

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 Sous-Secrétaire d'État au ministère  
des Travaux Publics.*

TROISIÈME SÉRIE.

—•••—  
TOME XVII.  
—•••—

PARIS.

CARILIAN-GOEURY ET V<sup>e</sup> DALMONT,  
LIBRAIRES DES CORPS ROYAUX DES PONTS ET CHAUSSÉES ET DES MINES,  
Quai des Augustins, nos 39 et 41.

1840.



## 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 Sous-Secrétaire d'État au ministère des travaux publics. Cette commission est composée, ainsi qu'il suit, des membres du conseil général des mines, de l'inspecteur des études et des professeurs de l'École des mines, du chef de la division des mines, d'un ingénieur secrétaire, et d'un ingénieur secrétaire-adjoint.

MM.

*Cordier*, inspecteur général, membre de l'Académie des sciences, président.

*Brochant de Villiers*, inspecteur général, membre de l'Acad. des sciences.

*De Bonnard*, inspecteur général, membre de l'Académie des sciences.

*Héricart de Thury*, inspect. gén., membre de l'Académie des sciences.

*Mignerou*, inspecteur général.

*Berthier*, inspecteur général, membre de l'Académie des sciences, profess. de chimie.

*Lefroy*, inspect. génér. adjoint.

*Voltz*, inspect. génér. adjoint.

*Gueryveau*, ingénieur en chef, professeur de métallurgie.

MM.

*Garnier*, ingénieur en chef, secrétaire du conseil général.

*Dufrénoy*, ingénieur en chef, inspect. des études de l'École des mines, profess. de minéralogie.

*Élie de Beaumont*, ingén. en chef, membre de l'Académie des sciences, profess. de géologie.

*Combes*, ingénieur en chef, prof. d'exploitation des mines.

*De Cheppe*, chef de la division des mines.

*Le Play*, ingénieur, secrétaire de la commission de statistique de l'industrie minérale, secrétaire de la commission.

*De Boureuille*, ingénieur, secrétaire-adjoint de la commission.

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 sous-secrétaire d'état au ministère des travaux publics, à M. le secrétaire de la commission des *Annales des Mines*, à Paris.

### Avis de l'Éditeur.

Les auteurs reçoivent *gratis* 10 exemplaires de leurs articles. Ils peuvent faire faire des tirages à part à raison de 10 fr. par feuille pour le premier cent, et de 5 fr. pour les suivants.

La publication des *Annales des Mines* a lieu par cahiers ou livraisons qui paraissent tous les deux mois. — Les trois livraisons d'un même semestre forment un volume. — Les deux volumes composant une année contiennent de 60 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.

IMPRIMERIE DE FAIN ET THUNOT,  
IMPRIMEURS DE L'UNIVERSITÉ ROYALE DE FRANCE,  
RUE RACINE, 28, PRÈS DE L'ODÉON.

## NOTE

*Sur l'emploi de l'air chaud dans les usines à plomb, cuivre, argent et fer de l'Erzgebirge saxon* (1).

Par M. LE CHATELIER, Aspirant-Ingénieur des mines.

## PREMIÈRE PARTIE.

USINES A PLOMB, CUIVRE ET ARGENT.

### Introduction.

Le traitement au coke des minerais d'argent à Freyberg a été décrit par M. Perdonnet dans le tome II de la deuxième série des *Annales des mines*; depuis cette époque, il n'y a eu de changement notable dans les procédés que l'emploi de l'air chaud pour certaines opérations. J'indiquerai seulement, dans cette note, les résultats des essais qui ont été entrepris par ordre de l'administration, pour l'introduction de ce nouveau procédé dans les différentes branches du traitement; je commencerai toutefois par rappeler l'enchaînement des opérations.

Les minerais qu'on traite à Freyberg présentent une très-grande variété: leur teneur en argent varié de zéro jusqu'à quelques centaines de loths

Aperçu général sur l'ensemble des procédés.

(1) Cette note est extraite d'un Mémoire sur les usines de la Saxe, rédigé à la fin de la campagne de 1838, et déposé à la bibliothèque de l'École des mines; les renseignements qu'elle renferme m'ont été communiqués avec la plus grande obligeance par MM. les chefs de l'administration des usines de Freyberg.

au quintal ; cependant leur teneur moyenne est de cinq à six loths. Quelques minerais fournissent plus ou moins de plomb ; mais les *minerais de plomb*, proprement dits, renfermant plus de 30 pour o/o de plomb, forment à peine les  $\frac{2}{100}$  de la masse totale. Les *minerais de cuivre* renfermant plusieurs livres de cuivre au quintal sont rares, mais on en rencontre peu qui n'en contiennent pas des traces. Environ 14 à 18 p. o/o de la totalité des minerais consistent en *pyrites*, extrêmement pauvres en argent ou même sans traces de ce métal, que l'on emploie comme agent de concentration dans le travail de la *fonte crue*. Les gangues les plus ordinaires sont le quartz, la baryte sulfatée, le spath calcaire et le fer carbonaté ; la chaux fluatée devient de plus en plus rare. Ces minerais sont, en général, réfractaires.

On choisit pour l'*amalgamation* les minerais exempts de plomb et de cuivre autant que possible, et renfermant six à sept loths d'argent au quintal, et la quantité de pyrites nécessaire pour la décomposition du sel marin ; tout le reste est fondu. On soumet à la *fonte crue* tous les minerais qui ne contiennent que peu de plomb et de cuivre, et qui en même temps sont pauvres en argent. Les minerais de plomb, proprement dits, sont traités dans une opération spéciale, le *travail du plomb*. Les minerais de cuivre sont passés dans le fourneau pendant le *travail de la matte de plomb*.

Depuis 1823, on a substitué le coke au charbon de bois. Les fourneaux qu'on emploie sont des demi-hauts fourneaux de 14 à 15 pieds, à une, et dans certains cas à deux tuyères. La première opération, dans l'ordre naturel, est la *fonte crue* ;

pour cette opération, on ajoute aux minerais une quantité de pyrites telle que le mélange à l'essai donne 45 à 50 p. o/o de matte. On ajoute, comme fondant, les scories du travail du plomb, pour saturer l'excès de silice du mélange à fondre et obtenir une scorie intermédiaire entre le bisilicate et le singulosilicate. Lorsque les bases dominent, les scories sont visqueuses, coulent, et se solidifient lentement ; lorsque la silice domine, au contraire, elles sont très-fluides, coulent rapidement, mais aussi se figent rapidement. Dans le premier cas, on se sert à Freyberg, pour désigner la nature des scories et l'allure du fourneau, du mot *saiger*, et, dans le second, du mot *frisch*, qu'on ne peut traduire que d'une manière très-incomplète par les mots *cru* et *chaud*. L'habileté du fondeur consiste à faire varier le lit de fusion de manière à maintenir un état de fluidité intermédiaire qui permette à la matte de se séparer aussi complètement que possible des scories. Celles-ci retiennent au quintal  $\frac{1}{8}$  à  $\frac{1}{16}$  de loth d'argent entraîné par la matte mécaniquement mélangée. La matte crue renferme environ 20 p. o/o de soufre, et 4 à 5 loths d'argent au quintal.

La matte crue est grillée en tas à trois feux ; elle est ensuite ajoutée au lit de fusion des minerais de plomb. Ceux-ci, à l'état de schlichs, sont grillés dans les fours à réverbère, dits fours hongrois. Le schlich de plomb grillé et en poussière est mélangé avec la matte crue grillée et concassée en morceaux. Pour cent parties de minerai de plomb, on ajoute ordinairement 50 à 70 parties de matte crue, et une quantité suffisante de scories plombeuses provenant du travail même, pour rendre le lit de fusion bien fusible.

Pour concentrer l'argent autant que possible, on ajoute des matières plombeuses pendant le cours de l'opération, des litharges, et même du plomb d'œuvre pauvre; la proportion en est telle que pour un loth d'argent renfermé dans le mélange de minerais et de matte, il y ait quatre à cinq livres de plomb. On obtient du plomb d'œuvre, qui est soumis à la coupellation, quand il renferme 22 à 32 lothls au quintal, des scories qui renferment  $\frac{1}{4}$  à  $\frac{1}{8}$  de loth d'argent, et 4 à 5 p. 100 de plomb; enfin une matte qui prend le nom de *matte de plomb*.

La matte de plomb est grillée en tas et refondue pour plomb d'œuvre et pour *matte de cuivre*; elle est refondue avec addition de fonds de coupelle; on y ajoute quelquefois des minerais de cuivre renfermant plus de 6 pour 100 de cuivre. Enfin, cette matte de cuivre est grillée et fondue; elle finit par être complètement transformée en cuivre noir argentifère, que l'on traite par liqutation dans une usine spéciale située loin de Freyberg.

Le plomb d'œuvre est coupellé; les litharges pauvres et pures, lorsqu'elles ne sont pas employées dans le travail du plomb, sont revivifiées, et le plomb marchand qui en résulte purifié par liqutation sur une aire inclinée en brasque.

Tel est l'ensemble des diverses opérations auxquelles on soumet les minerais dans les deux usines de la Mulde et d'Halsbrück. A ces différents traitements est venu s'en ajouter un nouveau depuis qu'on emploie l'air chaud; c'est la refonte des anciennes scories entassées depuis six cents ans sur les halles, et qu'on avait en vain essayé de refondre économiquement à l'air froid.

L'air chaud a été introduit dans les usines de Freyberg en 1834. Des essais ont été entrepris pour les différentes branches du traitement, par M. le baron de Herder. Comme on pouvait s'y attendre, ces essais n'ont eu d'heureux résultats que dans les cas où les produits de l'opération n'étaient pas volatils, où une forte élévation de température ne devait pas augmenter la perte de métal. Les essais ont été exécutés à l'usine de la Mulde; ceux qui ont été couronnés de succès ont été répétés dans les autres usines où ils sont maintenant à l'état de travail courant. La fonte crüe à l'air chaud est en pleine activité dans trois usines; la fonte des scories anciennes est seulement pratiquée à l'usine de la Mulde où elle occupe quatre hauts-fourneaux; elle devait bientôt (février 1839) être mise en activité à l'usine d'Halsbrück, combinée avec la fonte des résidus d'amalgamation. Les résultats qui suivent sont extraits des registres des usines (1).

Emploi  
de l'air chaud

§ 1. Des fourneaux, appareils à chauffer l'air, etc.

Les mélanges de minerais qu'on traite à l'air chaud sont restés à peu près les mêmes, à cela près qu'on a fait fondre à l'air chaud des minerais

- (1) Les mesures indiquées dans cette note sont :
- Le pied de Leipzig . . . . . = 0<sup>m</sup>,282;
  - Le quintal *id.* de 110 lb. . . . . = 51<sup>k</sup>,429.
  - Le scheffel de 4  $\frac{7}{10}$  pieds cubes. = 1<sup>hect.</sup>,068.
  - Le korb de 14  $\frac{7}{10}$  pieds cubes. . . = 3 scheffels.
  - Le wagen de 12 korb. . . . . = 36 scheffels.
  - Le klafter de 6<sup>p</sup> × 6<sup>p</sup> × 3<sup>p</sup> . . . = 108 pieds cubes.
  - Le schragen de 3 klafters.
  - Le thaler de 24 gros. . . . . = 3<sup>l.</sup>,89
  - Le gros de 12 pfennings.

plus réfractaires et plus pauvres. Le combustible employé pour la fusion des matières est resté le même, le coke. Pour les appareils à chauffer l'air, on emploie exclusivement la tourbe. Les fourneaux n'ont pas subi, en général, de changements notables; on a seulement changé quelques dimensions pour satisfaire aux exigences du procédé. On n'a pas encore essayé si l'on ne pourrait pas, pour la fonte crue et encore mieux pour la fonte des scories, employer des fourneaux élevés et pourvus d'étalages, comme on l'a fait avec tant de succès pour la fonte crue des minerais de cuivre dans le pays de Mansfeld, et comme on l'essaye maintenant dans le Hartz pour la fonte des minerais de plomb.

L'air est chauffé dans des appareils particuliers qui sont interposés entre la machine soufflante et les fourneaux; un appareil sert pour deux fourneaux. On a employé à Freyberg deux sortes d'appareils à *caisses* et à *tuyaux*: le premier se compose de 5 caisses en fonte de 2 pieds 8 pouces de large, 2 pouces de haut et 4 pieds de long dans œuvre, placées les unes au-dessus des autres dans un fourneau qui les enveloppe de toutes parts. Ces caisses sont séparées par des vides de 5 pouces de hauteur, et elles sont réunies par des tuyaux coudés qui s'adaptent alternativement aux extrémités opposées des caisses; l'air arrive par la partie supérieure et sort par la partie inférieure après avoir pris sa température maximum près de la grille. On brûle de la tourbe, et on règle la chaleur au moyen d'un pyromètre plongé dans le portevent. L'appareil à tuyaux se compose de quatre tuyaux horizontaux et de 32 tuyaux verticaux qui vont de l'un à l'autre des premiers.

L'appareil à caisse a l'inconvénient d'exiger un nettoyage plus fréquent, mais il est d'une construction plus simple et consomme moins de combustible. On porte l'air à la température de 250° à 280° centigrades; on emploie avec beaucoup d'avantage, pour fermer les joints, un mastic composé de,

- 4 lb de limaille de fer.
- 2 loths de sel ammoniac.
- 8 loths de poudre de feldspath.
- 1 loth de fleur de soufre.

### § 2. De la fonte crue à l'air chaud.

Après avoir reconnu, par des essais préliminaires, les avantages que présentait l'emploi de l'air chaud pour la fonte crue, on a cherché à les constater numériquement par des essais comparatifs, faits dans deux fourneaux marchant l'un à l'air froid, l'autre à l'air chaud, et placés exactement dans les mêmes circonstances. Ces essais datent de 1834 et 1835. On a suivi jour par jour la marche des deux fourneaux. Dès les premiers jours le fourneau à l'air chaud présenta une allure très-chaude; les scories, trop chaudes (*frisch*), ne séjournaient pas assez longtemps dans le fourneau pour permettre une séparation convenable de la matte et des scories; le nez ne pouvait pas se maintenir. Une première tuyère à eau ayant été brûlée, elle fut remplacée par une tuyère ordinaire, semblable à celle du fourneau à l'air froid. Pour rendre les scories moins liquides, on augmenta d'abord, dans les fourneaux d'essai, la proportion de baryte sulfatée dans le mélange des minerais; mais au bout de quinze jours, pour rétablir l'égalité entre les deux fourneaux, on revint au lit de fusion ordinaire, en supprimant une

Usine de la Mulde.

partie des scories plombées ; on parvint ainsi d'une manière complète à entretenir régulière la marche des fourneaux. Dans des cas exceptionnels, pour combattre une allure trop chaude du fourneau, il suffisait de recharger des scories du travail même, et d'augmenter ainsi la proportion de silice dans le mélange en fusion. En faisant varier la température, on pouvait également arriver au même but. Pendant huit semaines, le fourneau a été en très-bonne allure ; la température a varié de 200° à 260°. On a reconnu que l'économie de combustible, qui devait nécessairement résulter de l'emploi de l'air chaud, augmentait avec la température ; mais il y a une limite qu'on ne doit pas franchir pour maintenir les scories au degré de liquidité convenable. Jusqu'à 250° à 260°, le nez se conserve très-bien, et protège suffisamment la tuyère, quoique plus court qu'à l'air froid ; mais une température de 260° à 280° a une influence nuisible sur sa grandeur. Pendant les deux dernières semaines, la marche du fourneau ne fut pas aussi satisfaisante ; dans le fourneau d'essai, la consommation de coke augmenta ; en mettant hors feu, on remarqua que cela était dû à des attachements de scories dans les angles ; il aurait suffi de nettoyer le fourneau pour rétablir sa marche et continuer la campagne pendant le double de temps.

Le tableau suivant présente les résultats numériques de ces essais.

Sept semaines de bonne allure.	Mineral.				Scories de plomb.				Combustible.				Produits obtenus.								
	Poids total du mineral.	Mars.	Loths.	Quintes.	Malle crue n'après les essais.	Poids total des scories.	Mars.	Loths.	Quintes.	Coke.	Charbon de bois.	Tourbe pour chauffer l'air.	Malle crue.	Mars.	Loths.	Quintes.	Scories crues.	Mars.	Loths.	Quintes.	
<i>Fourneau d'essai.</i>																					
Air chaud . . . . .	1855,14	211	9	1	968,56	1,766	27	9	2	1,266	3	3	25	8	869,75	237	5	1	2,510	18	9
<i>Fourneau de contrôle.</i>																					
Air froid . . . . .	1483,22	170	15	1	788,99	2,120	33	3	2	1,502	3	3	4	4	860,57	194	12	2	2,274	18	8

Ce tableau fait voir immédiatement la grande économie de combustible qui résulte de l'emploi de l'air chaud, et la diminution de rendement des minerais en matte; mais le tableau suivant mettra mieux ces résultats en évidence et les complétera.

FOURNEAU D'ESSAI.		FOURNEAU DE CONTRÔLE.	
<i>Air chaud.</i>		<i>Air froid.</i>	
Scories de plomb ajoutées pour un quintal de minerai :			
0 <sup>q</sup> l,95		1 <sup>q</sup> l,42	
Charge de minerai en 24 heures :			
34 <sup>q</sup> r,16		27 <sup>q</sup> r,45	
Charge de minerai et de scories en 24 heures :			
67 <sup>q</sup> r,63		66 <sup>q</sup> r,83	
Consommation de coke par quintal de minerai :			
Scheffel. 0,68		Scheffel. 1,14	
Rapport des quantités de combustible :			
0,596		1	
Dépense de combustible par quintal de minerai (y compris la tourbe et la main d'œuvre pour échauffer l'appareil) :			
Gros. Pfennings. 7 10,6.		Gros. Pfennings. 10 11,6.	
La matte renfermée dans le minerai, d'après les essais en petit, a rendu, en matte crue :			
89,17 p. 0/0.		107,74 p. 0/0.	
Proportion de l'argent total (1) rassemblé dans la matte crue :			
96,94 p. 0/0.		95,40 p. 0/0.	
Proportion dans les débris de fourneau :			
0,94 p. 0/0.		0,97 p. 0/0.	
Proportion dans les scories de la fonte crue :			
7,60 p. 0/0.		8,09 p. 0/0.	

(1) Les essais d'argent en petit donnant toujours un résultat trop faible, ces nombres expriment les quantités relatives d'argent renfermées dans les différents produits.

FOURNEAU D'ESSAI.		FOURNEAU DE CONTRÔLE.	
Gain donné par la pratique sur les essais :			
5,48 p. 0/0.		4,46 p. 0/0.	
Le bénéfice est, par quintal de minerai :			
135 <sup>r</sup> . 1 <sup>pf</sup> ,05.		105 <sup>r</sup> . 4 <sup>pf</sup> ,7.	
Bénéfice par marc d'argent contenu dans les minerais :			
4 <sup>th</sup> . 25 <sup>r</sup> . 7 <sup>pf</sup> ,4.		3 <sup>th</sup> . 35 <sup>r</sup> . 5 <sup>pf</sup> ,6.	

Ces derniers nombres font voir que l'emploi de l'air chaud a produit par quintal de minerai une économie

De 33 p. 0/0 dans la consommation de *scories plombeuses*.  
De 40 p. 0/0 *id.* de *coke*.  
De 28 p. 0/0 dans la dépense de *combustible de tout genre*.  
De 23 p. 0/0 *id.* de *main d'œuvre*.  
La *charge journalière de minerai* a été augmentée de . . . . . 24 p. 0/0.  
Le *bénéfice définitif* a été augmenté de . . . . . 26 p. 0/0.

L'argent se rassemble mieux dans la matte; les scories sont plus pauvres, par suite de leur plus grande fluidité.

Ces avantages indiqués par les premiers essais se sont maintenus, et l'emploi de l'air chaud pour la fonte crue a été définitivement adopté à mesure qu'on a remplacé les anciens soufflets en bois par des machines soufflantes à cylindre ou par des *cagniardelles* qui ont permis de ménager un espace pour la construction des appareils à chauffer l'air.

En 1836 et 37, il n'y avait encore qu'une partie des fourneaux de fonte crue marchant à l'air chaud; en réunissant pour ces deux années les résultats des deux modes de traitement, on a formé le tableau suivant :

	FOURNEAUX	
	à l'air chaud.	à l'air froid.
Nombre de jours de roulement. . .	466	1.530
Quantité totale de minerai fondu. .	15.714 <sup>qr.</sup>	38.109 <sup>qr.</sup>
Quantité totale de scories de plomb. . . . .	11.787 <sup>qr.</sup>	40.893 <sup>qr.</sup>
Consommation de coke. . . . .	11.673 <sup>sch.</sup>	38.963 <sup>sch.</sup>
— de charbon de bois. . . . .	21 $\frac{1}{2}$ $\frac{3}{4}$	85 $\frac{1}{2}$ $\frac{3}{4}$
— de tourbe. . . . .	126 $\frac{1}{2}$ $\frac{1}{4}$	29 $\frac{1}{2}$ $\frac{1}{4}$
Production de matte crue. . . . .	7.081 <sup>qr.</sup>	21.785 <sup>qr.</sup>
Consommation journalière de minerai. . . . .	33,7	24,9
Consommation journalière de scories de plomb. . . . .	25,3	26,7
Production journalière de matte crue. . . . .	15,2	14,2
Pour 1 quintal de minerai,		
On a consommé : scories de plomb.	quintal. 0,75	quintal. 1,07
— coke. . . . .	scheffel. 0,73	scheffel. 1,02
On a obtenu : matte crue. . . . .	quintal. 0,45	quintal. 0,57
Richesse de la matte au quintal. . .	loths. 5,5	loths. 4,3

Ces résultats achèvent de faire voir quelle a été l'utilité de l'emploi de l'air chaud pour la fonte crue. Indépendamment des avantages signalés précédemment, on a pu diminuer l'addition de pyrite de fer souvent nécessaire à l'air froid pour produire la concentration de l'argent dans la matte, puisqu'à l'air chaud elle a lieu d'une manière plus complète.

Usine  
d'Halsbrück.

L'usine d'Halsbrück ne renferme que sept fourneaux de fusion, dont trois pour la fonte crue; de ces trois fourneaux un seul marche encore à l'air froid; les deux autres sont à l'air chaud, et sont desservis par un appareil commun. Les fourneaux n'ont, comme à la Mulde, qu'une buse de 2 pouces

de diamètre à l'air chaud et à l'air froid. L'air est chauffé à la température de 200 à 250 degrés centigrades. Le mélange de minerais et de pyrites est le même dans les deux cas, la proportion de scories de plomb est seule différente. Les résultats s'accordent avec ceux qui ont été déjà rapportés:

	A l'air chaud.	A l'air froid.
Pour 1 quintal de minerais et de pyrites mélangés,		
On consomme : scories de plomb. . . . .	0 <sup>qr.</sup> ,75 à 0 <sup>qr.</sup> ,50	1 <sup>ql.</sup>
— coke. . . . .	0 <sup>sch.</sup> ,75	1 <sup>sch.</sup>
On obtient : matte crue. . . . .	0 <sup>ql.</sup> ,40	0 <sup>ql.</sup> ,55
On fond en 24 heures : minerais et pyrites. . . . .	36 <sup>qr.</sup>	26 <sup>qr.</sup>

L'argent se concentre mieux dans la matte, les scories sont en moindre quantité et ne sont pas plus riches. Il se forme moins d'engorgements et de crasses, qui renferment toujours beaucoup d'argent et qu'il est nécessaire de refondre. Le fourneau, se maintenant plus propre, paraît avoir une durée plus grande; le nez se maintient toujours, quoique plus court.

