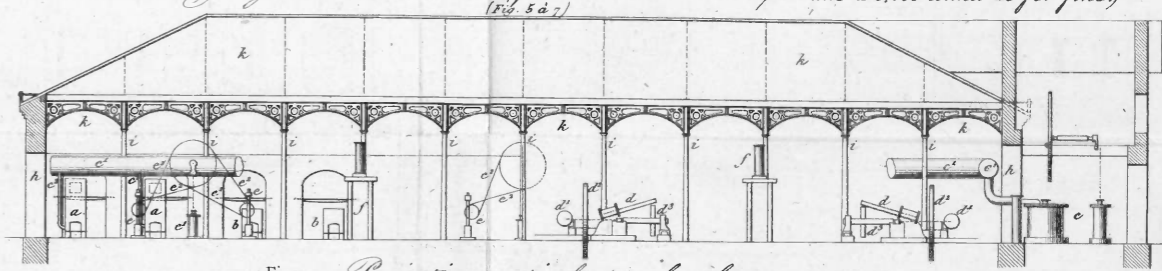


Fig. 7. Projection verticale par le plan IK de la Fig. 5.

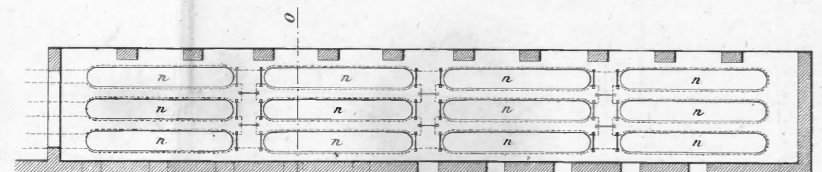


Fig. 1. Projection horizontale par les plans ABCDEFGH de la Fig. 3.

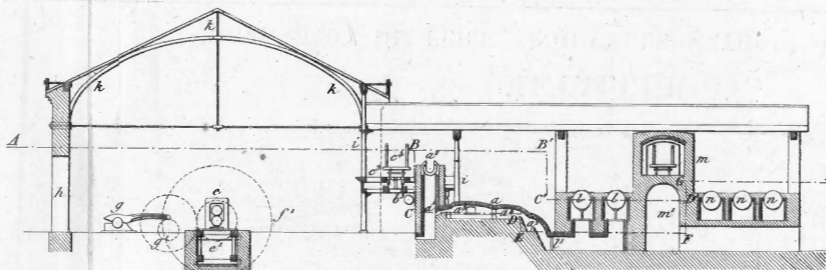


Fig. 3. Projection verticale par les plans IKLMNO des Fig. 1 et 2.

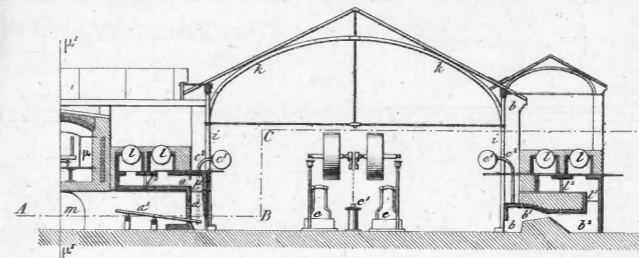


Fig. 6. Projection verticale par les plans EFGH de la Fig. 5.

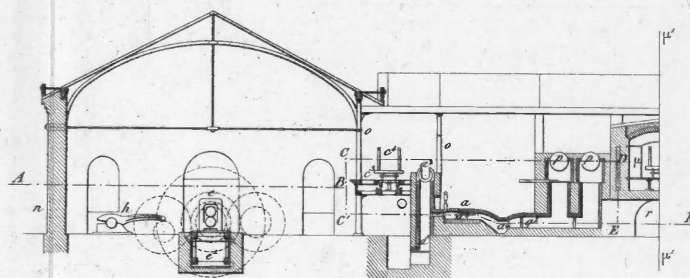


Fig. 10. Projection verticale par les plans GHIK des Fig. 8 et 9.

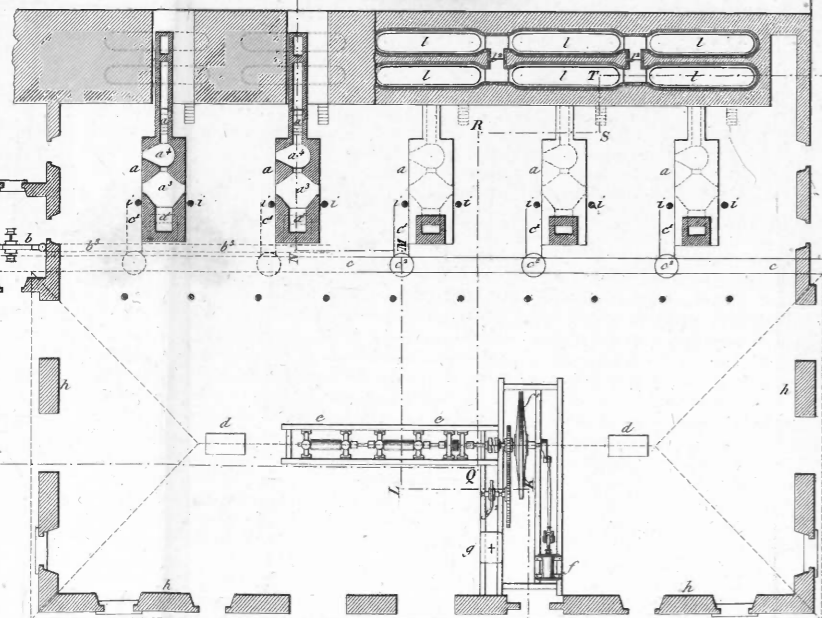


Fig. 2. Proj^{on} horiz^{on}ale par les plans ABCDGH de la Fig. 3.