L'usine dite Antonshütte a été bâtie depuis quelques années pour le traitement des minerais d'argent des environs de Schneeberg et de Johannegeorgenstadt; elle est située à quelques lieues de cette dernière ville sur le Schwarzenwasser. Les minerais qu'on y traite sont des minerais maigrés de deux à trois loths d'argent au quintal; leur nature est très-diverse, les principaux sont à gangue quartzreuse, les autres à gangue argileuse; il y en a quelques-uns à gangue calcaire, mais en petite quantité; il y a enfin des minerais plombeux pauvres en plomb. Ces minerais sont fondus pour matte crue avec addition de pyrites de fer; la matte crue est grillée et fondue avec des

Usine  
d'Antonshütte.



schlichs de galène grillés, au titre de 70 p. o/o de plomb, qu'on a tirés jusqu'ici de la Bohême. Pour n'avoir à traiter que des minerais du pays, on transforme maintenant l'usine en atelier d'algalation ; on traitera tous les minerais par ce procédé. Avant de prendre cette détermination, l'administration des usines avait fait faire des essais pour l'emploi de l'air chaud ; ils ont donné des résultats aussi avantageux qu'à Freyberg, et, depuis ce temps, la fonte crue a toujours été exécutée à l'air chaud. Les minerais ont des gangues très-réfractaires ; pour les traiter, il était nécessaire d'y ajouter 20 à 25 p. o/o de spath fluor, et environ 200 p. o/o de scories de plomb. L'emploi de l'air chaud a permis de supprimer le spath fluor, et de diminuer la proportion de scories plumbeuses. On a obtenu en même temps une économie de 25 p. o/o de combustible et une augmentation de production, et par suite une diminution de main-d'œuvre très-notable ; on a pu aussi diminuer la proportion de pyrites employées pour concentrer l'argent.

Les fourneaux pour la fonte crue, soit à l'air chaud, soit à l'air froid, ont deux tuyères placées à des niveaux différents et dans des plans verticaux différents. On attribue à cette disposition une dispersion plus complète du vent dans l'espace où se produit la combustion ; la marche de l'opération se trouve accélérée, et par suite on peut diminuer la proportion de pyrites, qui, en séjournant trop longtemps dans le fourneau, se grillent et perdent de leur efficacité comme agent de concentration. Il est nécessaire de placer les deux buses à des hauteurs différentes pour que les deux jets qui se croisent ne se contraient pas.

On emploie l'air chaud à une température de 230° à 250° R. La quantité de vent lancé à l'air froid était 200 à 220 pieds cubes par minute, le diamètre des buses 1 pouce  $\frac{1}{4}$  ; il a été réduit à 1 pouce  $\frac{5}{8}$  pour l'air chaud.

Le tableau suivant donne les résultats de la deuxième période d'essais entrepris pour comparer les deux méthodes.

	<i>Air froid.</i> 5 semaines, dernier trimestre de 1836.	<i>Air chaud.</i> 9 semaines, premier trimestre de 1837.
A 100 quintaux de minerais maigres, on a ajouté :		
Pyrites. . . . .	22 <sup>q</sup> ,07	3 <sup>q</sup> ,18
Spath fluor. . . . .	22 <sup>q</sup> ,81	»
A 100 quintaux du mélange { minerais } on a ajouté :		
Scories de plomb. . . . .	199 <sup>q</sup> ,50	181 <sup>q</sup> ,89
Les minerais maigres renferment (d'après les essais) :		
Argent au quintal. . . . .	2 <sup>lo</sup> lb,46	1 <sup>lo</sup> lb,64
Matte aux 100 quint. . . . .	23 <sup>q</sup> ,48	35 <sup>q</sup> ,89
Les minerais plumbeux renferment (d'après les essais)		
Argent au quintal. . . . .	1 <sup>lo</sup> lb,73	»
Les scories de plomb renferment (d'après les essais) :		
Argent au quintal. . . . .	0 <sup>lo</sup> lb,18	0 <sup>lo</sup> lb,23
La masse à fondre renferme (d'après les essais) :		
Argent au quintal. . . . .	0 <sup>lo</sup> lb,81	0 <sup>lo</sup> lb,84
Matte aux 100 quint. . . . .	11 <sup>q</sup> ,2	13 <sup>q</sup> ,2
Plomb <i>id.</i> . . . . .	3 <sup>q</sup> ,52	3 <sup>q</sup> ,87
La matte fondue par semaine s'élève		
à. . . . .	510 <sup>q</sup> ,40	568 <sup>q</sup> ,25
La matte fondue en 24 heures s'élève à		
Minerais et pyrites. . . . .	22 <sup>q</sup> ,91	28 <sup>q</sup> ,79
Scories. . . . .	45 <sup>q</sup> ,71	52 <sup>q</sup> ,38
	} 7,91	} 81,17
Pour 100 quint. de minerais et pyrites, on a consommé :		

Charbon de bois. . . . .	2 <sup>korbs</sup> , 36	8 <sup>korb</sup> , 76
Tourbe. . . . .	0 <sup>korb</sup> , 12	18 <sup>korbs</sup> , 74
Coke . . . . .	184 <sup>sch.</sup> , 78	114 <sup>sch.</sup> , 15

Total équivalent en  
charbon de bois. . . 187<sup>korbs</sup>, 2      132<sup>korbs</sup>, 3

Économie de combustible en faveur de l'air chaud :  
29 p. 0/0.

Matte crue produite en 24 heures :  
" . . . . . 9<sup>qr.</sup>, 48      10<sup>qr.</sup>, 25

Proportion d'argent rassemblé dans la matte (d'après les  
essais). . . . . 96,04 p. 0/0      94,16 p. 0/0 (1).

*Frais de fonte.*

	gros. pfen.		gros. pfen.	
Pour 1 quintal de mi- nerais et pyrites. . . . .	21	9	14	1
Pour 1 marc d'argent con- tenu dans le mélange. . . . .	7	5 4	5	20 »
Pour 1 marc d'argent con- tenu dans la matte. . . . .	5	20 6	4	9 9

*Frais de minerais.*

Pour 1 quintal de minerais et pyrites. . . . .	1	1 8	»	21 2
Pour 1 marc d'argent y compris. . . . .	8	12 3	8	17 6

L'économie sur les frais de fonte par marc d'argent ren-  
fermé dans la matte est de 24,7 p. 0/0.

Ces résultats confirment ceux qu'on a obtenus  
aux usines de la Mulde et d'Halsbrück; on a,  
tout à la fois, économie de combustible et de  
temps, et par suite d'argent.

(1) Dans une première série d'essais, on avait obtenu à  
l'air chaud 96,61 p. 0/0 pour la proportion d'argent ras-  
semblé dans la matte.

§ 3. Travail du plomb à l'air chaud.

Le travail du plomb à l'air chaud n'a été es-  
sayé qu'à l'usine de la Mulde; on a reconnu  
facilement que la nature du produit principal, le  
plomb, ne se prêtait pas à ce procédé; la tempé-  
rature trop élevée dans le fourneau réduit en  
vapeur une quantité de plomb considérable. Les  
avantages économiques obtenus dans les four-  
neaux de fusion par l'emploi de l'air chaud firent  
penser qu'on trouverait peut-être les mêmes ré-  
sultats en l'employant dans les fourneaux de gril-  
lage. On essaya de griller les schlichs de galène  
à l'air chaud. Dans ce but, et aussi pour con-  
stater l'utilité des fourneaux de grillage à sole  
tournante semblables à celui qui a été décrit dans  
la troisième série des *Annales des mines*, on  
construisit une sole circulaire en fonte mobile sur  
un pivot vertical; transversalement et au-dessus  
de ce plateau on disposa un râteau en fonte fixe  
et à dents creuses. Le tout fut recouvert d'une  
voûte et pourvu d'une grille et d'un foyer pour en  
former un fourneau à réverbère.

Un système de tuyaux et de caisses traversant  
un foyer particulier et en communication avec le  
râteau creux, amenait de l'air chaud qui s'échap-  
pait par l'extrémité des dents creuses; cet air,  
affluant au milieu des schlichs incandescents, de-  
vait accélérer le grillage et produire une écono-  
mie de combustible. Les essais n'ont pas répondu  
aux espérances qu'on avait conçues; le râteau  
acquiert une température très-élevée, devient  
rouge, et les matières en contact se fondent et  
bouchent momentanément les ouvertures; lors-  
qu'elles se rouvrent, l'air arrive brusquement et

Grillage des  
minerais à l'air  
chaud.

projette les matières. La perte en métal se trouve fortement augmentée; en même temps le râteau est rapidement détruit. En somme, l'emploi de l'air chaud a présenté plutôt des inconvénients que des avantages. En employant le râteau seul, sans y introduire d'air, on économise beaucoup de main-d'œuvre, et on arrive à un résultat économique avantageux. On se propose maintenant, à Freyberg, de recommencer ces essais dans un fourneau à sole plus grande, mais sans injecter d'air par le râteau. Ce fourneau est, du reste, employé avec succès en Bohême, où il a été probablement importé d'Angleterre.

Fonte des minerais de plomb à l'air chaud.

Les principaux résultats observés dans l'emploi de l'air chaud pour la fonte au plomb peuvent se résumer ainsi :

- 1° *La production est plus grande;*
- 2° *La consommation de combustible est moindre;*
- 3° *Le rendement en argent et en plomb d'œuvre est plus faible.*

Le rapport de ces différents éléments est tel que, dans les circonstances actuelles, il y a désavantage à employer l'air chaud; plus tard une augmentation dans le prix du combustible et une diminution dans le prix du plomb changeront peut-être le sens du rapport.

Pour rendre ces résultats évidents, il suffira du tableau suivant qui donne le résultat d'un essai de quatre semaines (en 1834) exécuté comparative-ment dans deux fourneaux, marchant l'un à l'air chaud, l'autre à l'air froid, et qui ont été maintenus dans des circonstances aussi semblables que possible :

	FOURNEAU D'ESSAI A l'air chaud.	FOURNEAU DE CONTRÔLE. A l'air froid.
A 1 quintal de minerai de plomb grillé on a ajouté :		
<i>Matte crue grillée.</i> . . . . .	quintal. 0,72	quintal. 0,72
<i>Matières plombeuses.</i> . . . . .	0,424	0,503
1 quintal de minerai de plomb traité contient :		
<i>Argent.</i> . . . . .	8loths,78	8loths,69
<i>Plomb.</i> . . . . .	22lb,59	22lb,55
Pour 1 quintal de plomb, le lit de fusion <span style="font-size: 2em;">}</span> <span style="font-size: 2em;">{</span> <span style="font-size: 2em;">{</span> <span style="font-size: 2em;">}</span> <span style="font-size: 2em;">}</span> <span style="font-size: 2em;">}</span>		
renferme :		
<i>Argent.</i> . . . . .	1marc,15	1marc,03
100 quintaux de lit de fusion ont produit :		
<i>Plomb d'œuvre.</i> . . . . .	quintaux. 23,92	quintaux. 26,94
<i>Matte de plomb.</i> . . . . .	1,54	1,22
<i>Débris de fourneau.</i> . . . . .	2,47	2,77
<i>Scories plombeuses.</i> . . . . .	67,90	68,78
Proportion de l'argent total rassemblé dans les produits :		
<i>Dans le plomb d'œuvre.</i> . . . . .	94,4 p. 0/0	96,26 p. 0/0
<i>Dans la matte.</i> . . . . .	2,56	1,28
<i>Dans les débris de four- neau.</i> . . . . .	0,91	0,79
<i>Dans les scories.</i> . . . . .	3,25	3,402
Proportion du plomb total rassemblé dans les produits :		
<i>Dans le plomb d'œuvre.</i> . . . . .	80,68 p. 0/0	81,31 p. 0/0
<i>Dans la matte.</i> . . . . .	1,36	0,54
<i>Dans les débris de four- neau.</i> . . . . .	1,25	1,31
<i>Dans les scories.</i> . . . . .	8,51	7,18
Gain sur la teneur des minerais d'après les essais :		
<i>Argent.</i> . . . . .	1,17 p. 0/0	1,74 p. 0/0
Perte sur la teneur des minerais d'après les essais :		
<i>Plomb.</i> . . . . .	8,17 p. 0/0	6,65 p. 0/0

	FOURNEAU D'ESSAI.		FOURNEAU DE CONTRÔLE.	
	scheffels.		scheffels.	
Consommation en coke :				
Pour 1 quintal de minerai.	0,867		1,195	
Pour 1 quintal de minerai et de matte mélangés.	0,503		0,687	
Pour 1 quintal de lit de fusion.	0,402		0,530	
Frais de combustible, y compris l'échauffement de l'appareil { tourbe et main-d'œuvre :				
	gros. pfennings.		gros. pfenn.	
Pour 1 quintal de minerai.	10	11,6	12	10,8
— de minerai et de matte.	6	4,4	6	10,2
Pour 1 marc d'argent chargé dans le fourneau.	15	8,8	16	4,4
Frais de salaire :				
Pour 1 quintal de minerai.	2	8,1	3	2,6
— de minerai et de matte.	1	6,7	1	10,2
Pour 1 marc d'argent chargé.	3	8,2	4	4,6
Bénéfice :				
	thalers.		thalers.	
Pour 1 quintal de minerai.	2	0 1	2	1 1,4
— de minerai et de matte.	1	3 11,2	1	4 5,3
Pour 1 marc d'argent chargé.	2	18 0,4	2	18 9,9

Les deux fourneaux avaient chacun une tuyère de 1 pouce  $\frac{3}{4}$  de diamètre ; l'air était chauffé de 150 à 170 degrés centigrades.

La différence des bénéfices que présente la valeur des métaux extraits ou à extraire des produits est, comme on le voit, au désavantage de l'air chaud. L'emploi de cette méthode paraît en outre altérer la qualité du plomb d'œuvre, en déterminant la réduction d'une plus grande quantité de matières étrangères. Quoique la différence signalée plus haut soit très-faible, elle s'est reproduite dans d'autres essais, et par suite on a renoncé à l'emploi

de l'air chaud pour le travail du plomb. Les mêmes essais ont été faits à l'usine de Sophie, près Goslar (Hartz), mais de même sans succès.

#### § 4. Travail de la matte de plomb à l'air chaud.

L'influence de l'air chaud, sur cette partie du traitement métallurgique, n'est pas encore bien connue ; les résultats n'ont pas toujours été d'accord ; cependant la haute température paraît avoir une action nuisible. Les derniers essais exécutés en 1838 ont fait voir que l'allure du fourneau était très-bonne, qu'une faible addition de scories crues suffisait pour empêcher une allure trop chaude (*frisch*) ; mais la production a été faible, et le rendement en plomb très-mauvais ; la perte en plombs s'est élevée à 32 p. o/o.

Les premiers essais exécutés en 1835, pour le travail du cuivre noir, ont donné des résultats satisfaisants ; l'emploi de l'air chaud a permis de porter l'addition de quartz, dans le lit de fusion, de 5 à 10 p. o/o, sans que la consommation de combustible en fût accrue, et par suite la scorification du fer a été complète, et on a obtenu du cuivre noir plus pur. Mais en répétant ces essais en 1836 et 1837, on a obtenu au contraire du cuivre noir plus impur qu'à l'ordinaire ; toutefois on ne doit pas attribuer tout le mal à l'air chaud ; on doit peut-être l'attribuer seulement à la nature des scories, ajoutées comme fondant, qui étaient très-impures et très-zincifères.

#### § 5. Coupellation à l'air chaud.

Les recherches pour la coupellation appartiennent à une série d'essais commencés le 4 novembre 1833, et entrepris simultanément pour la

réduction des litharges, et la coupellation du plomb marchand pour plomb d'essai. On fondit 300 quintaux de litharge, et il en résulta 224 quintaux de plomb d'œuvre purifié par liquation; ces 224 quintaux ont été partagés en deux lots de 112 quintaux qui ont été traités à part. Les deux opérations ont été faites dans des circonstances différentes, et ont donné des résultats différents. Dans la première, on ouvrit complètement un registre placé dans le tuyau de l'appareil à air chaud, et on porta le diamètre des deux buses à 1 p.  $\frac{3}{4}$ . La quantité de vent lancé dans le fourneau était trop considérable, et les papillons, dont les dimensions n'avaient pas été augmentées, étaient trop fortement soulevés; le vent s'échappait sans être rabattu sur le bain métallique, et la coupellation marchait beaucoup plus lentement qu'à l'ordinaire; elle dura 43 heures depuis la mise en feu. Abstraction faite de la durée plus grande, l'opération marcha bien jusqu'à la fin. La hauteur du manomètre à eau, pour la température de 85°, était de 92 millimètres; lorsque l'air n'était pas chauffé, elle était de 120 millimètres; la roue hydraulique faisait dans les deux cas trois tours en 2 minutes. D'autres observations ont donné les résultats suivants :

A 110°C., pression. . . . .	81 <sup>m.m.</sup>	} 1 tour de roue par 1'.
Air froid, " . . . . .	110	
A 85°, " . . . . .	73 <sup>m.m.</sup>	} 4 tours de roue en 3'.
Air froid, " . . . . .	97	
A 95°, " . . . . .	52 <sup>m.m.</sup>	} 3 tours en 4'.
Air froid, " . . . . .	70	

Ces résultats permettent de juger de l'augmentation de force motrice que nécessite l'emploi de l'air chaud pour lancer la même masse de vent,

ou de la différence des quantités de vent qui peuvent être lancées par une même force motrice.

Dans la seconde opération, on n'ouvrit pas entièrement dès le commencement le registre régulateur, et on chargea plus fortement les papillons; on n'ouvrit complètement le registre que vers l'époque où la formation des litharges commença, et on porta la température à 130°. La coupellation ne dura que 37 heures. Le tableau suivant présente les résultats de ces deux essais comparés à des résultats obtenus en 1829 pour la même fabrication de plomb d'essai.

	Air froid.	Air chaud.	
		1 <sup>re</sup> opération.	2 <sup>e</sup> opération.
Litharges ordinaires. . . . .	quintaux. 77,21	quintaux. 67,85	quintaux. 66,96
— de triage. . . . .	11,39	12,50	14,28
Fonds de coupelle. . . . .	18,03	25,00	24,10
Abzugs. . . . .	0,00	0,88	1,33
Plomb entraîné par les litharges. . . . .	2,13	1,33	1,78
Perte totale en plomb.	7,86 p. ‰	11,15 p. ‰	16,15 p. ‰

La perte de métal est d'environ 29 p. 0/0 plus grande à l'air chaud qu'à l'air froid. Quoique la consommation en bois soit notablement moindre, si on y joint la consommation de combustible pour échauffer l'air, on reconnaît que cette économie, si elle subsiste encore, est cependant insuffisante pour couvrir la grande perte de métal. La proportion de fonds de coupelle paraît beaucoup plus grande à l'air chaud; mais comme cela dépend beaucoup de la quantité de plomb qui a été coupellée à la fois, on ne peut rien en conclure. Cet essai a fait voir que l'air chaud ne convenait pas à l'opération de la coupellation, et on y a renoncé.

§ 6. *Revivification des litharges à l'air chaud.*

Les essais ont été faits immédiatement avant ceux de coupellation; on les a exécutés sur 300 quintaux de litharge dans les fourneaux ordinaires; on a porté la température de l'air à 200°.

Par quintal de lithargé on a consommé :	2 <sup>pi. cu.</sup> , 29 de
Charbon de bois, qui ont coûté. . . . .	25 <sup>ros</sup> 3 <sup>pf.</sup> , 7
100 quintaux de litharge ont donné :	
Plomb marchand. . . . .	78 <sup>qx.</sup> , 66
Plomb des scories. . . . .	8 , 33
Scories. . . . .	5 , 66

La perte en plomb s'est élevée à 2,07 p. o/o. Le plomb obtenu était d'une très-bonne qualité.

Dans le travail ordinaire à l'air froid, une expérience faite pour déterminer tous les éléments du travail avait appris antérieurement que

Pour 1 quintal de litharge on consommait :	2 <sup>pi. cu.</sup> , 25 de
Charbon, dont le prix s'élevait à. . . . .	25 <sup>ros</sup> 2 <sup>pf.</sup> , 3
100 quintaux de litharge donnaient :	
Plomb marchand. . . . .	82 <sup>qx.</sup> , 50
Plomb de scories. . . . .	4 , 75
Scories. . . . .	4 , 50

La perte en plomb s'élève à 4,31 p. o/o.

La consommation de charbon paraît plus forte à l'air chaud qu'à l'air froid; mais cela tient à la forme sous laquelle les résultats sont présentés; ils comprennent la quantité de charbon nécessaire pour échauffer le fourneau, quantité très-variable suivant la masse de litharge revivifiée dans une même opération. En faisant abstraction de cette quantité de combustible, qu'on peut porter à 6 korbs, on trouve que pour la revivification il a fallu par quintal de litharge :

A l'air chaud. . . . .	1 <sup>pi. cu.</sup> , 97 de charbon.
A l'air froid. . . . .	2 , 07

En ajoutant au premier nombre la tourbe nécessaire pour chauffer l'air, l'économie de combustible se trouve compensée; les frais de combustible par quintal de litharge s'élèvent :

A l'air chaud, à. . . . .	25 <sup>ros</sup> 0 <sup>pf.</sup> , 2
A l'air froid, à. . . . .	1 11 , 9

L'économie de combustible est si faible qu'elle ne suffit pas pour couvrir les frais d'entretien de l'appareil à chauffer l'air; on s'en rend facilement compte en remarquant que, dans la réduction des litharges, le principal rôle du combustible est celui de réducteur; la température est peu élevée et l'économie de combustible ne porte que sur la portion peu considérable qui sert à entretenir cette température. Les autres nombres semblent indiquer que la fusion des matières est plus rapide à l'air chaud, et qu'elles sont soustraites plus rapidement à l'action du vent; car la proportion de plomb obtenue immédiatement est moindre, et celle de plomb de scories et de scories même est plus grande, tandis que la perte de métal est moindre. Cette perte de métal n'est pas, du reste, un résultat assez certain pour qu'on puisse y attacher de l'importance, car on base la détermination sur des essais en petit, qui sont eux-mêmes incertains; de plus, cette perte même à l'air froid est très-variable, puisqu'à différentes époques on a trouvé les nombres 3,34 p. %, 4,02 p. % et 5,21 p. %. En somme, l'emploi de l'air chaud paraît plutôt désavantageux qu'avantageux pour la réduction des litharges; on a continué à Freyberg à employer l'ancienne méthode.

On n'a pas essayé d'employer l'air chaud pour la réduction des abstrichs.

§ 7. *Traitement des anciennes scories à l'air chaud.*

Dans une série d'environ six siècles, il s'est entassé autour des usines de Freyberg des haldes énormes de scories; les anciens procédés de traitement métallurgique étant encore très-imparfaits dans ces temps reculés, il se trouve des parties de ces haldes qui sont encore riches en argent, à tel point que dans certaines parties on a trouvé des scories qui ont rendu deux marcs aux cent quintaux. A différentes époques on a cherché à refondre ces scories pour en extraire la matle, mécaniquement entraînée, qu'elles renferment; mais ces essais ont été sans succès, les frais n'étaient pas payés par la valeur des produits obtenus. On ne peut pas les employer comme fondant pour la fonte crue ou pour la fonte au plomb, parce qu'elles sont trop silicatées, et rendraient pour l'une le lit de fusion trop réfractaire, et pour l'autre empêcheraient les scories d'être suffisamment basiques. On a essayé, mais sans succès sous le rapport économique, de les soumettre à une préparation mécanique; mais lorsqu'on eut construit des appareils à chauffer l'air à l'usine de la Mulde, les résultats changèrent complètement; en fondant les anciennes scories à l'air chaud, l'économie de combustible fut telle que les frais furent compensés et au delà. A l'usine de la Mulde, il y a maintenant quatre hauts-fourneaux en activité, pour la refonte des scories.

On prend sur les haldes les scories, en les triant au râteau, afin de laisser le menu qui a l'inconvénient d'obstruer le fourneau et d'augmenter la consommation de coke; elles sont cependant plus riches en argent que le reste de la

masse. On rejette de même, ou on sépare par un cassage à la main, certaines scories silicatées et très-pauvres, qu'il est facile de reconnaître à l'aspect. Les fourneaux sont disposés comme pour la fonte crue; seulement l'espace où se produit la fusion est revêtu intérieurement en briques, pour qu'il soit plus facile d'arracher à la fin de la campagne les loups ferrugineux qui s'attachent aux parois. On mêle, suivant les besoins, aux scories anciennes à refondre 3 à 6 p. 0/0 de scories chaudes du travail du plomb; elles forment le fondant le meilleur et le plus économique; une faible addition de marne calcaire a eu également de l'avantage pour certaines sortes de scories.

On chauffe l'air à la température de 250, à 270° C. On commence, lorsque le fourneau est échauffé, à charger deux bacs de scories plumbeuses; on met ensuite les charges ordinaires de scories anciennes et de fondant. Au commencement on ne met que deux bacs de scories anciennes par panier de coke; on augmente peu à peu jusqu'à ce qu'on ait atteint le rapport de trois paniers de coke pour huit à dix bacs de scories. — Le nez se maintient assez court; il ne se forme pas d'attachement aux parois, et la marche du fourneau est généralement froide (*saiger*). On trouve seulement, après la fin de la campagne, un loup ferrugineux plus ou moins pesant, imprégné dans la sole. En 24 heures on refond 70 à 80 quintaux de scories des haldes, et, suivant qu'elles sont plus ou moins réfractaires, on consomme par quintal 0,35 à 0,48 scheffel. Lorsqu'on met deux tuyères au lieu d'une, la production moyenne est toujours un peu plus grande, et la consommation relative de coke est

plus petite. On fait ordinairement deux percées en 24 heures; chacune fournit trois à quatre quintaux de matte.

Cette matte qui est grillée et repassée dans le travail du plomb, comme la matte de la fonte crue, contient 3 à 4 1/2 loths d'argent au quintal, et souvent aussi un peu de plomb et de cuivre. Elle est très-peu liquide, et peut quelquefois à peine s'écouler du creuset; lorsqu'elle manifeste cette tendance, on ajoute un peu de pyrite au lit de fusion; par là on rend à la matte la liquidité convenable et on redissout les encroûtements qui se sont formés dans l'avant-creuset. On remarque, lorsqu'on fait la percée, un fort dégagement de vapeurs blanches, et à la surface du bain liquide de nombreux jets de flamme blanche très-vive; circonstances qui indiquent une forte teneur en zinc. La composition est du reste très-différente de celle de la matte crue ordinaire.

M. Kersten y a trouvé :

Soufre . . . . .	17,0
Arsenic. . . . .	»
Fer. . . . .	69,0
Plomb. . . . .	2,5
Cuivre. . . . .	3,5
Zinc. . . . .	6,1
Antimoine, argent, scories mêlées et perte. . . . .	1,9
	<hr/> 100,0

Les scories sont presque entièrement appauvries, elles sont rejetées sur les haldes; souvent elles sont tellement visqueuses qu'elles ne coulent pas et qu'on est obligé de les haler. A la fin de la campagne, la sole est imprégnée d'un loup ferrugineux

dans un échantillon duquel M. Kersten a trouvé :

Fer. . . . .	87,623
Silicium. . . . .	8,871
Soufre. . . . .	0,942
Aluminium. . . . .	0,180
Carbone. . . . .	1,891
Cuivre, arsenic et Manganèse. . . . .	»
	<hr/> 99,507

Le tableau suivant présente le résultat d'essais de fonte à l'air chaud, comparés à une série d'essais faits, en 1825, à l'air froid; la comparaison permettra d'apprécier l'avantage de l'air chaud dans cette circonstance :

	Air chaud.	Air froid.
En vingt-quatre heures on a chargé :		
	quintaux.	quintaux.
Scories des haldes. . . . .	73,79	53,5
Masse totale à fondre. . . . .	88,03	66,83
A 100 quintaux de scories des haldes on a ajouté :		
Scories du travail du plomb. . . . .	18,82	17,70
Par quintal de scories on a consommé :		
	scheffel.	scheffel.
Coke. . . . .	0,37	0,766
On a dépensé :		
	gros. pf.	gros. pf.
Combustible. . . . .	4 11,25	7 5,15
Salaire pour le travail du fourneau. . . . .	0 7,24	1 0,65
— pour le triage et le transport à l'usine. . . . .	0 4,14	0 8,48
Dépense totale. . . . .	5 0,65	9 2,28
	Bénéfice.	Perte.
Par quintal. . . . .	6 <sup>pf.</sup> 96	35 <sup>pf.</sup> 6 <sup>pf.</sup>

Le rendement en argent a été un peu plus grand à l'air chaud, et le rendement en matte un peu moindre.



L'économie de coke, en employant l'air chaud, a été de . . . . . 51 p. o/o  
 Celle d'argent. . . . . 45 p. o/o

Cette comparaison a fait voir qu'il y avait un bénéfice assuré, quoique restreint, à refondre ces anciennes scories en employant l'air chaud. On a consacré à cet usage, à l'usine de la Mulde, quatre fourneaux placés près des haldes. Indépendamment du bénéfice net, on a l'avantage de rendre à la circulation des trésors qui, sans cela, seraient restés enfouis. On estime environ à 4 millions de francs la valeur des métaux ainsi perdus dans ces scories.

Le tableau suivant, qui comprend le résultat du traitement des scories des haldes depuis le deuxième trimestre de 1835 jusque vers le dernier trimestre de 1837, fera connaître tous les détails des produits et consommations sous le rapport technique et économique; il se rapporte, pour plusieurs fourneaux, à 473 semaines de traitement et 64.603 journées d'ouvriers. Le bénéfice calculé d'après la teneur des produits de la fonte s'élève à 25.000 francs au moins pour deux années environ de ce travail.

Schrägen.	POIDS ET MESURES.			CONSUMMATION.	TENEUR EN ARGENT d'après les essais.		— EN PLOMB d'après les essais.		— EN CUIVRE.		VALEUR EN ARGENT.		
	Schöbel.	Wagen.	Korb.		Quintaux.	Mars.	Loths.	Quintaux.	Livres.	Quintaux.	Livres.	Thalers.	Gros.
				1.844	Pyrite non argentifère.	9	3				461	21	9
				591	Pyrite argentifère.	9	3				153	23	3
					Argent en excès dans le pyrite non payé aux vendeurs.	3.271	5				19	8	6
				209.366	Dime payée par l'usine.	298	10	924			1.858	8	9
				38.527	Scories des haldes (de fonte crue).						8	3	9
					Scories de plomb.						37.068	3	9
	195				Bois.						75	3	9
	97.470				Lignite.						401	6	10
					Coke.						843	19	2
					Charbon de bois.						444	2	8
					Tourbe.	71	6	114			2.297	20	9
					Grasse de fourneau.						157	15	
					12.972 journées de fondeur.						1.620	3	6
					1.081 — de brouetteur.						481	3	
					12.969 — de chargeur.						1.620	1	9
					2.619 — d'huile brouetteur.						799	11	6
					12.960 — de manoeuvre, pour enlever les scories.						323	3	6
					8.026 — de goujat.						177	9	
					6.811 — de chauffeur.						53.172	17	8
					5.170 — de casseur de scories.						59.106	22	
					Frais de transport.						722	4	
					Total.	3.659	13	1.038	26				
					Produits.	4.670	10	139	11,5	271			
					Matte.	116	1	185	70				
					Grasse, etc.	4.786	10	324	81,5	271			
					Total.	1.196	12	713	44,5				
					Gain sur les essais.								
					Perte.								
					Bénéfice.								

On a essayé de traiter de même des scories entassées à Thurmofen, sur les haldes d'une ancienne usine actuellement détruite; jusqu'ici on n'a pas réussi à les fondre seules avec un grand avantage, parce qu'elles sont très-réfractaires et rendent la marche du fourneau très-irrégulière; mais on se propose de les fondre bientôt à l'usine d'Halsbrück, avec les résidus d'amalgame qui serviront de fondant, en même temps qu'ils abandonneront la plus grande partie de l'argent et de l'or qu'ils renferment encore. L'or passant en grande proportion dans les résidus, on espère obtenir un argent assez riche en or pour qu'il y ait lieu à faire le départ avec bénéfice.

## RÉSUMÉ.

Les essais des différents genres tentés pour les différentes parties du traitement ont amené à ce résultat facile à prévoir : *que l'air chaud convient seulement dans le cas où une élévation de température dans l'intérieur du fourneau est sans influence sur la nature et la qualité des produits.* Ils ont, en outre, confirmé ce fait également facile à prévoir : *que l'économie de combustible est considérable, dans les cas seulement où il est consommé pour produire la fusion des matières, et où la réduction des oxydes métalliques n'est qu'accessoire.*

Quant aux effets de l'air chaud sur la marche même du fourneau, ils sont tels qu'on pouvait s'y attendre, d'après l'observation des usines à fer. Il y a concentration de chaleur, et par conséquent élévation de température à la tuyère; elle a été accusée par le raccourcissement du nez et la liquidité plus grande des matières, quoique avec des

mélanges plus réfractaires; la flamme apparaît moins souvent au gueulard. Il n'y a donc rien à ajouter ici à ce qui a été dit dans le précédent mémoire sur la théorie des effets de l'air chaud.

## DEUXIÈME PARTIE.

## USINES A ÉTAÏN.

Des essais ont été tentés à plusieurs reprises pour traiter à l'air chaud les minerais d'étain, mais sans succès. Il se brûle une quantité trop grande de ce métal facilement oxydable; l'atelier se remplit d'épaisses fumées blanches qui dénotent une forte perte de métal. En même temps l'étain qu'on obtient est plus impur, il renferme une plus grande proportion de métaux étrangers fer, tungstène, etc. On conçoit, en effet, que la concentration et l'élévation de température doit être tout à fait nuisible dans le procédé saxon, qui consiste à fondre les minerais à une température aussi basse que possible pour obtenir de l'étain pur, et à refondre ensuite les scories qui donnent un étain de qualité inférieure.

## TROISIÈME PARTIE.

EMPLOI DE L'AIR CHAUD DANS LES HAUTS-FOURNEAUX  
A FER.

Les usines à fer de l'Erzgebirge saxon, comprenant dix-sept hauts-fourneaux, sont disséminées sur la surface du pays, à une assez grande distance de Freyberg. Les principales sont concentrées dans la partie sud-ouest entre Schneeberg et Johannegeorgenstadt; elles sont situées sur deux pe-

Introduction.

tites rivières séparées par la crête de montagnes qui porte la ville de Johannegeorgenstadt, sur le Schwarzenwasser et la Mulde de Zwickau. Ces usines appartiennent à des particuliers et sont complètement indépendantes de l'administration des mines et usines de Freyberg; elles en sont en même temps tout à fait négligées, et sont pour la plupart encore bien en arrière des usines du reste de l'Allemagne. Les deux plus importantes sont celle de Morgenröthe, qui appartient à MM. Lattermann frères, et celle de Schönhayde, qui appartient à M. de Querfurt. L'air chaud n'est employé dans le travail courant qu'à l'usine de Morgenröthe; il n'a été employé que pour essai à l'usine de Schönhayde et à Whittigsthal près Johannegeorgenstadt; les autres usines marchent à l'air froid. Je rapporterai ici les renseignements que j'ai pu recueillir dans une course de quelques jours à travers cette partie de la Saxe, et en particulier les résultats obtenus à Morgenröthe, que MM. Lattermann m'ont communiqués avec beaucoup d'obligeance. Ces renseignements ne se rapportent qu'aux résultats économiques; l'air chaud a été peu étudié sous le rapport technique.

Des minerais,  
des fondants, etc.

Les minerais sont le plus généralement des fers oxydés rouges en filons, quelquefois des fers oxydés bruns également en filons. Ces minerais renferment une forte proportion de quartz qui les rend très-réfractaires; la température doit toujours être très-élevée dans le fourneau, et, par suite, la fonte a une grande tendance à être graphiteuse. On emploie, comme fondant, de la castine et du basalte qu'on rencontre sur plusieurs points dans les environs: on bocarde ces matières pour en former un lit de fusion plus ho-

mogène et plus facilement fusible. Les machines soufflantes sont formées de caisses en bois, dans lesquelles se meut un piston également en bois.

L'air chaud n'a encore été qu'essayé dans cette usine; les grès qui servent à construire le creuset proviennent du terrain houiller de Zwickau; ils renferment de petites veinules de combustible, et se détruisent rapidement; à l'air chaud, la dégradation est encore plus rapide. C'est pour cela que jusqu'ici on n'a pas encore fait marcher le fourneau à l'air chaud d'une manière continue. On essaie maintenant de souffler à la température de 140°. On a essayé l'air chauffé à différentes températures, mais pour chacune un petit nombre de jours seulement; on a trouvé que pour une charge constante de 37 pieds cubes de charbon, et une addition de fondant (moitié castine et moitié basalte) égale au tiers du volume de minerai, on avait fait passer :

Usine de  
Whittigsthal.

A l'air froid.		Rendement.
En 17 charges.	7.330 lb de minerai.	32 p. $\frac{1}{2}$
— 17 »	7.330	32 p. $\frac{1}{2}$
— 8 »	3.420	32 p. $\frac{1}{2}$
A l'air chaud : 115° C.		
— 30 »	13.560	»
	<i>Id.</i>	140°
— 16 »	7.430	32 $\frac{1}{4}$ p. $\frac{1}{2}$
	<i>Id.</i>	180°
— 16 »	7.690	»
	<i>Id.</i>	200°
— 16 »	8.060	»
	<i>Id.</i>	230°
— 16 »	8.330	»
	<i>Id.</i>	250°
— 16 »	8.590	»

	A l'air chaud : 260°		
En 15 charges.	8.280	lb de minéral.	
	<i>Id.</i>	278°	
— 16 »	9.320		»
	<i>Id.</i>	200°	
— 21 »	12.050		»
	A l'air froid.		
— 17 »	7.050		»
— 19 »	7.870		»

Ces résultats font voir que l'emploi de l'air chaud a produit une économie de combustible, et que cette économie a été croissant avec la température. Le rapport entre le fondant et le minéral n'a pas varié; il paraît qu'on n'a pas observé d'altération dans la qualité de la fonte.

Usine de  
Morgenröthe.

L'emploi de l'air chaud a été introduit à Morgenröthe en 1834; après un an d'essai, on est parvenu à marcher régulièrement à l'air chaud. En 1834, la température a été moyennement de 130° R.; mais, en 1835, des modifications apportées à l'appareil ont permis de la porter de 200° à 250° R. L'appareil est copié sur celui de Wasseralfingen, il est placé au gueulard; il est pourvu d'une grille sur laquelle on brûle de la tourbe lorsque la marche du fourneau se déränge, et que la flamme du gueulard devient insuffisante. On a conservé le même nombre de tours pour la roue hydraulique de la machine soufflante; seulement on a élargi d'un quart de pouce la buse unique du fourneau. On a observé qu'à l'air chaud la chaleur et la flamme au gueulard étaient plus faibles qu'à l'air froid. On n'a pas remarqué que la fonte fût plus ou moins liquide; ordinairement elle est très-liquide, mais elle se fige très-rapidement dans les

moules. On assure aussi que l'air chaud n'a pas fait changer la fluidité des laitiers, et la quantité de fer de bocard n'a pas varié. Les campagnes sont aussi longues à l'air chaud qu'à l'air froid; on a été obligé d'employer une tuyère à eau. Le fourneau a une très-grande disposition à prendre une allure chaude; la fonte se charge de graphite, présente un grain plus gros, et devient impropre au moulage et à l'affinage. Il y a plusieurs espèces de minerais qu'on bocarde et qu'on mélange en les criblant pour former un lit de fusion homogène; avec la castine et le basalte également bocardés, on forme à part un mélange qu'on charge en même temps que le minéral. L'appareil à chauffer l'air a besoin d'être fréquemment nettoyé.

Le tableau suivant présente le roulement de l'usine pendant les huit dernières années.

Année	Charges	Produit	Consommation	Température	Observations
1834	15	8.280	260°		
1835	16	9.320	278°		
1836	21	12.050	200°		
1837	17	7.050			
1838	19	7.870			
1839					
1840					
1841					
1842					

ANNÉES	DURÉE de la campagne.	MINÉRAL.		FONDANT.	CHARBON MÉLÉ.			PRODUCTION totale.	PRODUCTION par semaine.	RENDÉMENT des minerais. p. %	I QUINT. DE FONTE A EXIGÉ		
		Fuders. 1 fuder = 88 pi. c.	Quintaux. 1 quintal = 110 liv.		Schocks à 800 pi. c.	Kubels à 16 pi. c.	Quintaux.				Minéral.	Fondant.	Charbon.
1829	49	1.868 $\frac{1}{10}$	32.864	9 987,7	342	19,5	16 392	11.495,5	234,6	34	2,85	0,87	1,42
1830	42	1.815 $\frac{1}{4}$	32.406	10.391,2	346	2,5	16.627	12.121,4	288,6	37	2,67	0,85	1,32
1831	47	1.763	30.942	9.329	330	6	15.626	11.040,4	234,8	36	2,80	0,84	1,41
1832	46	1.840 $\frac{1}{4}$	33.305	10.805	308	6	15.394	10.736,6	233,4	32	3,12	1,00	1,43
1833	50	1.638 $\frac{1}{2}$	31.679	9.025	370	21	17.986	10.839,4	216,7	34	2,92	0,83	1,65
1834	41	1.374 $\frac{1}{2}$	24.819	9.412	242	11	11.837	8.703,0	212,2	35	2,84	1,08	1,35
1835	43	2.257 $\frac{1}{2}$	40.057	11.521	313	30	14.935	14.640,25	340,5	36	2,73	0,77	1,02
1836	36	1.355 $\frac{1}{2}$	24.034	7.909	200	44	9.317	9.038,0	251,0	37	2,66	0,87	1,03
1837	49	2.340	46.701	14.894	419	15	19.601	15.804,0	322,5	34	2,93	0,94	1,24

Les résultats des années 1829, 1830, 1831, 1832, 1833, appartiennent aux campagnes à l'air froid; les essais ont commencé en 1834, et pendant cette campagne, le fourneau a marché tantôt à l'air froid, tantôt à l'air chaud; les trois dernières années ont été sans interruption à l'air chaud. L'emploi de ce procédé a augmenté notablement la production journalière; la consommation de fondant est restée sensiblement la même. L'économie de combustible s'est élevée en moyenne à 24 p. o/o par quintal de fonte. On assure que la fonte n'a pas perdu en qualité pour le moulage ou l'affinage.

L'air chaud a été essayé à Schönhayde, mais sans persévérance et sans succès.

Usine de  
Schönayde.

La descente des charges a été irrégulière, la fonte étant de nature très-irrégulière, tantôt blanche, truitée ou très-grise. Il est probable qu'avec plus de persévérance on serait arrivé au même résultat qu'à Morgenröthe, où les circonstances sont tout à fait semblables.

#### QUATRIÈME PARTIE.

##### DES FEUX D'AFFINERIE ET DE FORGE.

On a employé dans quelques usines l'air chaud pour les feux d'affinerie, mais avec un succès très-varié; il n'est venu à ma connaissance aucun résultat positif; on annonce cependant une économie de combustible, et une diminution de déchet.

On a fait également dans les ateliers de différentes mines de Freyberg des essais pour l'emploi de l'air chaud dans les forges de maréchal. Les résultats ont été en général défavorables, et

le procédé a été abandonné. Les essais ont été exécutés de 1835 à 1836, dans les forges de plusieurs mines des environs de Freyberg; on a employé différents appareils, et on a fait les essais tantôt à la houille et au coke, tantôt au charbon de bois.

1° Avec un appareil à caisses et un appareil à tuyaux en serpentín dans les forges à la houille et au coke, la dépense a été plus forte à l'air froid qu'à l'air chaud, et la différence s'est élevée :

	DANS L'APPAREIL	
	à caisses.	à serpentín.
Pour la consommation de fer et d'acier, à . . . . .	7 $\frac{1}{2}$ p. $\frac{2}{3}$	7 $\frac{2}{3}$ p. $\frac{2}{3}$
Dé charbon, à . . . . .	11 $\frac{1}{4}$ "	13 $\frac{1}{4}$ "
Pour la dépense en acier, fer et charbon, à . . . . .	3 $\frac{1}{17}$ "	9 $\frac{2}{3}$ "

Dans les feux de forge au charbon de bois tendre avec les mêmes appareils, l'air froid a donné comparativement avec l'air chaud :

	DANS L'APPAREIL	
	à caisses.	à serpentín.
Un déchet en fer et acier de . . . . .	29 $\frac{1}{4}$ p. $\frac{2}{3}$ plus petit.	45 p. $\frac{2}{3}$ plus grand.
Une consommation de charbon de . . . . .	27 $\frac{2}{26}$ " plus grande.	34 " "
Une dépense en matières premières de . . . . .	15 $\frac{21}{25}$ " plus petite.	32 " "

2° Avec un autre appareil fabriqué à Stuttgart, au moyen duquel on injectait par la tuyère une petite quantité de vapeur d'eau, à l'air froid,

Le déchet a été de . . . . .	$\frac{12}{27}$ p. $\frac{2}{3}$ plus grand qu'à l'air chaud.
La durée du travail, de . . . . .	2 $\frac{4}{5}$ " plus petite "
La consommation en combustible, de . . . . .	15 $\frac{1}{3}$ " plus grande "
La dépense en métal, charbon et salaire, de . . . . .	3 $\frac{1}{2}$ " " "

3° Avec un appareil fabriqué à Wasseraal-fingen, à l'air froid.

Le déchet a été de . . . . .	6 $\frac{2}{3}$ p. $\frac{2}{3}$ plus petit qu'à l'air chaud
La durée du travail de . . . . .	25 $\frac{1}{2}$ " <i>Id.</i>
La consommation de charbon de . . . . .	23 $\frac{1}{2}$ " <i>Id.</i>
La dépense en argent de . . . . .	20 $\frac{1}{2}$ " <i>Id.</i>

4° Avec le même appareil, auquel on avait apporté quelques modifications, on a obtenu, dans différentes forges, à l'air froid (voir le tableau ci-contre).

Les résultats compris sous les nos 3 et 4 ont donné, à deux exceptions près, pour le déchet en métal des résultats tout à fait en faveur de l'air froid.

	A LA FORGE DE KIRBACH.		A LA FORGE DE NEUEN- TWEEEN-FURSTEN STOLLEN.		A LA FORGE DE BESCHERT-GIUCK.	
	A la houille.	Au charbon de bois.	A la houille.	A la houille.	A la houille.	
Un déchet de . . .	$8 \frac{1}{2}$ p. o/o plus grand.	$28 \frac{1}{2}$ p. o/o	$23 \frac{2}{10}$ p. o/o	$13 \frac{2}{10}$ p. o/o plus grand.		
Une durée du travail de . . . . .	$16 \frac{10}{20}$ »	$44 \frac{2}{10}$ »	$21 \frac{21}{15}$ »	$26 \frac{1}{5}$ »		
Une consommation de charbon de . . . . .	$9 \frac{13}{20}$ plus petites.	$43 \frac{1}{10}$ plus petits.	$6 \frac{21}{15}$ »	$26 \frac{14}{15}$ plus petites.		
Une dépense totale de . . . . .	$10 \frac{14}{15}$ »	$35 \frac{1}{4}$ »	$17 \frac{1}{2}$ »	$16 \frac{17}{15}$ »		

## MÉMOIRE

*Sur l'exploitation de la calamine et la fabrication du zinc dans la Haute-Silésie ;*

Par M. CALLON, Aspirant-Ingénieur des mines.

La Silésie est la contrée de l'Europe qui produit annuellement le plus de zinc. Elle doit cet avantage à la richesse du gîte de calamine qu'elle possède, et au bas prix du combustible et de la main-d'œuvre, qui lui permet, tout en suivant un procédé moins parfait que dans d'autres pays (au moins sous le rapport du combustible consommé), de livrer le métal à un prix inférieur. L'usage du zinc, qui se répand de plus en plus, a donné depuis quelques années un essor prodigieux à cette fabrication.

En 1837, les vingt-huit mines de calamine en exploitation ont fourni 600.000 quintaux de minerai lavé, sans compter 300.000 quintaux de résidus de lavage encore traitables, et en outre comme produit accessoire, mais important par sa valeur, environ 1000 quintaux de galène argentifère.

## § I. Gisement de la calamine.

La partie connue du gîte s'étend sur une longueur d'environ 14 kilomètres du S.-O. au N.-E. sans interruption, et sur une largeur d'environ 8 kilomètres, mais sans être reconnue sur toute cette largeur.