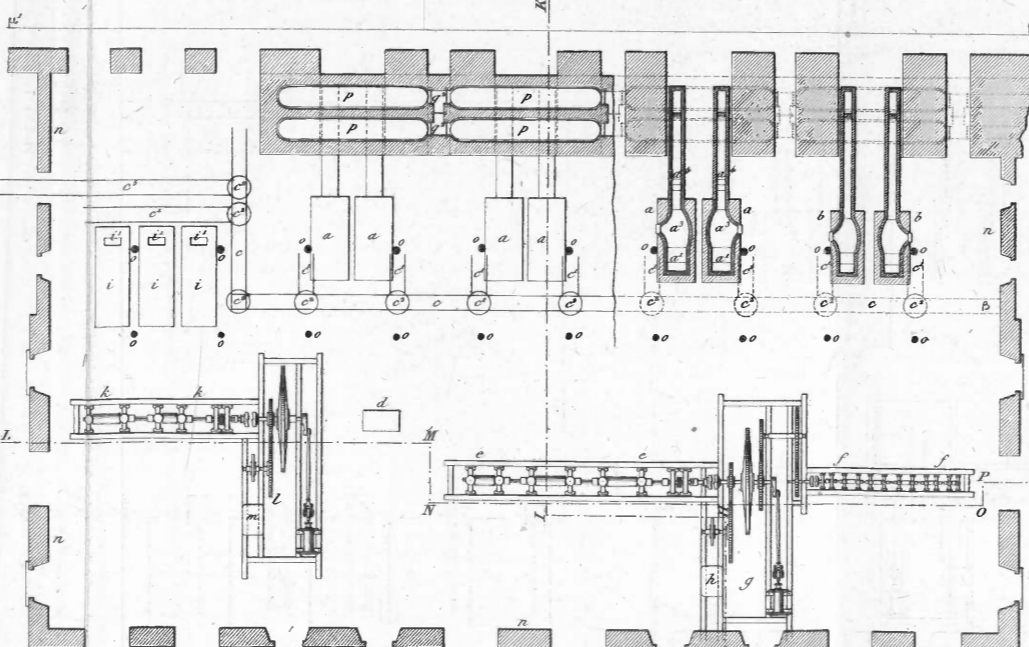


Fig. 8. Proj^{on} horiz^{on}ale par les plans AB CDEF de la Fig. 10.

Fig. 9. Projection horiz^{on}ale par les plans ABCDEF de la Fig. 10.

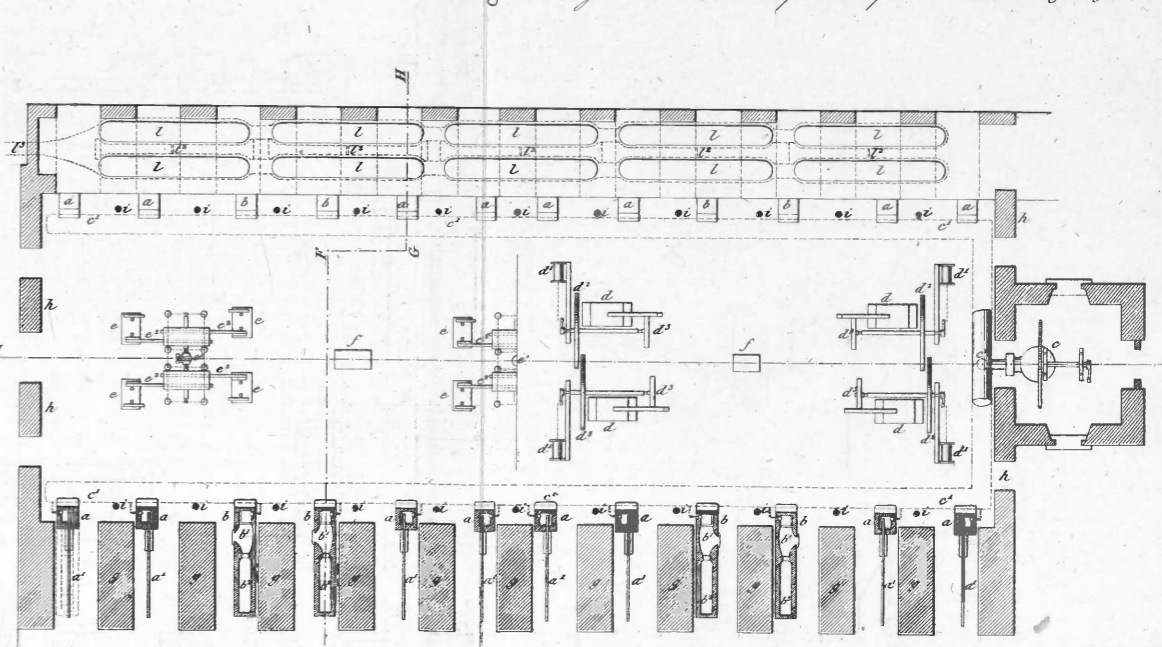


Fig. 5. Projection horizontale par les plans ABCD de la Fig. 6.

Échelle de 0^m.0025 pour mètre. 1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 20 30 40 mètres.

Projet d'Usine centrale. — Ensemble d'une Usine produisant annuellement
13.000 tonnes de fonte et 10.000 tonnes de fer.