La *Planche I<sup>re</sup>* montre la disposition des deux parties isolées qui composent le gîte. Des gîtes de calamine que l'on doit regarder géologiquement comme le prolongement de celui-ci s'étendent en Pologne; je ne connais pas leur étendue. Leur position géologique est tout à fait différente du gisement de Huy et de la Vieille-Montagne, quoique des circonstances remarquables les rapprochent. Ainsi, dans quelques mines de Silésie, on trouve de la galène comme à Huy. En Silésie, comme à Huy et à la Vieille-Montagne, la calamine est en relation avec un calcaire magnésien; mais, tandis qu'en Belgique ce calcaire appartient au calcaire bleu antérieur au terrain houiller, en Silésie il repose sur le muschelkalk.

Une coupe verticale du terrain présente la succession suivante de roches, en allant du mur au toit :

1° Calcaire non magnésien et peu argileux servant de mur au gîte métallifère. Ce calcaire est stratifié en couches sensiblement horizontales. Il est souvent schisteux, en général d'un gris bleuâtre dans la profondeur, mais souvent jaunâtre ou blanchâtre au contact de la roche suivante. Il contient fort rarement des coquilles. Cependant on en a trouvé un assez grand nombre d'espèces pour pouvoir reconnaître qu'il appartient au muschelkalk. L'épaisseur de ce calcaire n'est connue nulle part : on ne sait sur quelle roche il repose, mais c'est vraisemblablement sur le terrain houiller que l'on voit s'enfoncer par-dessous, entre Beuthen et Königshütte, et reparaitre au nord de Beuthen. Des sondages que l'on est sur le point d'entreprendre près de la mine de calamine nommée Maria-Grube éclairciront bientôt la question. Quoi-

que le calcaire soit en couches horizontales, la surface de séparation avec la roche supérieure est extrêmement ondulée, comme on le voit sur les coupes. Cette roche porte le nom de *Sohlenstein*, et plus particulièrement de *Blau-sohlenstein* ou *Blau-liegendes*.

2° Roche se distinguant de la précédente par un caractère chimique essentiel, par la présence de la magnésie. Cette dolomie est en relation intime avec les minerais suivants : galène argentifère, calamine, minerai de fer hydraté. Elle présente de grandes variétés de couleur et de consistance, qui lui ont fait donner par les mineurs un grand nombre de noms. Elle porte en général le nom de *Dachgestein* (roche du toit); on la connaît sous les noms de *Braunes-dachgestein*, *Blaues-dachgestein*, etc., suivant qu'elle a une teinte brunâtre ou bleuâtre.

Le *Gelber-dachmergel* est une dolomie de consistance marneuse et d'un jaune d'ocre, etc. Enfin, comme dans la mine de plomb dite *Friedrichs-grube*, le minerai est toujours au milieu même de la dolomie, et jamais en dessous; la partie inférieure prend aussi dans cette mine le nom de *Sohlenstein*.

C'est dans cette roche même, ou bien entre elle et le *Blau-liegendes*, plus rarement au-dessus d'elle, que se présentent en amas très-irréguliers les minerais de plomb, d'argent, de zinc et de fer. La mine de plomb de *Friedrichs-grube* présente une galène tenant deux loths au quintal ou 0,00056 d'argent. Cette galène est disséminée en petits filons irréguliers dans la dolomie même, et jamais ni en dessus ni en dessous. Ces filons dessinent souvent sur les parois des galeries des



ramifications très-variées et très-irrégulières et dont la *fig. 6, Pl. I<sup>re</sup>*, peut donner une idée. La dolomie a quelquefois une consistance presque argileuse, d'autres fois une dureté qui nécessite l'emploi de la poudre. La galène se présente non-seulement en veines, mais encore en cristaux tout à fait isolés et parfaitement formés. Ces cristaux sont le dodécaèdre rhomboïdal ou l'octaèdre; ils se trouvent dans une dolomie presque sableuse. La mine Friedrichs-grube ne présente pas de calamine. On ne connaît pas encore le passage du gîte de calamine au gîte de plomb; il est probable qu'il a lieu par l'apparition de la calamine dans la mine de plomb, ou de la galène dans la mine de calamine. Il peut aussi y avoir aux environs du Trockenberg interruption de minerais métalliques et superposition de dolomie stérile sur le Sohlenstein. Le gîte de calamine, considéré dans son ensemble, forme un vaste amas, excessivement irrégulier, d'une épaisseur variant de 0 à 40 ou 50 pieds, tantôt en contact avec le Blau-liegendes, et recouvert soit par la dolomie, soit par les couches argileuses et sableuses dont nous parlerons plus bas, tantôt au milieu de la dolomie même et se ramifiant de diverses manières. La matière principale du gîte est une substance argileuse, tantôt extrêmement blanche, tantôt colorée en jaune ou en rouge. Cette argile, nommée *Talkstein* n'est point plastique. Elle ressemble à l'halloysite et aux autres argiles dont on regarde la production comme due à un phénomène chimique et non à un dépôt mécanique de parties très-ténues. On distingue le gîte de calamine blanche (die weisse Galmcilage) et celui de calamine rouge (die rothe Galmcilage). Le premier, qui est

en général au-dessous du second, présente le minerai disséminé en rognons, en plaques, en veines dans la matière argileuse. Sa structure est compacte, quelquefois poreuse, assez rarement cristalline; on y trouve assez fréquemment du zinc silicaté à texture cristalline fibreuse. La calamine rouge est séparée de la jaune par une bande argileuse rougeâtre. Elle présente moins de variétés de structure; elle est le plus souvent compacte: ces deux gîtes sont de richesse différente. Tantôt le gîte rouge est le plus riche, comme à Scharley; tantôt c'est le gîte blanc, comme à Maria-Grube. Il ne paraît pas que cette distinction entre la calamine blanche et la rouge ait aucune importance géologique.

Une circonstance qui montre bien la relation entre le gîte de plomb de Friedrichs-grube et les mines de calamine, c'est que dans quelques-unes de celles-ci, et particulièrement à Scharley-grube, on retrouve la galène au milieu de la calamine. Là elle forme dans la calamine rouge, et surtout vers sa partie supérieure, une foule de petits filons irréguliers qui en font une sorte de stockwerk. Cette mine a été autrefois exploitée seulement comme mine de plomb. Cette galène se distingue très-bien par ses caractères extérieurs de celle de Friedrichs-grube. Elle s'en distingue également par sa teneur en argent, qui est de 7 loths au quintal, ou de 0,00198. Le minerai de fer est exploité par un grand nombre de puits le long de la route de Königshütte à Beuthen, c'est-à-dire au midi des mines de calamine. Une circonstance qui relie les mines de fer aux mines de calamine est la présence du zinc dans ces minerais, comme on le reconnaît, non pas à l'examen des échantil-

lons, mais au traitement en grand dans les hauts-fourneaux. On doit considérer toutes ces mines comme le prolongement les unes des autres, avec cette circonstance que la calamine domine dans certains points, et le minerai de fer (Brauneisentein) dans d'autres.

3° Au-dessus du dépôt de dolomie métallifère repose, mais seulement vers le N.-O., une formation calcaire qui porte le nom de *calcaire d'Op-patowitz*. On suppose que ce calcaire appartient au terrain jurassique. Il ne s'est développé que dans cette partie, qui est plus basse que le terrain entre Beuthen et Tarnowitz.

4° Enfin, à l'exception de quelques points culminants, comme le Trockenberg et un autre point situé au midi de Scharley (voir le plan et les profils, Pl. 1<sup>re</sup>), tout le pays est recouvert d'un terrain formé de couches alternatives d'argile et de sable, atteignant jusqu'à 30 lachters (environ 60 mètres de puissance), mais généralement ayant 10 à 12 mètres. A ce terrain appartient la roche nommée dans le pays *Kurzawka*, et qui offre tant d'obstacles au creusement des puits et des galeries. Cette roche n'est autre chose qu'une argile sableuse très-peu consistante et se délayant très-facilement en une boue liquide. On considère généralement ce terrain comme une alluvion très-moderne.

En cherchant à se former une idée de l'origine de ce dépôt, on est conduit à le considérer comme contemporain du dépôt de dolomie. En effet, s'il avait eu lieu dans des fentes produites postérieurement, il serait bien singulier que ces fentes ne se fussent jamais prolongées dans le calcaire inférieur. On concevrait d'ailleurs difficilement la formation et encore moins la persistance de fentes

presque horizontales, d'une puissance très-variable et souvent fort grande, et d'une étendue de plusieurs centaines de lachters. Remarquons enfin que cette dolomie elle-même semble un dépôt chimique et non point mécanique; car il résulte de nombreuses analyses qu'elle a une composition atomique toujours exacte, c'est-à-dire que pour un atome de chaux il y a toujours un atome de magnésie, de manganèse ou de protoxyde de fer. Or, si elle s'était déposée mécaniquement dans des eaux dégradant en même temps le calcaire qui formait leur lit, la dolomie devrait renfermer un excès de carbonate de chaux. Il n'en sera pas de même si on suppose qu'après que le calcaire du muschelkalk s'était déjà déposé, sa surface aura été rongée par des dissolutions acides capables de la redissoudre (renfermant, par exemple, du carbonate de magnésie avec un excès d'acide carbonique), et qu'ensuite, par des phénomènes qu'on ne peut pas même indiquer, elles auront laissé précipiter la dolomie avec la galène, la calamine et le silicate de zinc, qu'elles tenaient en même temps en dissolution. La précipitation aura eu lieu d'une manière confuse, ce qui aura empêché la dolomie de cristalliser. Les substances métalliques elles-mêmes n'auront peut-être cristallisé que postérieurement, et, d'abord disséminées dans la masse de dolomie, elles se seront réunies par une attraction moléculaire dont on a déjà d'autres exemples. En un mot, la production de ces dépôts semble un phénomène identique avec celui de la production des filons, avec cette seule différence que les dissolutions, au lieu de remplir seulement des fentes étroites, se sont épanchées à la surface du sol sur de grandes étendues.

§ II. *Exploitation de la calamine.*

- 1° A ciel ouvert ;
- 2° Par puits et galeries.

L'exploitation de la calamine a lieu, soit à ciel ouvert, soit par puits et galeries.

Le premier genre d'exploitation n'est employé, je crois, qu'à la mine Scharley, parce que l'épaisseur des terrains qui recouvrent le gîte est peu considérable, et surtout à cause de la grande puissance de ce gîte.

Exploitation  
à ciel ouvert.

L'amas de calamine y est à peu près dirigé de l'est à l'ouest, et incline légèrement au sud, en s'enfonçant entre la dolomie et le sohlenstein. Sa puissance moyenne est de 10 à 11 mètres. Il est formé exclusivement de calamine rouge, excepté dans la partie septentrionale, où en même temps l'épaisseur de la calamine rouge diminue de plus en plus. Il est presque partout recouvert par la dolomie. La calamine rouge contient, surtout dans sa partie supérieure, de la galène qui a donné lieu autrefois à d'importantes exploitations, dont on retrouve les traces en découvrant le gîte. Les anciens l'ont exploité par un système de puits contigus, en s'arrêtant à chaque fois à la partie supérieure du gîte. On voit encore les boisages de ces puits.

L'exploitation a lieu maintenant en avançant vers le sud et portant les déblais en arrière. Il n'y a rien à dire de l'exploitation, si ce n'est qu'elle est conduite d'une manière barbare. L'extraction a lieu au moyen de brouettes contenant environ 50 kil. de minerai, et qui roulent sur des planches placées le long de rampes très-inclinées ;

l'épuisement, au moyen d'une petite machine à vapeur à cylindre incliné de la force de 4 chevaux. Elle doit élever l'eau de 15 mètres jusqu'au niveau d'une galerie d'écoulement percée dans la dolomie. Malgré l'imperfection des procédés, le prix de revient est peu élevé à cause du bon marché de la main-d'œuvre. L'exploitation est affermée à un entrepreneur qui reçoit depuis 2 silbergros 9 pfennings jusqu'à 3 sg. 6 pf. (33 à 42 centimes) par quintal de calamine en morceaux. Il doit pour ce prix extraire non-seulement le gros, mais encore le menu, pour lequel il ne reçoit rien. Il doit lui-même enlever le mort-terrain qui recouvre le gîte, porter les déblais en arrière des travaux, veiller à l'entretien des outils que lui fournit la mine, et payer la poudre, mais non les frais d'épuisement. Les ouvriers qu'il emploie sont pour la plupart des femmes et des enfants ; ils reçoivent de 4 à 8 sg. (0 fr. 50 c. à 1 fr.), suivant leur force. C'est l'entrepreneur qui en a la surveillance. Les *steigers*, ou directeurs, nommés par l'administration des mines, n'ont à exercer qu'une surveillance générale sur la conduite des travaux. En outre ils reçoivent le minerai livré par l'entrepreneur et dirigent la préparation mécanique dont nous parlerons plus bas.

L'exploitation n'est affermée que pour un an. C'est une circonstance fâcheuse, parce qu'elle ne permet pas à l'entrepreneur de faire une première dépense pour établir un système plus convenable dont il risque de ne pas recueillir les avantages. Il serait sans doute de l'intérêt des propriétaires de faire eux-mêmes cette dépense ; mais, contents des bénéfices énormes qu'ils font, ils n'ont pas jusqu'ici songé à les augmenter.

Exploitation  
par puits et ga-  
leries.

L'exploitation par puits et galeries est et doit être employée partout où le gîte n'a qu'une faible épaisseur, de telle sorte que les frais nécessaires pour le mettre à découvert sur une certaine étendue sont comparables au bénéfice que l'on peut retirer du minerai compris dans cette étendue. Il en est encore de même avec un gîte épais, quand ce gîte est recouvert d'un terrain ou trop puissant, ou trop dur, ou au contraire trop coulant.

Le système d'exploitation, dans toute sa régularité théorique, consiste à rejoindre le gîte au moyen de puits distants de 60 à 80 mètres, disposés sur des lignes parallèles distantes de 18 à 20. Entre deux puits tels que A et B, *fig. 7, Pl. I<sup>re</sup>*, on mène une galerie préparatoire (*Vorrichtungstrecke*) que l'on boise solidement parce qu'elle doit durer longtemps. A partir du milieu on pousse perpendiculairement une galerie CD jusqu'aux anciens travaux, on revient ensuite vers chacun des puits A et B en enlevant le massif AA' B'B par un système de galeries contiguës parallèles à CD. Quand le gîte est peu puissant, on change un peu ce système afin d'épargner le bois. Au lieu de galeries contiguës, on perce deux galeries d'environ 1 mètre de largeur entre lesquelles on laisse un pilier de 2 mètres. On reprend ce pilier en revenant en l'attaquant dans les deux galeries à la fois et laissant ébouler à mesure. Quand au contraire le gîte est trop puissant pour pouvoir l'exploiter en une seule fois sur toute sa hauteur (c'est-à-dire quand il y a plus d'une dizaine de pieds), on l'exploite par étages de haut en bas. L'exploitation de chaque étage a lieu par galeries contiguës, comme nous venons de l'expliquer. Quand

un étage est achevé, on prend l'étage inférieur par la même méthode sans laisser aucune portion du gîte pour soutenir le toit; bien au contraire on conduit le travail de manière à apercevoir constamment au toit les bois des vieux travaux. On a donc ainsi toujours au toit et souvent sur une des parois les anciens travaux. Ils forment une masse argileuse qui se tasse tellement qu'au bout de quelques mois on peut la traverser sans plus de difficulté que le gîte intact, en employant toutefois les boisages que nous allons décrire.

Les galeries préparatoires sont boisées au moyen d'un cadre complet. Elles ont dans la règle 6 à 8 pieds de haut; mais on leur en donne jusqu'à 10, quand le gîte a cette hauteur et qu'on ne veut pas faire plusieurs étages. Elles ont 4 pieds de largeur. Comme la pression est toujours très-forte au toit, on évite d'entailler le chapeau. S'il faut résister en même temps à une pression latérale, on préfère, au lieu d'entailler le chapeau, placer en dessous une autre pièce de bois pour maintenir écartés les deux poteaux. On fait quelquefois la même chose au-dessus de la semelle. Si la galerie est très-haute, ou la pression latérale très-forte, on soutient encore les deux montants par une pièce transversale placée à environ 5 pieds au-dessus du sol de la galerie. On emploie pour ce boisage des rondins de sapin de 5, 6 ou 7 pouces de diamètre. La semelle est quelquefois un demi-rondin.

Les cadres sont distants de  $2\frac{1}{2}$  pieds à 3 pieds suivant les cas. Derrière ces cadres on place des lattes de 3 ou 4 pouces de largeur laissant entre elles des vides de grandeur variable (souvent 2 ou 3" sur les parois et 1" ou même moins au toit). Ces lattes sont placées en même temps que la galerie avance.

Supposons qu'arrivé en  $xy$  on vienne de poser un cadre sous l'extrémité des lattes déjà placées. On soutiendra toutes leurs extrémités au moyen d'une planchette  $mn$  (*fig. 2*), écartée du chapeau par deux ou trois calles  $a$ . Entre cette planchette et le chapeau, on introduira de nouvelles lattes que l'on enfoncera à mesure que la galerie avancera, de manière qu'elles touchent toujours le front de taille, comme le montre la figure. Quand on sera avancé de la quantité voulue, on placera un nouveau cadre pour soutenir les lattes et conserver à la galerie ses dimensions. Si la pression est tellement forte, ou plutôt se manifeste si promptement, que les laties ne peuvent, même pendant un temps très-court, être poussées de  $2\frac{1}{2}$  pieds sans être soutenues par l'extrémité, on place à 15 ou 18 pouces du cadre provisoire (*Verlorenesholz*), qu'on enlève quand on a placé un peu plus loin le cadre définitif. Les lattes qui garnissent les deux parois de la galerie se placent comme celles du toit, mais il n'est pas toujours nécessaire de tenir constamment les extrémités de ces lattes contre le front de taille, parce que les parois ne se dégradent pas immédiatement.

Cette galerie préparatoire sert ensuite de voie de roulage pour l'exploitation du massif compris entre 4 puits. A mesure qu'elle avance, on place le chemin de bois : c'est tout simplement une suite de planches sur lesquelles le roulage a lieu comme nous le dirons. L'abattage a lieu presque exclusivement au pic et à la pioche. On emploie des coins en fer pour faire sauter de gros blocs de calamine souvent très-durs qui se présentent dans la masse argileuse; on n'emploie que très-rarement la poudre. Les ouvriers sont généralement payés

au quintal de minerai en morceaux. Le prix varie de 2 à 5 sgr. (25 à 60 centimes) suivant la richesse du gîte.

Ils doivent sur ce prix payer le roulage et l'extraction, non-seulement du gros, mais encore du menu, l'huile et l'entretien des outils. Cependant, quand le gîte est très-pauvre ou très-irrégulier, on paie les ouvriers à la toise carrée en se réglant d'après la dureté de la roche. On s'arrange de manière que les mineurs gagnent environ 1 fr. 25 cent., et les rouleurs 60 à 70 centimes. Les galeries perpendiculaires à la voie de fond ont la même hauteur qu'elle, mais une plus grande largeur (en général au moins 5 ou 6 pieds). Les cadres ne sont jamais à moins de 3 pieds l'un de l'autre. Enfin, comme ces galeries sont courtes et ne servent que peu de temps au roulage, on n'emploie pas de semelle, parce qu'il importe peu que le chemin reste parfaitement horizontal. La première galerie se creuse absolument comme la galerie préparatoire, au moyen de palplanches au toit et sur les côtés; mais pour les autres, on n'en place plus qu'au toit et sur un des côtés, l'autre étant déjà dégarni. Quand une galerie est terminée, on en commence une autre tout à côté; mais on fait ébouler d'abord le toit de la première en enlevant autant de bois que possible à partir du fond. Ces bois ne sont plus bons qu'à brûler, étant presque toujours rompus. On n'enlève que les poteaux qui sont du côté des travaux déjà éboulés; le chapeau forme alors comme une espèce de toit qui soutient une partie des matières éboullées et les empêche de venir obstruer la galerie en percement.

La *fig. 9* représente la coupe d'une galerie en

creusement et de la galerie précédente dont on a enlevé les bords.

La *fig. 10* est le plan correspondant : elle montre en outre la galerie de roulage et le boisage que l'on emploie pour maintenir libre l'entrée de la galerie en percement.

Les voies de roulage sont formées simplement de planches posées sur les semelles des cadres dans la voie de fond, et sur le sol même dans les autres galeries. On emploie de petits cuveaux contenant environ un quintal de minerai; le fond est armé à l'extérieur de plusieurs bandes de fer. Le rouleur les fait glisser sur les planches, en les tirant au moyen d'une corde. Ces cuveaux sont élevés jusqu'au jour. Si une voie de roulage ne devait durer que quelques mois, on pourrait peut-être admettre qu'il n'y aurait pas d'avantage à substituer un roulage un peu plus perfectionné; mais l'exploitation de chaque galerie dure environ un mois, ce qui donne pour la durée de la voie de fond environ 18 mois (et dans le fait elle dure deux ou trois ans, parce que le travail y est souvent interrompu) : il y aurait donc certainement un avantage notable à rouler les cuveaux sur de petits chariots analogues à ceux dont on se sert dans quelques mines de houille du pays, et que nous décrirons ailleurs. Le rouleur, en chargeant à la taille, met à part les morceaux de calamine. On compte dans plusieurs mines que sur 150 cuveaux extraits, il y en a 30 ou 40 de gros, et que le reste est du menu mélangé d'argile, et qui doit subir une préparation particulière. Du reste ces rapports varient beaucoup d'une mine à l'autre. C'est ainsi qu'à Scharley-

grube on obtient presque autant de gros que de menu.

Le prix de revient du quintal de calamine en morceaux est évalué de 7 à 9 sg., tous frais compris. C'est beaucoup plus que dans l'exploitation à ciel ouvert de Scharley-grube, mais encore peu en comparaison du prix de vente, qui est de 20 à 25 sg. (2 fr. 50 c. à 3 fr. 15 c.). En outre on a tout le menu, dont les frais d'extraction sont compris dans le prix de revient du gros, et qui, au moyen d'une préparation peu coûteuse, donne un minerai qui a presque la même valeur que le gros.

L'extraction a toujours lieu au moyen de treuils mis en mouvement par des hommes. Les puits sont toujours verticaux; ceux qui servent à l'extraction et à la descente des ouvriers sont rectangulaires et ont 50" sur 100"; ceux qui ne servent qu'à l'extraction sont carrés et ont 50" de côté : les uns et les autres, quand il n'y a pas de *kurzawka*, sont boisés au moyen de cadres contigus formés de demi-bois. Dans les grands puits, le compartiment des échelles est séparé de celui des cuveaux par un boisage qui a pour but de soutenir les longs côtés du puits et de protéger les ouvriers qui se trouvent sur les échelles (*fig. 11*). La construction de ces puits est très-peu coûteuse : on la donne à l'entreprise. J'ai vu un puits de grande dimension en creusement; les ouvriers recevaient 2 th. (7 fr. 50 c.) par lachter d'avancement pour les quatre premiers lachters, le boisage placé. D'après le prix du bois dans le pays, on trouve que le prix du bois employé pour ces quatre lachters était environ 6 th. ou 1  $\frac{1}{2}$  th. par lachter. Un puits de petite dimension, de 13 lach-

ters de profondeur, a coûté 18 thalers de main-d'œuvre, et environ 13 thalers pour le bois, en tout 31 th. (116 fr. 25c.): ce qui porte à 4 fr. 25 c. le prix du mètre courant.

Mais quand le terrain à traverser est très-mo- bile, il faut employer des procédés particuliers, et la dépense peut alors s'élever à 10, 15 thalers par lachter, et même au delà.

Les boisages de galeries et de puits que nous venons de décrire sont les plus usités en Silésie. Cependant quand les terrains sont moins solides, le travail devient beaucoup plus difficile. Les lattes que l'on place derrière les cadres doivent être remplacées par des palplanches jointives.

Les *fig.* 12 et 13 représentent le boisage d'une galerie creusée dans un terrain très-peu résistant, mais non pas coulant. Aussi voit-on que les joints entre les palplanches ne sont pas parfaits, et que celles qui forment les angles ne sont pas en forme de trapèze, comme il le faudrait pour qu'elles se joignissent exactement.

La *fig.* 12 est une coupe verticale suivant l'axe de la galerie; la *fig.* 13, une coupe AB de la *fig.* 12, ou plutôt un peu en avant, de manière que le cadre ne soit pas coupé.

Quand le terrain devient coulant, il faut avoir soin de bien dresser les palplanches sur la tranche et de boucher avec du foin ou de la paille tous les joints par lesquels le terrain coulant pourrait se faire jour. Les palplanches sont également employées dans le creusement des puits, dans les terrains mouvants; mais je n'ai pas eu l'occasion d'observer par moi-même ces travaux.

### § III. Préparation mécanique.

La calamine est classée dans la mine même en morceaux et en menu (*grobenklein*).

Le minerai en morceaux est disposé en petits tas d'environ 2 quintaux du pays (un peu plus d'un quintal métrique). On les retourne de temps en temps pour exposer toutes les parties à l'air. Au bout d'un temps variable de trois à douze mois, et toujours plus considérable pour la calamine blanche que pour la rouge, l'argile est assez délitée pour qu'un triage à la main puisse la séparer. On casse le minerai strié en morceaux ayant au plus 0<sup>m</sup>,02 à 0<sup>m</sup>,03 de côté. Cette préparation a encore lieu aux frais des mineurs.

Le *globenklein* doit être considéré comme une masse d'argile dans laquelle sont disséminés des morceaux de calamine de grosseur très-variable ne dépassant pourtant guère 0<sup>m</sup>,02, et souvent au contraire de la grosseur d'un sable très-fin. La préparation mécanique comprend les opérations suivantes.

1° Pour séparer les matières argileuses, on lave dans la caisse à tombeau. Le déchet est d'environ  $\frac{1}{3}$  du volume. Les ouvriers agitent la matière avec un rable, tandis que l'on fait arriver un courant d'eau très-lent pour n'enlever que ce qui est susceptible de se délayer. Pourtant les *schlamms* que l'on obtient contiennent encore 8 p. o/o de zinc. Ils sont comptés pour une valeur de 8 pf., environ 0<sup>m</sup>,08. Ce prix semble d'abord très-faible; mais il faut remarquer que les frais de transport et de main-d'œuvre, la consommation de combustible, etc., sont tout à fait les mêmes que pour un minerai plus riche: ce qui élève considérablement le prix du quintal de zinc qu'on en retire.

2° Ce qui est resté dans la caisse à tombeau est traité au crible à secousse. On forme ainsi deux variétés : le *wasch-galmei*, formé des morceaux les plus gros et les plus riches occupant le fond du crible ; il forme un minerai souvent plus riche que le *stuck-galmei* ; il contient jusqu'à 35 p. 0/0 de zinc ; on le vend 18 à 20 sg. (2 fr. 25 c. à 2 fr. 50 c.). Le *graben-galmei*, espèce de sable contenant les petits morceaux de calamine, mais mélangés de dolomie, et même encore de parties argileuses : sa richesse moyenne est de 16 à 20 p. 0/0 : on le vend 4 sg. (50 centimes) le quintal.

Cette préparation mécanique se fait à l'entreprise. Les ouvriers reçoivent 2 sg. (25 centimes) par quintal de *wasch-galmei*, rien pour les autres espèces. Ils gagnent à peu près 1 fr. 25 c. par jour.

On obtient encore de la calamine par la préparation mécanique du minerai de plomb de Scharley-grube. Cette préparation, analogue à celle de la calamine, mais plus compliquée, comprend les opérations suivantes :

1° Cassage pour séparer autant que possible les deux minerais. On obtient de ce travail de la galène et de la calamine pures en morceaux.

2° Le menu qui résulte de ce cassage, et qui est fort abondant parce que la galène est en général disséminée en veinules dans la calamine, est lavé dans la caisse-à-tombeau, pour séparer les matières argileuses. Ce qui sort de la caisse est reçu dans des canaux de dépôt ; les premières parties seulement sont recueillies et traitées sur les *stoss-herdes* (4).

3° Le sable resté dans la caisse-à-tombeau est passé au crible à secousse. On pousse le criblage jusqu'à ce que le schlich qui reste sur la grille soit

pur, c'est-à-dire qu'on enlève trois ou quatre fois la partie supérieure du dépôt, avant d'enlever la partie inférieure.

4° La partie supérieure du dépôt forme un sable assez fin contenant encore de la galène. Ce qui se dépose dans la cuve du crible à secousse est un *schlamm* très-fin et encore plombifère. Ces deux produits, ainsi que le *schlamm* de l'opération (2), sont traités sur les *stoss-herdes*, mais chacun à part. On répète ce traitement en général trois fois, et ce qui tombe de la table à la troisième opération est assez pauvre en galène pour pouvoir être fondu comme minerai de zinc.

5° Les morceaux de minerai qui présentent la calamine et la galène tellement mélangées qu'un cassage à la main ne peut les séparer, sont bocardés sous un bocard à eau muni d'une grille. Ce qui a traversé la grille se rend dans des canaux ou labyrinthes, où on forme trois classes différentes par la richesse et la grosseur du grain. Comme la galène est très-lamelleuse, elle se divise facilement en particules assez fines, et la ténuité du grain compensant la grande pesanteur spécifique, il arrive que la seconde classe est un peu plus riche que la première, mais celle-ci beaucoup plus que la troisième. Chacune de ces espèces est traitée à part sur le *sicheltrog*, petite table à secousse, qui reçoit des secousses plus violentes et plus répétées que les *stoss-herdes* employées dans l'opération (4). On continue le traitement jusqu'à ce que les résidus puissent être fondus comme minerai de zinc.

Les minerais de zinc provenant de ces opérations ne sont point mêlés aux autres pour la vente, parce qu'ils en altéreraient beaucoup la qualité.



Ils sont fondus par petites portions dans les usines qui dépendent de la mine.

Leur richesse est à peu près de 16 p. o/o; mais la petite quantité de galène qu'ils retiennent leur ôte une grande partie de leur valeur. Il paraît qu'il est fort difficile de séparer complètement la calamine de la galène, à cause de la grande densité de la première. C'est la même raison qui rend la blende difficile à séparer des minerais de plomb et de cuivre.

Ces travaux ont lieu à l'entreprise. Les ouvriers reçoivent 10 sg. (1<sup>re</sup>, 25) par quintal de schlich de galène. Ce schlich est vendu 36 sg. (4<sup>re</sup>, 50) à l'usine à plomb dite Friedrichshütte. Ce schlich doit avoir une certaine richesse que je n'ai pu connaître. Il est essayé à l'usine et traité de nouveau aux frais de la mine quand sa richesse est inférieure. On construit maintenant sur les mines Marie et Scharley un nouvel appareil pour le lavage du grobenklein de la calamine. Ce système, imaginé par M. Von Carnall, a pour but principal d'économiser les frais de main-d'œuvre. On espère en même temps parvenir à une séparation plus nette des matières argileuses. On se propose aussi de retraiter les résidus les plus riches provenant de l'ancienne méthode de lavage. Tous les appareils sont mus par la même roue hydraulique.

Le grobenklein tel qu'il vient de la mine est versé dans trois trémies qui correspondent à autant de trummels et sur lesquelles on fait arriver un courant d'eau. Chacun de ces trummels (fig. 14) est formé d'un cylindre de tôle, de 0<sup>m</sup>, 80 de longueur et 0<sup>m</sup>, 90 de diamètre, prolongé par un autre cylindre de même diamètre et d'un mètre de longueur, et formé de barreaux de 0<sup>m</sup>, 012 d'épaisseur, laissant

entre eux un vide égal à leur épaisseur; à l'intérieur est une surface hélicoïdale de 0<sup>m</sup>, 16 de largeur et 0<sup>m</sup>, 17 de pas. L'axe commun des deux cylindres est incliné d'environ 10°. Ils ont un mouvement de rotation dans un sens tel qu'un corps posé sur la génératrice inférieure est poussé par la surface hélicoïdale de A vers B. Le minerai entré en A est délayé dans le premier cylindre par son contact avec l'eau et par son frottement contre les parois du cylindre et de l'hélice. Les matières argileuses entrent en suspension dans l'eau; et quand le minerai arrive au second cylindre, l'eau s'écoule, entraînant les parties argileuses et les petits morceaux de minerai, tandis que les plus gros sont poussés jusqu'à l'extrémité du cylindre, d'où ils tombent sur une table. Cette table est garnie de trous carrés de 0<sup>m</sup>, 01 de côté, qui servent simplement à faire écouler l'eau dont se sont imprégnés les morceaux de minerai. Là, on fait un triage à la main des parties pierreuses, et le minerai est alors considéré comme pur. Ce qui a passé à travers les barreaux d'un trummel est reçu dans une auge en bois à fond incliné. Les matières entraînées par le courant d'eau se rendent dans un canal également à fond incliné, et à la tête duquel on fait arriver un courant d'eau rapide. Le même canal reçoit ce qui tombe des trois trummels et le conduit à la *Separations-Rad*, appareil qui a pour effet de débourber et de faire un triage de grosseur. Les figures 15 et 16 donnent une idée de cet appareil.

A est le canal par lequel arrive le minerai dans le compartiment B de la roue; ce premier compartiment sert seulement à recevoir le minerai. Le lavage a lieu dans le compartiment C. Le minerai passe de l'un à l'autre de la manière suivante.

Supposons la cloison  $m$  dans la position que représente la *fig. 16*. Pendant que cette cloison passera de  $m$  en  $m'$ , en parcourant presque une circonférence, le minerai s'accumulera vers le bas de la roue; mais bientôt la cloison viendra l'entraîner, et, en continuant son mouvement, le forcera à entrer par l'ouverture  $o$  dans le second compartiment.

Considérons maintenant ce minerai dans le tour suivant de la roue: il commence à être entraîné, à cause de son adhérence à la grille  $g$ , dans un mouvement commun avec la roue; mais bientôt il se fixe en un point, tel qu'il y ait équilibre entre son poids qui le sollicite à descendre et le frottement sur la grille. La séparation de l'argile, ou le débouillage, est produite par ce frottement des morceaux contre la grille et les uns contre les autres; l'argile est entraînée par un courant d'eau que l'on dirige horizontalement contre la grille. Le choc de l'eau, qui traverse les mailles de la grille, met toutes les matières en mouvement. L'eau, entraînant l'argile et les plus petits grains de calamine, se rend dans les canaux de dépôt dont nous parlerons plus bas. Ce débouillage continue pendant un tour entier de la roue, jusqu'à ce que la cloison  $n$  soit venue reprendre la position qu'elle a sur la figure: alors, le mouvement continuant, la cloison entraîne le minerai lavé; et quand elle est parvenue au point culminant, le minerai tombe par l'orifice  $b$ .

A la mine Scharley, l'eau qui arrive sur la grille de la *Separations-Rad*, y est amenée par un tuyau vertical d'environ 4 mètres de hauteur, recevant l'eau par un canal en bois. Cette eau est dérivée

du bief supérieur de la roue motrice. A la mine Marie, l'atelier étant voisin d'une machine à vapeur d'épuisement, on emploie l'eau de condensation de cette machine. On espère, non sans vraisemblance, obtenir un meilleur résultat avec l'eau chaude qu'avec l'eau froide. Le minerai qui n'a pas passé à travers les mailles de la grille tombe, en sortant de la *Separations-Rad*, dans une trémie, et de là sur un crible présentant sept ouvertures sur une longueur de  $0^m,35$ ; comme l'épaisseur des fils de fer est à peu près  $0^m,01$ , chaque ouverture est un carré de  $0^m,04$  de côté. Ce crible a environ  $0^m,60$  de largeur et  $1^m,20$  de longueur; il est incliné de  $15$  à  $20^\circ$ . Le mouvement de la roue hydraulique lui communique des secousses au moyen d'un système de leviers qui n'a rien de particulier. On forme ainsi deux variétés qui sont traitées chacune à part dans des cribles à secousses ordinaires: ceux-ci sont au nombre de 8. Les canaux par lesquels s'écoulent les eaux de la *Separations-Rad* permettent de recueillir ce qui se dépose près de la roue. C'est en  $M$  (*fig. 17*) qu'a lieu ce dépôt; on doit l'enlever de temps en temps.

$N$  est le canal commun par lequel s'écoulent à la fois les eaux de la *Separations-Rad* et celles des cribles à secousse. Ce canal passe sous le plancher  $xy$  de l'atelier. Ce canal se rend à des bassins d'épuration dans lesquels se déposent des matières probablement très-pauvres. L'expérience apprendra seule jusqu'à quel terme de richesse on pourra traiter avantageusement ces résidus. Un appareil analogue pourrait être avantageux pour le lavage des minerais de fer mélangés d'argile. Un tram-mel seul, tel qu'on en emploie à Sayn, ne peut servir que si le minerai est en morceaux assez gros;

autrement on peut en perdre énormément dans les résidus; mais la *Separations-Rad* ajoutée au trummel remédierait à cet inconvénient. Enfin elle pourrait être employée seule pour des minerais en grains à ciment argileux. Il y aurait vraisemblablement économie de main-d'œuvre dans le lavage lui-même. Reste à savoir si les frais de construction et d'entretien de l'appareil ne feraient pas complètement disparaître cet avantage. Peut-être, par exemple, faudrait-il renouveler très-souvent la grille.

L'appareil établi à Scharley coûtera, en y comprenant les frais de construction du bâtiment, environ 6.000 thalers (22.500 fr.), malgré le bas prix de la main-d'œuvre et du bois de construction. (Un sapin de 50 pieds de longueur, de 12 pouces de diamètre à un bout et 4 pouces à l'autre, coûte sur pied environ 3 fr. 50 c.)

§ IV. *Description des fourneaux. — Fabrication des moufles et des allonges.*

Le traitement du minerai de zinc amené à l'usine comprend les opérations suivantes : 1° grillage, 2° pulvérisation du minerai grillé, 3° distillation, 4° refonte et purification du zinc. Le grillage des deux espèces de minerai (le minerai en morceaux et le minerai lavé tenant 30 à 35 p. o/o, et les résidus de lavage tenant seulement 16 à 20 p. o/o) ne peut avoir lieu ni en tas, ni dans des fourneaux à cuve en contact avec le combustible, parce qu'il en résulterait une réduction partielle du zinc et une perte par volatilisation. On ne peut l'effectuer que dans des fourneaux à alandier ou dans des fours à réverbère. Ces derniers seuls sont employés en Silésie. Ils sont quelquefois

indépendants des fours de réduction et munis d'une chauffe particulière (*Pl. II, fig. 1 et 2*). Mais depuis quelques années on les annexe au four de réduction, et on les chauffe par la flamme de celui-ci. On a à cela l'avantage d'épargner le combustible et de faire faire le travail pour chaque fourneau par les ouvriers de ce fourneau.

Le grillage a pour but de chasser l'eau et l'acide carbonique. Il n'est pas théoriquement indispensable, mais l'expérience prouve qu'il est avantageux. Quand on ne grille pas préalablement, le grand développement du gaz qui se manifeste pendant la réduction, outre qu'il refroidit beaucoup la moufle, peut causer une perte de métal en entraînant mécaniquement du minerai en poussière fine, ou en facilitant la vaporisation du zinc. Il faut donc une plus grande dépense en combustible pour maintenir la moufle au degré de chaleur convenable, tout en recueillant 2, 3 et jusqu'à 4 p. o/o de moins en zinc.

Le grillage a encore pour effet de rendre le minerai poreux et friable, et par suite la pulvérisation très-facile. La pulvérisation ne doit pas être poussée trop loin : on se contente de ramener les plus gros morceaux à la grosseur d'une noix. Il est plus nuisible qu'utile de réduire la calamine en farine, quoique cela puisse d'abord paraître nécessaire; la charge forme alors une masse compacte que la chaleur ne pénètre jusqu'au centre qu'au bout d'un long temps. Le dégagement de gaz peut causer des projections d'où résultent des pertes de minerai ou l'obstruction fréquente des allonges. Par la même raison ne doit-on pas employer, pour mélanger à la calamine, du charbon

pulvérisé; on emploie des escarbilles de coke telles qu'elles tombent sous la grille.

La charge se compose donc d'un mélange de calamine et de coke, tous deux en petits morceaux. Le contact étant peu intime, il faut que la réduction ait lieu par cémentation; plus tard, il est vrai, il s'établit un contact plus complet quand la masse entre en fusion; mais il semble que cette circonstance doive plutôt être nuisible qu'utile. En effet, les résidus sont composés à peu près de la manière suivante :

Silice. . . . .	60	} Et on reconnaît que la silice contient trois fois plus d'oxygène que toutes les bases ensemble, c'est-à-dire que la formule de la scorie est : (Al. f. Mg Ca Mn Zn) S <sup>3</sup> .
Alumine. . . . .	11	
Oxydule de fer. . . . .	19	
Chaux. . . . .	3	
Magnésie. . . . .	2	
Oxyde de zinc. . . . .	5	

D'un autre côté, l'hydrosilicate de zinc :  $2\text{ZnS} + \text{ZnAq}$  devenu par calcination  $\text{Zn}^3\text{S}^2$ , c'est-à-dire un silicate basique irréductible par le charbon, il paraît donc vraisemblable, non-seulement que le silicate mêlé accidentellement à la calamine n'est pas réduit, mais encore que l'oxyde de zinc qui est libre au moment où la fusion a lieu, passe en grande partie dans la scorie au lieu de se réduire. Une addition de matières basiques (chaux ou dolomie) éviterait toujours cette scorification. Mais la scorie, devenue trop liquide et trop corrosive, détruirait les mouffles. En outre, il y aurait une dépense considérable en combustible pour porter toutes les matières à la température convenable.

La volatilité du zinc détermine le genre d'appareils au moyen desquels on peut l'extraire : on

ne peut employer ni fourneaux à cuve ni fourneaux à réverbère, mais seulement des appareils distillatoires dans lesquels on introduit le minerai mélangé avec du charbon en quantité suffisante. Les fourneaux employés en Silésie sont des fourneaux à réverbère sur la sole desquels reposent par une large base des mouffles de grande capacité. Depuis l'introduction de la fabrication du zinc en Silésie, ces fourneaux, tout en restant construits sur les mêmes principes, ont subi d'importantes modifications. La grille est toujours au centre du fourneau, les embrasures dans lesquelles sont placées les mouffles ont peu varié, mais le nombre des mouffles a été successivement porté de 4 à 10, 12, 20 et même 24. D'autres innovations essentielles ont été la réunion du four de grillage, du four à cuire les mouffles, du fourneau à refondre le zinc au fourneau de calcination, et la substitution de deux mouffles à une seule sous chaque embrasure.

Un inconvénient qu'on signale dans ces fourneaux, c'est que les mouffles ne sont pas (comme les tuyaux dans le procédé belge) enveloppées de toutes parts par la flamme, mais seulement chauffées de côté. Cet inconvénient serait très-réel, si comme cela a lieu en Carinthie, l'opération était intermittente. Mais au contraire elle dure souvent deux ans et plus, et la sole finit par s'échauffer très-fortement sous la moufle. On a essayé de placer les mouffles à peu près comme les caisses de cémentation dans les fabriques d'acier en creusant dans la sole au-dessous d'elles un canal rectangulaire, ou en les plaçant sur des briques écartées l'une de l'autre; mais on a dû y renoncer, les mouffles se trouvant rapidement dé-

truites à l'angle formé par les faces inférieure et postérieure.

Les figures 3 et 4 représentent les fourneaux de Lydogniahütte, qui sont de la construction la plus récente, et présentent tous les perfectionnements introduits jusqu'à ce jour. Les fourneaux sont réunis deux par deux, et leur flamme sert en outre à la refonte du zinc, au grillage du minerai et à la cuisson des mouffles. Au-dessous de ces fourneaux, et dans le sens de leur longueur, règne une galerie voûtée qui amène l'air sous les grilles; et pour que l'air qui doit alimenter un fourneau ne s'échauffe pas en passant sous les grilles des fourneaux voisins et sur les escarbilles qui en tombent, on a construit entre chaque massif de deux fourneaux une galerie perpendiculaire à la galerie principale. Elle sert aussi à pénétrer jusque sous chaque grille pour enlever les cendres. Ces voûtes sont en plein cintre; elles ont 2<sup>m</sup>,50 de haut, 1 mètre de large. A est la grille placée au milieu de la sole. Les barreaux, au nombre de cinq, sont soutenus sur trois barres en fonte encastrées d'environ 0<sup>m</sup>,30 dans la maçonnerie. Elles sont à peu près triangulaires. Au-dessus on place quatre plaques de fonte, sur lesquelles on établit la maçonnerie réfractaire qui forme les parois de la chauffe. On élève la maçonnerie du fourneau jusqu'au niveau de la sole, en réservant les cavités destinées à recevoir le zinc qui se condense. Elles sont garnies d'une plaque de fonte armée d'un rebord pour empêcher l'écoulement du métal, et recouvertes par une autre plaque de niveau avec la sole. Les parois du foyer sont construites avec des briques réfractaires de première qualité reliées par un bon

mortier de sable et d'argile. Ce muraillement a une épaisseur de 0<sup>m</sup>,40 à 0<sup>m</sup>,60. L'intervalle qui existe entre lui et les murs extérieurs du fourneau est rempli de sable que l'on bat fortement et sur lequel on forme la sole B, soit en argile damée avec soin, soit en briques réfractaires posées à plat. On a coutume de lui donner une très-légère inclinaison vers l'extérieur du fourneau. Ensuite on élève les murs M en y ménageant les canaux horizontaux et les cheminées verticales qui servent à attirer la chaleur vers les angles du fourneau. On voit que ces canaux débouchent en dehors afin de pouvoir les nettoyer. Ces ouvertures sont fermées avec une brique pendant le travail.

On élève ensuite les petits murs c formant les embrasures dans lesquelles on place les mouffles. Ces murs doivent être aussi peu épais que possible. Ils sont formés d'une seule ou au plus de deux grandes briques et garantis sur le devant par une plaque de fonte encastrée de quelques pouces dans la sole. Enfin on construit la voûte. Celle-ci est formée 1<sup>o</sup> d'une partie cylindrique parallèle à la longueur du fourneau, et qui recouvre la grille; 2<sup>o</sup> de dix parties également cylindriques formant les embrasures. Les unes et les autres sont portées par les murs c. On les construit tantôt en masse, tantôt au moyen de briques moulées en forme de voussoirs. On emploie un mélange de  $\frac{1}{3}$  en volume d'argile réfractaire et  $\frac{2}{3}$  de sable quartzeux. La voûte placée au-dessus de la grille dure en général deux ou trois ans. Celles des embrasures ainsi que les murs c durent davantage. Les parois de la chauffe ne durent en général que deux ans; il faut à mesure qu'elles sont rongées, éloigner de plus en plus les mouffles

de la grille. Telle est la construction du fourneau, que ces différentes parties peuvent être renouvelées ou seulement réparées indépendamment les unes des autres. Le plan montre comment sont chauffés le four de grillage G et le four à cuire les mouffes E. Les petits canaux *mm* servent à nettoyer le conduit par où passe la flamme, et à fermer plus ou moins ce conduit pour régler la température dans les fours. Quand il est complètement bouché le tirage s'établit par les deux cheminées H. Les voûtes des fours G et E sont construites avec les mêmes matériaux et de la même manière que la voûte du fourneau de réduction, mais leur durée est beaucoup plus considérable. La même figure montre également (en R) comment sont chauffés les pots dans lesquels a lieu la refonte du zinc.

Dans d'autres usines la construction des fourneaux diffère un peu de la précédente. Ainsi le mur M' n'existe pas toujours. Il n'y a alors entre les deux fourneaux qu'un four de grillage qui sert pour tous les deux. Le four à sécher les mouffes est dans ce cas tout à fait distinct et muni d'une chauffe particulière.

D'autres fois les fours accessoires, au lieu d'être entre les deux fourneaux, sont situés aux deux bouts du massif. Chaque fourneau a alors les siens.

Au lieu de petites cheminées d'appel placées au-dessus de chaque moufle, il y a quelquefois seulement trois ouvertures allongées placées l'une au-dessus de l'embrasure du milieu, les deux autres au-dessus des embrasures extrêmes. On sent combien cette disposition est inférieure à l'autre pour répartir la chaleur également entre toutes les mouffes.

Le zinc qui coule des allonges se présente en masses informes, et mélangé d'oxyde de zinc, de débris d'allonges, etc. On le soumet à une refonte pour enlever ces impuretés et le couler sous les formes que demande le commerce. Cette opération a lieu dans des pots de fonte ou même d'argile. On s'est servi longtemps de pots en fer de 0<sup>m</sup>,33 de diamètre, sur autant de profondeur; mais ils sont rongés quelquefois en huit jours par le zinc : il se forme un alliage pauvre en zinc, qui tapisse les parois du pot; en même temps le zinc dissout un peu de fer. Or cela nuit beaucoup à sa qualité, surtout pour le travail du laminoir. Il arrive souvent que de petits grains de l'alliage chargé de fer se trouvent dans une plaque à laminer; comme ils sont très-durs et très-aigres, ils font le même effet qu'un grain de sable, et en se séparant de la feuille ils y laissent un trou qui la met hors de service et oblige à la refondre. Les premiers essais faits avec des pots de terre n'ont pas réussi. Ces pots se fendaient trop facilement; on dépensait aussi plus de combustible. Cela tenait simplement à ce que le chauffage était discontinu; car depuis qu'on a commencé à opérer dans les fours annexés au four de réduction, les pots n'étant plus exposés à des alternatives répétées de chaleur et de froid résistent très-longtemps. Les pots en terre sont adoptés maintenant partout où on ne se sert plus de fourneaux particuliers pour la refonte du zinc.

Les fourneaux encore employés dans quelques usines sont représentés *Pl. II, fig. 5 et 6*. On ne doit brûler sur la grille que des escarbilles : on obtient ainsi une température mieux réglée qu'avec un combustible à flamme qui chaufferait par

moment bien au delà du point convenable. On sait que le zinc est fusible à 360° et donne des vapeurs notables à 400°. Il est donc bien important de ne pas donner une trop forte chaleur. On dispose au-dessous du pot une couche de sable formant un plan incliné vers une petite porte ordinairement fermée. Quand un pot vient à se fêler, le zinc qui en sort liquide coule sur ce plan incliné hors du fourneau.

La fabrication des mouffles est un point important, parce que la production journalière d'un fourneau est en relation avec leurs qualités. On se sert en Silésie d'une argile réfractaire qui reste parfaitement blanche après la calcination. On commence par la battre à peu près comme on bat le plâtre, et on la crible. On en mélange deux parties en volume, avec une partie de débris de vieilles mouffles, triés avec le plus grand soin et également bocardés et criblés. Le mélange est humecté et marché à plusieurs reprises. Les mouffles se font toujours à la main sans aucune espèce de moule. On voit sur la *figure 7* leur forme et leurs dimensions. Il y en a de deux sortes, elles ne diffèrent que par leur longueur. L'ouvrier forme d'abord la base sur une planche, puis il élève la partie cylindrique en superposant des anneaux d'argile qu'il réunit les uns aux autres en les pétrissant fortement. On ne fait qu'un pied de hauteur à la fois, parce que la pâte, encore très-molle, ne se maintiendrait pas verticale sur une plus grande hauteur. On laisse prendre à la masse un peu de consistance par la dessiccation, en recouvrant le bord d'un linge humecté, pour qu'en reprenant le travail la nouvelle portion adhère à la première. Autrefois on faisait les mouffles dans

des moules; mais on prétend que le travail à la main en produit qui sont plus résistantes et moins sujettes à présenter des cellules. L'argile employée vient de Pologne; elle coûte 2 th. 10 sg. la tonne de 350 livres. Une tonne peut servir à fabriquer trois mouffles. Un ouvrier exercé en fait deux par jour.

Les mouffles sont séchées à l'air pendant environ un mois. Ce temps est du reste variable d'une saison à l'autre. Elles doivent alors donner un son clair quand on les frappe. Il faut encore les cuire avant de les introduire dans le fourneau: dans plusieurs usines, cette opération se fait encore dans les fourneaux particuliers représentés plus loin. Il faut les échauffer très-graduellement jusqu'au rouge. On les retire alors et on les porte toutes rouges dans les embrasures. Si on les introduisait froides, elles se casseraient infailliblement.

Les allonges (*fig. 8*) se font aussi à la main. Les ouvriers sont chargés de ce travail, chacun pour son fourneau. Comme elles ne sont pas exposées à une très-forte chaleur, on emploie de l'argile commune. On prend  $\frac{2}{3}$  d'argile crue,  $\frac{1}{3}$  de débris d'allonges triés et concassés. On les fait cuire simplement sur la voûte du fourneau. On les met froides en place. Nous verrons, en décrivant les opérations, comment on les ajuste.

#### § V. Description des opérations.

Après avoir décrit les fourneaux et les appareils employés dans la fabrication du zinc, nous allons décrire en détail les diverses opérations qui sont exécutées dans l'usine même, le minerai étant supposé convenablement préparé et amené sur place.

*Mise à feu.* La mise en feu d'un fourneau est

une opération délicate de laquelle dépend essentiellement la durée de la campagne. Quand le fourneau est entièrement neuf, on commence par faire sous la grille pendant plusieurs semaines un feu très-doux pour sécher le massif; toutes les ouvertures du fourneau sont exactement fermées. Ensuite on ouvre les embrasures; on place les moufles crues ou cuites; si elles sont crues, on élève derrière elles un petit mur de briques d'un pied d'épaisseur pour les protéger contre le contact immédiat de la flamme. Ces moufles sont placées sur un lit de sable pour qu'elles n'adhèrent pas à la sole et qu'on puisse les enlever quand elles seront hors de service; on referme les embrasures et on met le feu sur la grille. On active peu à peu le tirage en pratiquant de temps en temps de nouvelles ouvertures dans le mur qui ferme les embrasures. Quelque temps après, on ouvre les cheminées, et enfin on fait une première charge. Avant de charger, il faut enlever le mur provisoire établi derrière les moufles pour les protéger. Les charges sont d'abord faibles; on les augmente peu à peu, de manière à arriver en une huitaine de jours aux proportions normales. Quand le fourneau est seulement réparé, on place de suite les moufles, on fait le feu quelques jours sous la grille et ensuite dessus: l'opération est terminée en quinze jours. D'autres fois, au lieu de faire le feu sous la grille, on le fait devant la porte de chargement, on le rapproche de plus en plus, et enfin on le met sur la grille.

*Grillage.* Dans l'usine de Lydognia, on charge à la fois 30 quintaux de calamine crue; on les laisse vingt-quatre heures dans le fourneau; on n'a d'autre travail à faire que de renouveler de temps

en temps les surfaces exposées à la chaleur. On obtient moyennement 20 quintaux de calamine calcinée, ce qui suffit pour alimenter pendant deux jours un fourneau de vingt moufles. Ainsi les ouvriers des deux fourneaux accolés grillent, chacun à leur tour et en une seule fois, ce qu'ils doivent consommer en deux jours. Quand un des deux fourneaux est en réparation, on ne charge que 15 quintaux à la fois et on laisse encore vingt-quatre heures, parce que la chaleur est moins forte dans le four de grillage. On grille alors chaque jour ce que le fourneau en activité doit consommer dans le même temps.

Dans les fours de grillage avec chauffe particulière, la chaleur étant plus élevée, on charge 30 quintaux, mais on ne les laisse que pendant six heures. La consommation de houille est à peu près de 25 kil. p. o/o de calamine calcinée. On abrège l'opération principalement pour épargner le combustible. Un pareil four de grillage sert pour huit fours de réduction.

*Premier chargement.* Le fourneau étant suffisamment échauffé, on dégage complètement le devant des embrasures, on bouche avec des morceaux de briques et de l'argile l'intervalle entre les moufles et les embrasures, et on ferme le devant de chaque moufle par une plaque d'argile (*fig. 9*) présentant deux ouvertures: l'ouverture inférieure sert pour enlever les résidus, l'ouverture supérieure pour introduire l'allonge horizontale. L'ouverture inférieure est bouchée avec une petite plaque d'argile cuite. On lute avec soin tous les joints, de manière que la vapeur de zinc ne trouve d'issue que par l'allonge. On place également l'allonge inférieure et on se dispose pour le char-



gement. Le mélange de la calamine et du coke se fait dans une auge en bois que l'on amène devant le fourneau. Le minerai et le charbon sont l'un et l'autre mesurés au volume. On met dans l'auge deux brouettées de calamine calcinée pesant chacune  $2\frac{1}{2}$  quintaux et  $2\frac{1}{2}$  à 3 d'escarbilles : cela suffit pour le chargement de dix mouffles. On recoupe une seule fois avec une pelle le mélange de minerai et de coke. On le charge au moyen d'une cuiller demi-cylindrique, qu'on introduit pleine à travers la partie horizontale de l'allonge et que l'on renverse dans la moufle. On charge dans chaque moufle vingt à vingt-cinq cuillerées : le chargement d'un côté du fourneau dure à peu près une demi-heure. Cinq minutes après qu'une moufle est chargée, elle émet déjà des vapeurs de zinc très-notables : aussi ne doit-on pas tarder à fermer l'ouverture de l'allonge. Cela se fait de la même manière que pour le bas de la moufle. On prend une plaque de grandeur convenable, on l'humecte d'un côté, et on applique une couche d'argile grasse de 0<sup>m</sup>,02 d'épaisseur. Un ouvrier la saisit alors avec une pince, applique contre l'ouverture le côté couvert d'argile; un autre ouvrier l'y maintient avec un ringard, tandis que le premier la lute avec soin sur tout son contour. Quand on veut déboucher une ouverture ainsi fermée, on frappe sur la plaque avec précaution : elle se détache presque toujours facilement et sans se briser. L'ouverture est encore fermée par la couche d'argile, on la détruit à coups de ringard.

L'opération de boucher les dix mouffles qui sont du même côté d'un fourneau dure à peu près dix minutes. Il ne reste plus alors qu'à fermer le devant des embrasures pour éviter le refroidis-

sement des mouffles et pour empêcher le zinc de se condenser en trop grande quantité dans les allonges; pour cela, on se sert d'une porte mobile formée d'un châssis en fonte et d'un treillis en fil de fer que l'on garnit de petits morceaux de briques et d'argile. Au milieu de cette porte s'en trouve une autre plus petite, qui sert à introduire un ringard pour déboucher l'allonge horizontale quand elle s'obstrue (ce qui arrive rarement), et surtout à refroidir les allonges quand elles sont trop chaudes. Une demi-heure après que la porte est fermée, le zinc commence à tomber en gouttelettes; en même temps il se dégage d'abondantes vapeurs. Les ouvriers ont soin de mettre le feu à ces vapeurs au moyen d'un ringard chauffé au rouge. Il doit en résulter une perte notable en zinc; mais il paraît que sans cela la seconde allonge reste trop froide et s'obstrue très-souvent. Ne pourrait-on pas remédier à cet inconvénient en bouchant partiellement le devant de l'espace dans lequel se rassemble le zinc? Du reste, même en enflammant les vapeurs, on observe que l'allonge se bouche fréquemment. Les ouvriers doivent avoir soin d'y introduire de temps en temps l'extrémité d'une tige de fer recourbée à angle droit. La quantité de zinc qui distille augmente de plus en plus pendant six ou huit heures, elle reste à peu près constante pendant les huit heures suivantes, et ensuite elle diminue de manière à devenir nulle au bout de vingt-quatre heures.

Dès que le dégagement des vapeurs de zinc a cessé, on enlève les portes, on ouvre l'allonge horizontale et on fait tomber au moyen d'un ringard courbé à angle droit le zinc condensé dans l'allonge verticale. On enlève le zinc qui s'est ras-

semblé au-dessous de cette allonge, et on procède à un nouveau chargement.

Dans le courant d'une campagne on ne vide les mouffles qu'après trois opérations. Cette opération est assez pénible à cause de la chaleur qu'éprouvent les ouvriers. Les résidus forment une masse verdâtre à demi-fondue au milieu de laquelle se trouvent de petits morceaux de coke et quelquefois même de petites grenailles de zinc. La présence des allonges rend l'extraction de ces résidus assez difficile, parce qu'on ne peut pénétrer que de côté dans les mouffles avec les crochets.

On ajoute à la charge du minerai les écumages de la refonte du zinc obtenu dans l'opération précédente, les débris d'allonges qu'on n'a pu débarrasser de la croûte d'oxyde qui s'y forme, des cadmies de hauts-fourneaux, etc. Les ouvriers doivent apporter le plus grand soin à la conduite du feu, charger la grille souvent et à petites doses, et la maintenir constamment libre. Ils doivent veiller à ce que la chaleur se répartisse d'une manière uniforme entre toutes les mouffles. Ils activent le tirage d'une cheminée en augmentant sa hauteur de quelques assises de briques; ils le diminuent en fermant partiellement son orifice supérieur.

*Réparation et remplacement des mouffles.* On reconnaît qu'une moufle est percée à ce qu'il se rassemble avec le zinc une quantité considérable d'oxyde, et surtout à ce qu'il s'échappe par la cheminée placée au-dessus de la moufle une flamme blanche caractéristique. Mais cette moufle n'est pas toujours pour cela hors de service. On la vide complètement et on bouche le trou avec de l'ar-

gile réfractaire que l'on introduit à l'extrémité d'un ringard terminé par une spatule.

Quand le trou est trop grand, il faut remplacer la moufle. On y parvient toujours facilement, parce que la couche de sable qu'on a mise dessous l'empêche d'adhérer à la sole. On ferme immédiatement l'embrasure pour ne pas refroidir le fourneau, et on amène la moufle neuve portée sur une longue planche tenue à chaque bout par un ou deux hommes.

*Cuisson des mouffles.* Une moufle neuve ne peut être introduite que cuite et chauffée au rouge blanc. Quand cette cuisson se fait dans des fours accolés au fourneau de réduction, on n'a d'autre soin à prendre que d'ouvrir très-graduellement les canaux qui amènent la flamme; mais il est plus difficile de régler la température lorsqu'on a un fourneau particulier; aussi les mouffles se fendent-elles plus souvent. On bouche ces fentes quand cela est possible au moment où on sort les mouffles. Les fourneaux à réverbère, employés encore dans plusieurs usines, sont disposés pour contenir cinq mouffles à la fois. Quand on a chargé celles-ci, on fait le feu deux ou trois jours au-dessous de la grille, ensuite on le met sur la grille même et on l'augmente très-graduellement pendant huit jours. Le pont est très-élevé (0<sup>m</sup>,86), pour empêcher le contact trop immédiat de la flamme et des mouffles.

*Refonte du zinc.* On refond à la fois ce qui provient d'un fourneau de vingt mouffles en vingt-quatre heures. Ce travail est fait par les ouvriers du fourneau. Ils n'ont d'autres soins à prendre pendant la fusion qu'à remuer de temps en temps les matières pour faciliter la réunion des globules métalliques. On tient les pots fermés par un cou-

vercle en fer; on laisse reposer le bain pendant une ou deux heures; on enlève avec une écumoire l'oxyde pulvérulent qui le recouvre, et on coule dans des moules en fonte le métal que l'on puise avec une cuiller de fer. Un fourneau de vingt mouffles occupe trois ouvriers, un fondeur et deux aides. Le fondeur est à l'usine pendant la journée seulement. Le matin il vide les dix mouffles qui sont d'un côté de son fourneau, le soir il vide les dix autres. Il s'occupe dans l'intervalle de la refonte du zinc. Il y a un aide de jour et un aide de nuit; leur principale occupation est l'entretien du feu. Chaque nuit, il reste seulement un fondeur pour surveiller les aides de tous les fourneaux. Quand l'usine est peu considérable, il y a un ouvrier chargé exclusivement de cette surveillance.

§ VI. *Examen des modifications apportées aux procédés tels qu'ils sont décrits dans Karsten.—Remarques sur les procédés employés dans la Belgique et la Prusse rhénane.*

Je vais d'abord présenter, pour faciliter les comparaisons, un résumé des résultats numériques renfermés dans ce qui précède (1) :

28 mines en activité ont fourni, en 1838 :

1° 341.592 quint. métriques de calamine en

(1) Pour la réduction en mesures françaises, on a employé les données suivantes :

1 livre de Cologne	=	0 <sup>k</sup> ,469.
1 quintal de 110 livres	=	51 <sup>k</sup> ,60.
1 pied du Rhin	=	0 <sup>m</sup> ,3135.
1 lachter = 6 pieds 8 pouces	=	2 <sup>m</sup> ,09.
1 thaler	=	3 <sup>fr.</sup> ,75.
1 silbergroschen	=	0 <sup>fr.</sup> ,125.
1 tonne de houille	=	2 <sup>hectol.</sup> ,191.
Poids d'une tonne de houille	=	190 kil. environ.

morceaux et de calamine lavée (*stück und waschgalmei*), contenant à l'essai moyennement 35 p. o/o avant grillage, et vendus,

Le *stück galmei* 4<sup>fr.</sup>,84 à 6<sup>fr.</sup>,05 les 100 kil.

Le *wasch galmei* 4<sup>fr.</sup>,36 à 4<sup>fr.</sup>,84 *id.*

2° 150.672 quint. métriques de résidus de lavage (*schmelzbare abgänge*) contenant 16 à 20 p. o/o, avant grillage, et vendus au prix de 50 centimes les 100 kil.

Sur 100 quintaux de minerai, on compte moyennement :

Prix moyen.

27 de calamine en morceaux. 5<sup>fr.</sup>,445 le quint. m.

27 de *wasch galmei*. . . . . 4,600

22 de *graben galmei*. . . . . 0,500

24 de *schlamms* tenant 8 p. o/o, et portés par une valeur de 8,4 centimes. Ces *schlamms* ne sont pas compris dans les 150.672 quint. de résidus à 0<sup>fr.</sup>,50. En cherchant le prix moyen de la calamine telle qu'elle est livrée aux usines, on trouve par un calcul très-simple 3<sup>fr.</sup>,713 le quint. métrique; par un calcul analogue, on trouve pour sa richesse moyenne 29,5 p. o/o.

Comme elle perd 33 p. o/o à la calcination, le prix du quintal de la calamine grillée est de 5<sup>fr.</sup>,569, non compris les frais de grillage et la richesse moyenne = 44,25; soit en nombre rond 44 p. o/o. On admet à l'usine de Lydognia que la richesse est de 45 p. o/o. Dans d'autres usines, elle s'élève à 48; dans d'autres, elle s'abaisse à 40: on peut donc adopter 44 p. o/o comme étant véritablement la richesse moyenne.

*Du grillage.* On charge 30 quintaux du pays ou 1.548 kil.: on obtient 1032 de calamine grillée. Quand on opère dans un four à part, l'opération

dure six heures, et on consomme pour 1 quint. mét. de calamine grillée environ 25 kil. de houille. Dans les nouveaux fours l'opération dure vingt-quatre heures, on ne fait aucune dépense de combustible.

*Réduction.* Dans un four de vingt moufles, on traite par jour 516 kil. de calamine et environ 200 kil. d'escarbilles de coke (en vol. 1 de calamine et 1 à 1  $\frac{1}{4}$  de coke). On obtient par semaine moyennement 12,40 quint. mét. de zinc, en consommant 145,45 quint. mét. de houille; c'est 11,72 de houille pour 1 de zinc. Cette consommation, qui est celle de l'usine de Lydognia, doit être considérée comme un maximum, parce qu'on tâche d'obtenir des résidus aussi pauvres que possible. A l'usine Fanny, où on s'attache davantage à l'économie du combustible, on traite par jour 9 quint. de calamine rendant en grand 32 p. o/o, et on consomme 8 tonnes de houille; de là on déduit :

Production par semaine. . . 10,40 quint. mét.  
 Consommation en houille. . . 106,40  
 Ou bien 10,23 de houille pour 1 de zinc.

A l'usine Morgenroth, on évalue à 10,5 tonnes la consommation journalière de houille pour un fourneau de vingt moufles; c'est un résultat intermédiaire entre les deux précédents, de sorte que l'on peut admettre avec une grande exactitude que l'on consomme dix à douze parties de houille pour obtenir une de zinc.

Le déchet est considérable; car à l'usine de Lydognia on traite par semaine dans chaque fourneau  $516 \times 7 = 3.612$  kil. de calamine, et on n'obtient que 1.240 de zinc; c'est un rendement

de 34,3 p. o/o, le déchet est donc de  $\frac{45-34,3}{45}$   
 $= 0.238$ , c'est-à-dire de près de  $\frac{1}{4}$ ; il passe pour être encore plus grand dans d'autres usines. Dans les anciens fourneaux de dix moufles, qui sont encore employés dans quelques usines, on traite par jour 6 quint. de calamine, on obtient 16 quintaux du pays par semaine, et on brûle dans le même temps 64 tonnes. Traduisant ces données en mesures métriques nous trouvons :

Rendement de la calamine... 38 p. o/o.

Consommation de houille 14,7 pour 1 de zinc.

Déchet sur le métal 15,78 p. o/o.

*Cuisson des moufles.* Quand les moufles sont cuites dans des fourneaux particuliers, on consomme pour cette opération une certaine quantité de combustible dont il faut tenir compte. On admet que pour l'entretien de quatre fourneaux de vingt moufles constamment en feu, il faut brûler une tonne par jour dans le four à cuire les moufles, ou environ 28 de houille pour 100 de zinc. On admet partout qu'une moufle dure de seize à vingt semaines. D'après Karsten, une moufle sert à fabriquer 34 quint. de zinc avant d'être hors de service, ce qui suppose une durée de 21,25 semaines, résultat qui s'accorde suffisamment avec le précédent. En comparant tous les résultats précédents, on reconnaît que l'adjonction des fours de grillage et des fours à cuire les moufles au fourneau de réduction, et surtout la substitution de deux moufles à une seule dans chaque embrasure, ont apporté une amélioration notable dans la consommation de combustible; mais cette substitution a eu le grave inconvénient de diminuer le rendement; il paraît que la

chaleur n'est plus aussi élevée, de sorte qu'on ne peut obtenir des résidus aussi pauvres; c'est ce qu'indique aussi la durée un peu plus grande des mouffles. On a été conduit à diminuer la charge de chaque moufle dans le rapport de 6 à 5, mais sans parvenir à une allure aussi chaude qu'avec dix mouffles seulement.

Voici quelle était autrefois la consommation de combustible dans les fourneaux de dix mouffles, quand les fours accessoires étaient séparés :

100 de calamine grillée consommaient :

Dans le fourneau de grillage. . .	25,00	kil.	de houille.
Dans le fourneau de réduction. .	561,50		
Pour cuire les mouffles. . . . .	10,60		
	<u>597,10</u>		

Ces 597 kil. de houille correspondant à une production de 38 kil. de zinc, c'est 15,7 de houille pour 1 de zinc.

Dans les fours de 10 mouffles auxquels les fours accessoires sont réunis, on a les résultats suivants :

100 de calamine grillée consomment dans le four de réduction 561,50 de houille; et produisent 38 kil. de zinc: on consomme donc 14,8 de houille pour 1 de zinc.

Dans les fours de vingt mouffles tels qu'on les construit maintenant, 100 de calamine grillée consomment seulement 400 kil. de houille et produisent 34,3 de zinc.

On consomme donc. . . . . 11,7 de houille p. 1 de zinc.  
Ailleurs seulement. . . . . 10,23

Moyenne. . . . . 10,96

Économie de combustible obtenue en doublant le nombre de mouffles  $\frac{14,80 - 10,96}{14,80} = 26$  p. o/o.

Pour calculer l'économie en argent qui résulte de l'emploi des nouveaux fourneaux, il ne suffit pas de traduire en argent l'économie de combustible: il faut d'une part l'augmenter de ce qu'on a gagné sur les frais de main-d'œuvre en augmentant de  $\frac{1}{3}$  la production de chaque fourneau (la portant de 16 à 24 quint. par semaine), de l'autre la diminuer de ce qu'on a perdu par la diminution du rendement de la calamine. Tandis qu'autrefois, pour obtenir 100 de zinc, on ne dépensait que 263 de minerai, on dépense maintenant 291. La consommation a donc augmenté de 10,6 p. o/o. Le prix de la calamine est tellement considérable relativement au prix du combustible que l'avantage pécuniaire résultant de l'introduction des nouveaux procédés est assez faible pour les usines obligées d'acheter le minerai. En effet, on trouve que pour 100 kil. de zinc obtenus dans les fours de dix mouffles,

La calamine coûte. . . . .	14,655
Le combustible. . . . .	6,120
La main-d'œuvre. . . . .	3,000
	<u>23,775</u>

Et pour les fours de 20 mouffles,

La calamine coûte. . . . .	16,236
Le combustible. . . . .	4,529
La main-d'œuvre. . . . .	2,000
	<u>22,765</u>

A cette économie de  $\frac{1,01}{23,775} = 4,25$  p. o/o, il faudrait ajouter celle que l'on obtient sur les frais généraux; mais pour les usines appartenant aux propriétaires des mines et surtout pour l'usine

royale de Lydognia, à laquelle le minerai ne coûte rien parce que l'état perçoit en nature la dîme de toutes les mines du pays, on conçoit que les avantages économiques ont dû être plus considérables.

Ainsi, par exemple, à l'usine de Lydognia, le prix des 100 kil. de zinc a baissé de  $6,120 + 3,00 = 9,120$  à  $4,529 + 2,000 = 6,529$ ; c'est-à-dire que l'économie sur la main-d'œuvre et les matières premières a été de 28,4 p. o/o. Si on ajoute que les frais d'administration ont dû subir une réduction d'un tiers par l'augmentation de  $\frac{1}{5}$  dans la production journalière, on conclura que l'économie définitive n'a pas dû être inférieure à 30 p. o/o.

Les procédés actuellement employés en Silésie, comparés à ceux de Belgique et de la Prusse rhénane, présentent les avantages suivants :

1° *Frais de premier établissement pour une production déterminée, considérablement moindres;*

2° *Grande économie de main-d'œuvre;*

3° *Surveillance plus facile et frais d'administration beaucoup moindres;*

1° Les frais d'établissement se réduisent absolument à la construction d'un ou de plusieurs fourneaux, dans chacun desquels le minerai brut subit toute la série des opérations par lesquelles il doit passer, tandis qu'en Belgique on a un four particulier pour griller le minerai, un moulin mu par un manège ou une machine à vapeur pour broyer le minerai grillé, un atelier pour fabriquer et cuire les tutes et les briques sur lesquelles reposent les extrémités de ces tutes, et enfin des fourneaux de réduction.

2° On conçoit que pour toutes ces opérations et

pour les transports qu'elles exigent, il faut un nombre considérable d'ouvriers, au lieu qu'en Silésie, à l'exception de la fabrication des mouffles, les trois ouvriers d'un fourneau font toutes les opérations : ils grillent le minerai, le concassent en sortant du four de grillage, le mélangent avec le réductif, refondent et purifient le zinc, font cuire les mouffles et les placent eux-mêmes dans leur fourneau.

3° La réunion dans un même point de toutes les opérations facilite tellement la surveillance, que dans l'usine la plus vaste un seul contre-maître est suffisant. La comptabilité est aussi bien simplifiée, puisqu'on n'a d'autre compte à tenir que celui du maître fondeur de chaque fourneau.

A côté de ces avantages se place un inconvénient qui, dans certaines circonstances, est de nature à les faire tous disparaître; c'est une consommation de combustible plus grande qu'en Belgique.

Ainsi il paraît qu'à Liège on consomme entre 8 et 9 parties de charbon pour 1 de zinc obtenu. Il y a donc en Silésie une consommation plus grande dans le rapport de 129 à 100.

Je n'ai pas les renseignements nécessaires pour établir même d'une manière approchée le prix de revient du quintal de zinc en Belgique; mais il est vraisemblablement plus élevé qu'en Silésie, et il paraît bien probable que l'on ne trouverait pas d'avantage en Silésie à remplacer le procédé du pays par le procédé belge; cela tient au bas prix du combustible et à la nature des minerais. Il ne semble guère possible d'opérer sur une masse fusible dans des tuyaux horizontaux; il faut nécessairement introduire la charge par un orifice

supérieur, et enlever les résidus par un orifice inférieur que l'on n'ouvre que pour cette opération. Enfin l'argile avec laquelle on fait les mouffles ne résisterait pas à une chaleur aussi violente que celle à laquelle sont soumises dans les fours belges les toutes des rangées inférieures. S'il s'agissait d'une usine à établir pour traiter une calamine provenant d'un gisement non encore exploité, il serait convenable, à moins que le charbon ne fût extrêmement cher, de commencer les essais de traitement par la méthode silésienne. On pourrait faire alors ces essais sans risquer de grands capitaux; et on les ferait avec plus de chances de succès, attendu que cette méthode est susceptible d'une application plus générale que celle de Belgique et des provinces rhénanes.

#### § VII. Fabrication du zinc laminé.

Le zinc extrait de la calamine est coulé en lingots pesant environ 30 kil., et envoyé pour être laminé dans des usines particulières.

La première opération à laquelle on le soumet dans ces usines est une refonte ayant pour objet d'enlever les dernières traces d'impureté.

On opère dans un petit fourneau disposé comme celui que nous avons décrit plus haut. On emploie des pots en fonte et non en terre, parce que l'opération est intermittente, et que des alternatives répétées de chaud et de froid font fendre les pots en terre.

Le déchet dans cette refonte est seulement de 2 p. o/o. Il est dû en partie à une oxydation du métal, parce que le bain n'est pas recouvert d'une couche épaisse d'oxyde, et qu'on ne peut fermer

hermétiquement avec un couvercle. La petite quantité d'écume que l'on obtient est renvoyée aux usines et repassée dans les charges. Quand on traite ces écumes seules on obtient un zinc de qualité supérieure : cela tient à ce qu'il est complètement exempt de plomb et de fer. Ces deux métaux ayant moins d'affinité que le zinc pour l'oxygène, celui-ci seul s'oxyde pendant la refonte.

Il faut de certaines précautions pour couler les lingots destinés à être laminés. On doit éviter de couler le zinc trop chaud et dans des moules froids : le métal est alors cassant et comme *trempe*. C'est en le coulant à une faible température et dans des moules faiblement chauffés qu'on obtient le maximum de ductilité. On laisse un lingot dans le moule, jusqu'à ce que l'on soit prêt à en couler un autre; comme ces coulées se succèdent rapidement, le moule reste toujours un peu chaud. Du reste on ne sait pas exactement quelle est la température du moule et du métal la plus convenable : c'est là une affaire de pratique de la part des ouvriers.

Le zinc présente, pour être laminé, des difficultés particulières tenant à ce qu'il n'est malléable qu'entre des limites de température très-resserrées. On admet qu'au-dessous de 100° c. et au-dessus de 120°, non-seulement l'opération devient très-difficile, mais encore le zinc qui en résulte est cassant. On trouve dans le commerce de grandes variétés dans la qualité du zinc avec une composition chimique identique; cela tient simplement à ce que celui qui est cassant a été laminé soit trop chaud, soit trop froid; trop chaud, parce qu'il est souvent difficile de régler convenable-

ment la température du four à réchauffer ; trop froid, parce que souvent pour éviter de faire un réchauffage de plus, les ouvriers prolongent au delà du temps convenable le laminage d'une feuille. On a proposé de réchauffer le zinc dans un liquide sans action chimique sur lui : ce serait un moyen de remédier au premier inconvénient, mais non au second. On a proposé une dissolution de sel marin ou de chlorure de calcium ; mais jusqu'à présent on s'en est rapporté à l'expérience des ouvriers, qui jugent de la température des feuilles par le frémissement que fait entendre une goutte d'eau qu'ils jettent dessus. Le four à réchauffer (*Pl. II, fig. 10 et 11*) est à deux soles : la première ou inférieure sert pour le premier et le second réchauffage ; la deuxième pour les réchauffages ultérieurs. L'espace dans lequel ont lieu ces réchauffages est une caisse en fonte, entourée de toutes parts par la flamme ou plutôt par l'air chaud du foyer. La plaque de fonte inférieure forme la première sole ; la sole supérieure est une grille formée de barreaux reposant sur des talons venus à la fonte dans les deux plaques latérales. Le foyer règne au-dessous de la caisse sur toute sa longueur, ce qui permet de produire sur tous les points de la sole une chaleur uniforme. L'air chaud parti de tous les points du foyer circule autour de la caisse, s'élève ensuite au-dessus, et se rend enfin dans la cheminée située à la partie antérieure du fourneau. On règle le tirage dans cette cheminée au moyen d'un registre. La partie antérieure de la caisse est fermée par une petite porte mobile autour d'un axe horizontal, et que l'on soulève pour entrer et sortir les feuilles.

Les cylindres du laminoir ont 15 pouces de dia-

mètre (environ 0<sup>m</sup>,40) : ils sont en fonte truitée. On ne les moule pas en coquille, parce qu'ils n'ont pas besoin d'être aussi durs que les laminoirs à tôle. En général on ne prend pas la peine de soutenir par un coussinet les tourillons du cylindre supérieur : comme les lingots n'ont que 9 lignes d'épaisseur, il paraît qu'on peut sans danger le laisser retomber sur le cylindre inférieur après le passage d'une feuille. C'est sans doute à cause de ces chocs répétés qu'on est obligé de les mettre sur le tour toutes les deux ou trois semaines. Ces cylindres durent en général très-longtemps ; j'en ai vu une paire qui servait depuis dix ans ; le diamètre de chacun d'eux était réduit à environ 12 pouces.

La force nécessaire pour mettre en mouvement un train de laminoirs paraît considérable. A l'usine de Rybnick la chute d'eau est d'une force de 30 à 35 chevaux. Comme la roue hydraulique est d'une construction soignée, on peut estimer à 16 ou 20 chevaux la force disponible sur l'axe de cette roue.

Les cylindres font 36 à 40 tours par minute. Le travail est organisé de manière que, pendant la nuit, on passe une première fois les lingots sous le laminoir, et que, pendant le jour suivant, on achève de donner à chaque feuille l'épaisseur convenable en la réchauffant une, deux ou trois fois.

*Travail de nuit.* On charge à la fois et sur la sole inférieure 280 kil. de lingots ; quand ils ont la chaleur convenable, on les passe, l'un après l'autre, une vingtaine de fois sous le laminoir ; on les amène à une épaisseur d'environ 0<sup>m</sup>,004 ; on les coupe en morceaux de largeur variable, suivant les



échantillons que l'on veut fabriquer. Dans l'été, pour profiter de toute la longueur de la journée, on accélère le travail de nuit en commençant le réchauffement d'une charge sur la sole supérieure pendant qu'une autre charge achève de se réchauffer sur la sole inférieure.

*Travail de jour.* On place sur la sole inférieure les 200 kil. déjà laminés une fois pendant la nuit; quand les feuilles ont la température convenable, on les reprend deux à deux et on les passe sous le laminoir. On charge une nouvelle quantité de 280 kil., qui s'échauffe pendant qu'on donne aux feuilles un troisième et un quatrième feu. Au troisième feu on lamine trois feuilles à la fois; et comme elles sont alors très-faciles à échauffer, il n'y a à la fois que six feuilles dans le fourneau: trois dans le fond et trois en avant. Quand on prend les trois qui sont en avant, on les remplace par celles du fond, et celles-ci par trois nouvelles feuilles; de sorte que chaque système de trois feuilles ne met à s'échauffer que le temps nécessaire pour en laminer deux autres.

Enfin, quand on donne le quatrième feu, on ne place à la fois qu'un seul système de feuilles; il s'échauffe suffisamment pendant qu'on étire celui qu'il vient de remplacer. Du reste, on ne donne que très-rarement quatre feux. Les variétés que demande le commerce peuvent en général être obtenues avec trois feux ou même avec deux seulement. Les feuilles laminées sont ébarbées et coupées dans les dimensions convenables au moyen d'une cisaille à main, pesées et mises en magasin.

Les ouvriers travaillent tous à leurs pièces. Pour un four à réchauffer et un train de laminoirs,

il faut huit ouvriers, deux chauffeurs, quatre laminiers, un cisailleur et un aide. Ils sont divisés en deux postes: le poste de nuit, formé d'un chauffeur et de deux laminiers, donne le premier feu aux lingots; le poste de jour achève le laminage des feuilles; comme elles sont minces et flexibles, un ouvrier est nécessaire pour aider l'un des laminiers (le hintermann) à repasser à l'autre (le vordermann) la feuille qui vient de passer entre les cylindres.

La refonte du zinc est une opération tout à fait accessoire que l'on fait à des époques indéterminées; deux ou trois fois par semaine, quand la provision de lingots est presque épuisée.

Les ouvriers ne doivent consommer dans la règle, tant pour la refonte que pour le laminage, qu'une tonne de houille pour 7 quintaux et demi de feuilles de zinc prêtes à livrer (54 kil. de houille pour 100 kil. de zinc). C'est une consommation au-dessous de laquelle ils se tiennent presque toujours. Quand ils n'ont pas de feuilles très-minces à fabriquer, ils ne consomment quelquefois que 40 p. 0/0.

La fabrication moyenne est d'environ 120 quintaux du pays, environ 62 quintaux métriques par semaine.

Les ouvriers sont payés seulement d'après le poids des feuilles; leur gain varie avec l'épaisseur de ces feuilles.

Le zinc est vendu au poids, mais le prix du quintal varie avec l'épaisseur, ou, ce qui est la même chose, avec le poids du pied carré.

On distingue les quatre numéros suivants :

*Tome XVII, 1840.*

	k. (incl.) k. $\bar{7}$		Prix du quin- tal métrique. fr.
	I. Pesant de	42,94 à	19,08 le mèt. carré.
II. ;	19,08 à	4,77	44,80
III. $\bar{7}$	4,77 à	2,39	52,07
IV.	2,39 à	0,45	81,14

Toutes ces feuilles ont 0<sup>m</sup>,94 à 1<sup>m</sup>,88 de longueur et 0<sup>m</sup>,63 à 0<sup>m</sup>,78 de largeur. Leur épaisseur est comprise entre 0<sup>m</sup>,006 et 0<sup>m</sup>,00006.

## MÉMOIRE

### *Sur les machines à vapeur à cylindre horizontal du Creusot.*

Par M. MANÈS, Ingénieur en chef des mines.

Les machines à vapeur ont remplacé avec beaucoup d'avantage les baritels à chevaux employés à l'extraction de l'eau et des minerais dans les mines, car, on le sait, ce genre de moteur coûtait beaucoup et faisait un service fort lent.

Les premières machines employées étaient des machines à double effet à cylindre vertical dans lequel la vapeur agissait à basse pression et à condensation; ces sortes de machines sont toujours usitées. Cependant depuis 1832 on a commencé de se servir des machines également à double effet et à cylindre horizontal dans lequel la vapeur agit à haute pression et sans condensation. Ces dernières fournies par le Creusot étant fort simples et devenant de plus en plus recherchées, nous nous proposons d'en donner ici une description succincte, ainsi que de faire connaître les principaux résultats fournis par quelques-unes d'entre elles (1).

Ces machines se composent (Voir les *Pl. III* et *IV*) :

1° D'une ou plusieurs chaudières cylindriques

(1) Les propriétaires du Creusot et les exploitants des mines de Saône-et-Loire, qui font usage de ces machines, ont mis la plus grande complaisance à me fournir les renseignements que j'ai désirés. Les détails relatifs à la mine du Gagne-Petit, près Saint-Étienne, m'ont été donnés par M. Gruner.

en tôle dans lesquelles la vapeur se produit à une pression de  $2 \frac{1}{2}$  à  $4 \frac{1}{2}$  atmosphères. D'abord ces chaudières étaient courtes, avaient des fonds hémisphériques et des tubes intérieurs pour le foyer ou le retour de fumée; maintenant elles sont longues, à fonds plats, montées sur châssis en fonte, et à foyer extérieur. Ces dernières ont 7<sup>m</sup>,00 de longueur sur 0<sup>m</sup>,08 de diamètre, et sont formées de tôle de 7 millimètres de diamètre. Elles ont des fonds plats en fonte de 0<sup>m</sup>,40 d'épaisseur, lesquels sont assemblés au moyen de clous de 20 millimètres de diamètre.

Ces fonds portent le trou d'homme, les soupapes de sûreté, rondelles fusibles et robinets indicateurs. Cette forme importée d'Amérique est très-avantageuse en ce qu'elle rend les chaudières faciles à déplacer et permet de les retourner quand la partie exposée au feu commence à se détériorer. Ces chaudières ont la force de 8 chevaux. Lorsque plusieurs sont employées à la fois, elles sont placées sur un même foyer et réunies ensemble par un tuyau qui fait que l'eau se tient toujours au même niveau dans chacune. Ces tuyaux se dilatent avec la tôle, et le tout se maintient bien; le seul inconvénient de ce système, c'est que quand un accident arrive à l'une des chaudières, il faut tout arrêter; les remplacements ou réparations sont d'ailleurs de peu de durée.

2° D'un cylindre horizontal à vapeur dans lequel se meut un piston plein à garnitures métalliques dont la tige est maintenue horizontale par une boîte à étoupes qu'elle traverse, et par une prison avec collets en cuivre courant sur deux tiges de fer qu'elles embrassent, ou avec glissoirs en fonte courant entre deux bandes d'acier. Ce piston re-

çoit son mouvement alternatif d'une boîte supérieure à tiroir horizontal qui reçoit la vapeur de la chaudière et la transmet successivement au-dessus et au-dessous du piston. La vapeur, après avoir produit son effet, était d'abord échappée directement dans l'air; aujourd'hui elle est envoyée dans la partie supérieure de la bêche à eau, où elle chauffe l'eau destinée à l'alimentation, puis de là dégagée dans l'air. L'introduction de vapeur dans le cylindre est réglée par un robinet à poignée que manœuvre à volonté le machiniste.

Le mouvement alternatif du tiroir était primitivement transmis à l'arbre de couche par l'intermédiaire d'un excentrique à longue tige et d'une bielle, à un système de leviers liés à la tige du tiroir. Mais outre que la longueur de la tige rendait celle-ci trop lourde ou trop peu solide, la position du centre du levier était telle qu'il n'y avait pas égalité parfaite dans les mouvements des deux soupapes. Aujourd'hui la tige de l'excentrique réduite à moitié communique son mouvement à un axe intermédiaire qui le transmet à la bielle du tiroir à l'aide d'un mouvement de sonnettes.

3° D'un deuxième cylindre horizontal servant de pompe d'alimentation, et ayant la tige de son piston pleine liée d'une manière invariable à la tige du piston du cylindre à vapeur. Cette pompe élève l'eau dans une bêche où elle est chauffée par la vapeur perdue, et l'alimentation est réglée par un robinet placé à l'extrémité du cylindre aspirateur.

4° Enfin d'une bielle articulée sur la tige du piston par une de ses extrémités, et fixée de l'autre à la manivelle d'un arbre horizontal auquel elle

communiquent un mouvement de rotation. Quelquefois cet arbre porte à la fois le volant et le tambour; d'autres fois il ne porte que le volant, et l'arbre du tambour reçoit son mouvement de rotation de l'arbre du volant, au moyen d'un pignon et d'une roue dentée. Sur le tambour horizontal et formé de deux troncs de cônes opposés s'enroulent d'ailleurs en sens inverse deux câbles qui vont passer sur des molettes placées au-dessus du puits, et qui portent les bennes d'extraction.

Les premières machines horizontales livrées étaient de la force de 6 et 8 chevaux; depuis dix-huit mois on a commencé d'en faire de la force de 12 et 16 chevaux; en ce moment même on s'occupe d'en faire de la force de 20, et bientôt une de ces dernières sera placée au puits Chaptal.

Les dessins des *Pl. III* et *IV*, dus à l'obligeance de MM. Schneider, représentent deux de ces machines de 8 et 16 chevaux.

Les machines horizontales à haute pression sont d'une construction très-simple; elles pèsent  $\frac{1}{3}$  à  $\frac{1}{2}$  moins que celles à basse pression et sont par conséquent d'un prix moindre. Elles coûtent aujourd'hui de 1.200 à 1.500 fr. par force de cheval, y compris le tambour, les poulies, ainsi que toutes les ferrures nécessaires à la pose et les frais de mise en place (1).

(1) Une machine à haute pression de 8 chevaux pèse 8.576 kilogrammes, savoir :

1° Chaudière, cheminée en tôle et armature des foyers. . . . .	2.797 kil.
2° Machine, tuyaux, etc. . . . .	3.297
3° Engrenages, tambour et molette. . . . .	2.482

Total. . . . . 8.576

Les machines à haute pression consomment un peu plus de combustible que celles à basse pression. Celles que j'ai visitées usent au moins de 10 à 15 kil. par heure et force de cheval, dans le travail irrégulier de l'extraction. Il ne serait possible d'obtenir une réduction notable de consommation qu'en les mettant à détente, mais alors elles seraient impropres au service des mines, qui exige une grande simplicité de construction et la plus grande facilité à faire marcher dans les deux sens.

La consommation de suif est moindre en proportion du nombre et de l'étendue des parties frottantes; celle de l'huile est à peu près la même, à cause des glissoirs, qui consomment autant qu'un parallélogramme et les paliers d'un encliquetage.

Le prix de la machine est de 8.000 fr., celui du tambour et des poulies 1.500 fr., ensemble 9.500 fr.

Une machine à haute pression de 16 chevaux pèse 16.950 kil., savoir :

Chaudière et armature des foyers. . . . .	4.709	} 16.950 kil.
Machine, tuyaux, etc. . . . .	7.544	
Tambour, engrenages et poulies. . . . .	4.697	

Le prix de la machine est de 14.000 fr., celui du tambour et des molettes de 2.500 fr., ensemble 16.500 fr.

Une machine à basse pression de 16 chevaux, à chaudière hémisphérique, pèse :

Chaudière et armature du foyer. . . . .	6.700	} 28.627 kil.
Machine et tuyaux. . . . .	16.205	
Engrenages, tambour et poulies. . . . .	5.722	

Le prix de cette machine, avec le tambour, est de 25.000 fr. Il est vrai que la chaudière pourrait suffire à une machine de 25 chevaux.

Le peu de pièces mobiles dans les machines horizontales, et les pistons à garnitures métalliques, assurent une durée plus grande qu'aux nombreuses articulations d'une machine à balancier; mais les pistons s'ovalisent si les machines sont un peu fortes, et pour cette raison elles sont peu en faveur à Saint-Étienne.

L'important avantage dont elles jouissent, et ce qui doit les faire préférer en plusieurs circonstances, c'est de ne consommer que très-peu d'eau, de n'exiger que des constructions légères et peu élevées au-dessus du sol, enfin de pouvoir être menées par des ouvriers moins habiles.

Quant au rapport exact existant dans les deux systèmes de moteurs entre la puissance théorique et la quantité d'action disponible, il n'a encore été fait aucune expérience au frein dynamométrique pour le déterminer. On peut cependant penser qu'il y a à cet égard peu de différence; car, tandis que les machines à vapeur à basse pression, appliquées à des travaux réguliers, sont susceptibles généralement d'un effet utile égal à la moitié de la puissance théorique, les machines à haute pression à cylindre horizontal servant à l'extraction de la houille donnent communément  $\frac{2}{3}$  de cette puissance théorique. Or dans cette application on sait que la résistance étant variable, la puissance doit être égale au plus grand effort possible, qu'il y a d'ailleurs beaucoup de pertes d'effet par suite des arrêts de la machine ainsi que des changements de mouvement; par là pourra donc paraître suffisamment expliquée cette diminution dans le rapport de l'effet utile.

Ces considérations générales exposées, je passe

à la description de quelques machines horizontales qui sont employées à l'extraction de la houille et au fonçage de puits en recherche.

I. Sur la mine du Gagne-Petit, concession de Terre-Noire près Saint-Étienne, existe une machine à cylindre horizontal de la force de 10 à 12 chevaux, qui fut une des premières établies, car elle date de 1832. Cette machine sert à extraire la houille d'un puits de 80 mètres de profondeur. La chaudière est cylindrique et à fond hémisphérique; sa longueur est de 4<sup>m</sup>,30 et son diamètre de 0<sup>m</sup>,80; l'eau y arrive froide et la vapeur y est produite à la pression habituelle de 2  $\frac{1}{2}$  atmosphères. On brûle sur le foyer 4 bennes de 1 hectolitre  $\frac{1}{3}$ , soit 480 kil. de houille par poste de huit heures.

Le cylindre à vapeur a pour diamètre intérieur 0<sup>m</sup>,305, la course du piston y est de 0<sup>m</sup>,84, et le nombre de coups de piston est de 30 doubles par minute. La vapeur y arrive à robinets moitié ou complètement ouverts, suivant que l'on tire de la houille ou de l'eau; elle s'échappe directement dans l'air après avoir produit son effet.

Le tambour et le volant sont sur un même axe; le volant a 4 mètres de diamètre et le tambour cylindrique 1<sup>m</sup>,04.

La tonne d'extraction du contenu de 3 hectolitres combles, pèse vide 90 kil., pleine 380 kil. Elle monte de la profondeur de 80 mètres en 50 secondes; le temps d'accrochage et désaccrochage est d'ailleurs de 35 à 40 secondes; il faut donc en tout 1 minute et demie par voyage. On peut ainsi élever 40 bennes par heure; l'extraction ordinaire par poste de 8 heures est de 960 hectolitres; à la

fin du poste on épuise pendant une heure. La tonne d'épuisement est du contenu de 6 hectolitres; elle monte avec la même vitesse que celle de houille.

Les frais par poste sont d'environ 15 francs, savoir :

	fr.
Un accrocheur au fond du puits. . . . .	3,50
Deux receveurs de benne au jour. . . . .	4,25
Un machiniste. . . . .	3,00
Huile et suif. . . . .	0,65?
Combustible (6 hectolitres). . . . .	3,00
Entretien de la machine, 150 fr. par an, soit par poste. . . . .	0,50
Total. . . . .	<u>14,90</u>

Ces frais s'élèvent par suite à 1 centime et demi par hectolitre de houille extraite, sans y comprendre les intérêts des prix d'établissement de la machine.

La surface du piston de cylindre à vapeur étant de  $0^m,785 \times 0^m,305^2 = 730$  centimètres carrés.

La vitesse de ce piston de  $60 \times 0^m,84 = 50^m,4$  par minute.

Si la pression de la vapeur dans le cylindre était, comme dans la chaudière, de  $2 \frac{1}{2}$  atmosphères, la puissance théorique de la machine serait représentée par  $730 \times 1^k,55 \times 50^m$ , ou équivalente à  $12 \frac{1}{2}$  chevaux. Mais la pression dans la chaudière n'ayant été déterminée qu'au moyen de la soupape de sûreté, qui joint assez mal, n'est pas très-exacte; cette pression doit d'ailleurs être beaucoup moindre dans le cylindre, attendu que le robinet d'admission n'est pas ordinairement ouvert au delà de la moitié: il résulte de là que la puissance théorique ci-dessus est certainement exagérée.

L'effet utile de la machine est d'élever par heure, de la profondeur de 80 mètres, 40 bennes de houille, du poids total de 380 kil.; cet effet est donc égal à  $40 \times 380 \times 80 = 1.216.000^k \cdot x^m$ , ou à  $4 \frac{1}{2}$  chevaux. Cet effet est doublé quand on tire de l'eau.

Cette machine brûlant 480 kil. de houille menue en 8 heures, cette consommation répondrait à un peu plus de 13 kil. par heure et par force de cheval utilisé; ce qui est énorme. Il faut d'ailleurs remarquer que dans cette consommation est compris le charbon brûlé pour la montée et la descente des ouvriers, qui a lieu au moyen des bennes. On doit observer aussi que le travail n'étant pas continu, il faut chaque matin réchauffer le fourneau et la chaudière. On ne doit pas, par suite, y brûler plus de 400 kil., soit 50 kil. par heure, chiffre encore fort élevé, qui correspond à un peu plus de 11 kil. par heure et par force de cheval utilisé.

50 kil. de houille produisant un effet utile de  $1.216.000^k \cdot x^m$ , l'effet utile de 1 kil. de combustible brûlé est de  $24.400^k \cdot x^m$ .

II. Sur la mine de Lucy, concession de Blanzay, est établie, depuis 1834, une machine à vapeur à cylindre horizontal, de la force de 6 chevaux, servant à extraire de la houille d'un puits de 33 mètres de profondeur.

La chaudière cylindrique est à tube intérieur pour retour de la fumée. Elle a 3 mètres de long sur un de diamètre; l'eau, y arrivant froide, occupe les trois quarts de son volume; la vapeur y est produite à la pression habituelle de  $4 \frac{1}{2}$  atmosphères. Elle brûle 8 hectolitres de mauvaise houille par 12 heures.

Le cylindre à vapeur a un diamètre intérieur de  $0^m,23$ ; la course du piston y est de  $0^m,54$ , et le nombre de va-et-vient du piston, de 40 à 50 par minute, soit en moyenne 45.

Le tambour et le volant sont sur deux axes différents; les diamètres du pignon et de la roue dentée sont tels que le tambour fait un tour pendant que le pignon en fait quatre. Le tambour conique a pour diamètre moyen  $1^m,45$ .

La tonne du contenu de  $4\frac{1}{2}$  hectolitres pèse vide 150 kil., pleine 500 kil.; elle monte de 33 mètres de hauteur en  $1\frac{1}{2}$  minute. Il faut d'ailleurs compter 1 minute pour charger et décharger, et  $\frac{1}{2}$  minute de perte de temps; il faut par suite 3 minutes par voyage; donc on peut élever par heure 20 bennes, ou 160 en 8 heures. Dans ce même temps on n'en élève toutefois que 150, et dans les 16 heures suivantes on tire 30 bennes d'eau par heure. La benne de charbon est de 4 hectolitres, et celle d'eau de  $4\frac{1}{2}$ .

Les frais de chargement et de déchargement sont de 18 fr. par poste, savoir :

	fr.
Deux receveurs au jour. . . . .	4
Deux accrocheurs au fond du puits. . .	4
Deux gamins. . . . . <i>id.</i> . . . . .	2
Machiniste. . . . .	2,25
Huile et suif. . . . .	0,75
Combustible 8 hectolitres. . . . .	4
Entretien de la machine. . . . .	1
Total. . . . .	18,00

Ces frais s'élèvent à un peu moins de 3 centimes par hectolitre de houille extraite, sans y comprendre les intérêts du prix d'établissement de la machine.

La surface du piston de vapeur étant de  $0^m,785 \times 0^m,23^2 = 415$  centimètres carrés, et la vitesse du piston de  $45 \times 0^m,54 = 24^m,30$  par minute, si la pression de la vapeur dans le cylindre est de 4 atmosphères, la puissance théorique de la machine sera  $415 \times 3^k,1 \times 24^m,30 = 31.262^k \cdot x^m$ . ou de  $6\frac{1}{2}$  chevaux.

L'effet utile de la machine est d'élever pendant 24 heures, de la profondeur de 33 mètres, 150 bennes de 4 hectolitres de houille, plus 480 bennes de  $4\frac{1}{2}$  hectolitres d'eau; or :  $(150 \times 500^k + 480 \cdot 600)33^m = 11.979.000^k \cdot x^m = 1,85$  cheval de force.

La machine brûlant 16 hectolitres de houille = 1.400 kil. pendant 24 heures, soit 58 kil. par heure; la consommation serait de  $\frac{58}{1,85} = 31$  kil. par heure et par force de cheval utilisé; cette consommation serait réduite à moitié ou 15 kil. en employant de la houille de bonne qualité de Blanzay.

1.400 kil. de houille produisant un effet total de  $11.979.000^k \cdot x^m$ , l'effet utile de 1 kil. de houille est de  $8.556^k \cdot x^m$ ; il serait de  $17.112^k \cdot x^m$  avec une houille meilleure.

Les résultats donnés par la machine de Lucy sont confirmés par ceux obtenus à la machine du puits du Charme, à la mine de Montmaillot. Là on a, depuis quatre ans, une machine de 8 chevaux travaillant à une pression de vapeur de  $2\frac{1}{2}$  atmosphères, et brûlant 10 hectolitres de houille en 12 heures, laquelle élève dans un poste de 9 heures, de la profondeur de 56 mètres,

100 bennes de houille du contenu de 4 hectolitres, et dans le poste suivant de 10 heures, 120 bennes d'eau de la capacité de 4 1/2 hectolitres. La force utilisée est ici de 1,86 cheval, et l'effet utile de 1 kil. de combustible est de 6.300 k. × m. Il faut d'ailleurs observer, d'une part, que la chaudière n'étant pas suffisamment grande, il y a là beaucoup de temps perdu pour maintenir la vapeur à la pression ordinaire pendant la marche de la machine; d'autre part, que dans l'élévation des bennes de houille il y a du retard provenant du roulage intérieur.

Les machines à cylindre horizontal de la force de 8 chevaux sont très-convenables pour foncer des puits de 300 pieds, et extraire de ce niveau avec des bennes du contenu de 3 à 4 hectolitres. On s'en est encore servi avec avantage pour des fonçages de 500 pieds et au delà; mais on conçoit que cela n'a pu être qu'en chauffant plus et augmentant la pression de vapeur, de même qu'en diminuant le diamètre du pignon pour augmenter le bras de levier de la puissance, et en réduisant la capacité des bennes de 4 à 2 et même 1 1/2 hectolitre; dans ce cas, il convient mieux d'ailleurs d'avoir une machine de 12 ou 16 chevaux.

La compagnie d'Epinaac a foncé jusqu'à 177 mètres un puits de recherche avec une petite machine horizontale dont le cylindre avait 0<sup>m</sup>,276 de diamètre intérieur, et le piston 0<sup>m</sup>,44 de hauteur de course.

Jusqu'à la profondeur de 100 mètres on s'est servi d'une chaudière ayant 3<sup>m</sup>,60 de longueur sur 1<sup>m</sup>,20 de diamètre, et contenant un foyer inté-

rieur de 0<sup>m</sup>,70 de diamètre et de même longueur que la chaudière. On y brûlait 14 hectolitres de houille par 24 heures et on produisait de la vapeur à la tension de 3 1/2 atmosphères.

Le nombre de va-et vient du piston par minute était de 80, le rapport du pignon à la roue d'engrenage de 1 à 6, le diamètre du tambour de 1<sup>m</sup>,55.

Cette machine faisait mouvoir deux pompes qui élèvent l'eau du niveau de 11 mètres, ont l'une 0<sup>m</sup>,144 et l'autre 0<sup>m</sup>,149 de diamètre, ont chacune un mètre de course et donnent 7 1/2 pulsations par minute (1).

La benne élevée était d'ailleurs de 2 1/2 hectolitres, elle pesait 120 kil. et mettait 3 minutes 1/3 pour monter au jour, et était suspendue à un câble du poids de 4 kil. le mètre courant.

Parvenue à 100 mètres, la chaudière a été remplacée par une nouvelle de 7 mètres de long sur 0<sup>m</sup>,80 de diamètre, ayant un réservoir de vapeur de moitié de sa capacité; on y a brûlé 20 hectolitres de houille par 24 heures et produit une vapeur à la tension de 4 1/2 atmosphères.

Le pignon a été changé et son rapport à la roue d'engrenage n'a plus été que de 1 à 8. Enfin les pompes d'épuisement étant restées les mêmes, les bennes ont été réduites à la capacité de deux hectolitres, pesant pleines 100 kil.; leur vitesse n'a été que peu diminuée.

Des machines de la force de 16 chevaux sont

---

(1) Ces pompes épuisent 150 hectolitres d'eau par heure; elles absorbent environ un cheval de force.



placées depuis quelques temps sur le puits des Quatre-Bras, concession du sieur Brain, ainsi que sur le puits de recherche de Sullez, près Épinac. Aucune de ces machines ne fait d'ailleurs de service assez régulier pour qu'on puisse en donner ici les résultats.

### APPLICATION

*De la flamme perdue des fours à réchauffer le fer au chauffage des générateurs de machines à vapeur destinées à faire mouvoir les appareils de fabrication.*

Par M. EUGÈNE FLACHAT.

Le régime des cours d'eau qui servent de moteur au plus grand nombre des forges françaises devient de plus en plus variable.

Le déboisement et les progrès de la culture favorisent l'écoulement presque immédiat des eaux qui tombent sur la surface de la terre, de sorte que les pluies les plus abondantes n'entretiennent plus les cours d'eau que très-peu de jours après qu'elles ont cessé.

Lorsque quelques chaleurs précoces viennent fondre, dans les premiers jours du printemps, les neiges qui couvrent les montagnes, les crues deviennent très-considérables; mais dès les premiers jours de sécheresse le volume des cours d'eau se réduit notablement et devient insuffisant comme moteur.

Il faut alors que les usines auxquelles ils distribueraient leur force cessent leur fabrication.

Ces chômages sont très-dispendieux; ils entraînent pour le fabricant des pertes d'intérêt du capital dont ses établissements représentent la valeur, des pertes sur ses ouvriers, et enfin des pertes pour la remise en train de ses usines.

Cependant l'emploi d'autres moteurs que les

cours d'eau pour suppléer à l'insuffisance de ceux-ci répugne toujours beaucoup au fabricant à cause de la cherté du combustible.

Pour la fabrication de la fonte, le combustible employé par les machines soufflantes mues par la vapeur peut aller de la moitié aux deux tiers du poids de celui qui entre dans les hauts-fourneaux.

L'application de la flamme sortant par le gueulard des hauts-fourneaux, au chauffage des générateurs de vapeur, a produit l'économie entière du combustible employé pour les machines soufflantes.

Pour la fabrication du fer, la proportion du combustible employé pour la partie chimique de la fabrication, et celle employée à la génération de la vapeur des machines motrices sont ordinairement comme 1 à 0,6 ou 0,8.

Cette proportion indique comme on le voit une part bien considérable pour le combustible employé comme moteur dans la fabrication du fer; la difficulté est de trouver cette quantité de combustible dans des pays où le bois devient de plus en plus rare et cher, et suffit à peine à la partie chimique de la fabrication de la fonte et du fer; la cherté de la houille dans la plupart des pays de forge ne permet pas d'ailleurs de l'employer pour les machines à vapeur.

Aussi l'application des flammes perdues des gueulards des hauts-fourneaux, des fours à puddler et à réchauffer le fer à la génération de la vapeur des machines motrices a-t-elle été tentée fréquemment, mais les essais n'avaient pas réussi.

A Imphy une machine de 120 chevaux a été établie; cinq fours à puddler ou à réchauffer, et deux feux d'affinerie envoient encore aujourd'hui

leur flamme sous plusieurs chaudières; mais leur produit en vapeur est insuffisant et une chaudière chauffée par une chauffe spéciale est annexée à ces appareils.

Il en est de même à Fourchambault qui a suivi l'exemple d'Imphy.

A Châtillon-sur-Seine le même système a été établi.

En Angleterre enfin, cette application, telle qu'elle est décrite par MM. Coste et Perdonnet, n'avait pas eu un succès plus étendu.

On conçoit d'après cela que les propriétaires de forges mues par des cours d'eau, aient reculé devant les dépenses considérables d'établissement des machines et de leur alimentation en combustible.

Un pareil système n'était pas un remède à la difficulté de leur position.

Parmi les forges qui peuvent être placées au premier rang par l'importance et la qualité de leurs produits, et qui sont le plus exposées à souffrir du chômage résultant des variations des cours d'eau moteurs, se trouvent les forges d'Abainville; l'Ornain, sur lequel ces forges sont situées et dont les sources sortent de l'oolithe moyenne, est tellement variable que pendant près de quatre mois de l'année la force motrice qu'il fournit à l'usine n'est pas de plus du quart de celle que peuvent absorber les différents moteurs hydrauliques qu'il fait mouvoir; le développement considérable de la fabrication dans ces usines, inspira donc à leur propriétaire, M. Muel-Doublat, la pensée de suppléer à l'insuffisance momentanée de son cours d'eau, par l'emploi d'une machine à vapeur chauffée par la chaleur perdue des fours à

réchauffer le fer. Il n'avait pas d'abord l'espoir que l'on pût parvenir sans l'emploi d'une chaufferie spéciale à engendrer toute la vapeur nécessaire à la machine ; mais l'expérience conduisit à un résultat que l'on n'avait pas osé espérer, celui de tirer de la chaleur perdue de deux fours à réchauffer, toute la vapeur nécessaire à une machine de cent chevaux.

Cet exemple a depuis été heureusement imité dans les forges de Sionne, appartenant à M. Gustave Muel, frère de M. Muel-Doublat ; une machine de trente-cinq chevaux y est chauffée par la chaleur perdue de plusieurs fours.

Dans les forges de Montataire, M. Bineau, ingénieur des mines, après avoir examiné les appareils d'Abainville, a établi sur des dispositions à peu près analogues, une machine de 60 chevaux, chauffée par la chaleur perdue de plusieurs fours à réchauffer le fer.

Pareil établissement a été fait à Tronçay, par M. Cavé, pour une machine de 50 chevaux.

Ce n'est donc pas une amélioration d'une application exceptionnelle dont il s'agit ici, mais bien confirmée par une expérience de trois années et par des applications nombreuses. La description des appareils construits à Abainville, nous a paru devoir être précédée de quelques indications succinctes sur l'ensemble de cet établissement.

#### MINIÈRES.

Quatre gîtes de minerais de fer, dits de roche, sont en exploitation, savoir :

- 1° Ormançon.
- 2° Ribeaucourt.
- 3° Montreuil.

Un quatrième gîte est exploité par concession dans les bois de la commune de Tréveray.

#### LAVOIRS.

Des concessions de lavoirs à mines près des terrains à mines, existent en nombre suffisant pour les besoins des usines dans les terrains de Montreuil et Ribeaucourt, ainsi que dans le val d'Ormançon.

#### BOCARDS ET PATOUILLETS.

Le nombre de bocards exploités par les forges est de quatre, savoir :

1° Un bocard à 16 pilons et 2 cuves de patouillets, dans le val d'Ormançon.

2° Un bocard de 8 pilons et 2 cuves de patouillets, situé à Montreuil, près Joinville.

3° Un bocard de 8 pilons et 2 cuves de patouillets, dans le val d'Ormançon et en amont du premier.

4° Un bocard de 8 pilons et 2 cuves de patouillets, à Tréveray.

Toutes ces usines sont situées sur de grandes routes ou à leur proximité, et dans un rayon en moyenne de 2 kilomètres des forges ; elles produisent par an 18,000 queues de mines de 12 pieds cubes.

#### HAUTS-FOURNEAUX ET FONDERIE.

Ces hauts-fourneaux sont au nombre de quatre, savoir :

*Haut-fourneau dit la Poudrerie*, situé à 300 mètres des forges. L'ensemble de l'usine se compose de 2 halliers, 2 halles à charbon ; le cours d'eau donne constamment 18 chevaux de force ;

soufflerie à 4 pistons, parcs à mines, logements d'employés et d'ouvriers, une bascule pour peser les matériaux à leur arrivée.

Ce fourneau a été construit en 1826; ses fondages durent moyennement de 2 à 3 ans sans interruption et donnent de 11 à 1,200,000 kil. de fonte grise par an. La flamme du gueulard de ce haut-fourneau est employée à recuire les petits ronds expédiés de la forge à la tréfilerie de Vacon.

*Hauts-fourneaux d'Abainville et fonderie.*

Ces deux hauts-fourneaux sont servis par une soufflerie métallique puissante, mue indifféremment par une roue hydraulique de la force de 20 chevaux ou par une machine à vapeur chauffée par la chaleur perdue des gueulards, de la force de 25 chevaux, deux halles à charbon, parcs à mines, logement d'employés, d'ouvriers, bascules, etc.

La fonderie est servie par un wilkinson de fort calibre. Cet établissement est situé dans l'enceinte des forges.

*Haut-fourneau de Dainville.* Ce haut-fourneau, placé au milieu des bois, à 8,000 mètres des forges, sur une route de grande vicinalité, est servi par un cours d'eau de 8 chevaux et par une soufflerie à trois cylindres en fonte; 2 halles à charbon, parc à mines, logements d'employés et ouvriers; ses produits sont analogues aux trois autres. Un appareil à chauffer l'air est établi au gueulard de ce fourneau.

Ces quatre hauts-fourneaux donnent annuellement 4,000,000 kil. de fonte grise de première qualité de roche.

FORGES.

Ces forges se composent de 4 forges à laminoirs et d'une forge à martinets, savoir :

1° D'une forge à laminoir pour le fer puddlé brut, un marteau frontal avec une machine à comprimer;

2° D'une forge à deux bancs de fer marchand de tous échantillons.

3° D'une forge à tréfilerie pour fils de fer.

4° D'une forge à tôlerie en fer de gros calibre.

5° D'une forge à martinets;

6° Enfin une tréfilerie et machine à fabriquer les pointes de Paris, située à 20,000 mètres des forges.

1° *Forge à fer puddlé.* Cette forge se compose :

a. De six fours à puddler avec petits fours pour préparer la fusion de la fonte; d'un four à réchauffer pour les blocs destinés à faire de la tôle et des bandages battus au marteau frontal.

b. Un marteau frontal avec moteur hydraulique de 18 chevaux.

c. Un banc de laminoirs de 2 cages à cylindres pour dégrossir les massiaux avec cylindre de rechange et une machine à comprimer les massiaux; la roue qui les fait mouvoir est de la force de 40 chevaux.

d. Deux grosses cisailles pour couper les fers bruts et deux petites pour découper la ferraille.

2° *Forge à fer marchand et à petits fers.* Cette forge se compose :

a. D'un banc de laminoirs à 3 cages, y compris les spatards pour feuillarderie.

b. D'un second banc de 5 cages à 3 cylindres; cylindres de rechange servant à la fabrication des petits échantillons et du fer de tréfilerie; cisailles et accessoires.

Ces bancs sont mis en mouvement par une roue de 50 chevaux. Quatre fours à réchauffer; tous les accessoires de fabrication; tables à redresser, etc., etc.

3° *Forge à fer de tréfilerie.* Cette forge se compose de 6 cages à 3 cylindres pour la fabrication du fer de tréfilerie et du petit fer; elle est mue par une roue de 40 chevaux et servie par trois fours à réchauffer.

Pendant l'été, les deux forges qui précèdent peuvent être mises en mouvement ensemble, ou séparément, lors des sécheresses, par la machine à vapeur de 100 chevaux.

4° *Forge à tôle et gros fers.* Cette forge se compose de 3 cages pour la fabrication des tôles de toutes dimensions; elle est mue par une roue de 40 chevaux et servie par deux fours à réchauffer et un four dormant pour recuire les tôles.

Cette forge est munie de cisailles de grande et de moyenne dimension.

Les cylindres à tôle sont remplacés au besoin par des cylindres cannelés pour la fabrication des gros fers, tels que cercles de roues de machines locomotives et wagons, trusses d'essieux, d'arbres de communication, etc.

5° *Forge à martinets.* Cette forge se compose de deux marteaux pour l'étampage, l'étirage, platinage, et autres mains-d'œuvre; elle est ser-

vie par une soufflerie et un feu de forge. Le moteur est l'eau ou la vapeur à volonté.

Un chemin de fer parcourt toute l'enceinte intérieure de l'usine, et, passant devant tous les ateliers de la forge, sert à transporter les fers des laminoirs au magasin de chargement.

6° *Tréfilerie et machine à pointes à Vacon.* Cette tréfilerie où l'on étire le fil de fer est à 20 kilomètres des forges, sur une route de grande vicinalité; elle est mue par une roue hydraulique de 30 chevaux. Elle se compose :

a. De douze bobines d'étirage et autres accessoires nécessaires à la fabrication de 5 à 600,000 kilog. de fil de fer numéros variés.

b. De six machines à pointes de Paris.

#### USINES ET ÉTABLISSEMENTS ACCESSOIRES.

Ces usines sont dans le centre des forges.

1° L'atelier de menuiserie de modèles pour six établis, tours en bois, etc., avec un magasin de modèles;

2° L'atelier de charronnage en bois;

3° Les ateliers de construction comprenant 6 grandes forges marécales recevant le vent d'une soufflerie.

Bancs d'étaux.

Trois grands tours anglais.

Deux tours à fer.

Machine à percer et à fileter.

Deux alésoirs.

Outillage de tous genres.

Toutes ces machines reçoivent leurs mouvements d'une roue hydraulique au moyen de communications de mouvement très-étendues.

4° Tourneries situées à 300 mètres des forges.

Elles sont mues par un cours d'eau spécial, et se composent de quatre grands tours à cylindres, un petit tour à fer, une forge maréchale, et tout l'outillage nécessaire, logement d'ouvriers; le cours d'eau est de 10 chevaux.

5° Briqueterie située au même lieu pour la fabrication des briques réfractaires, se composant d'une meule mise en mouvement par une roue hydraulique de 8 chevaux; fours à briques, atelier de séchage, meule en fonte pour broyer les matériaux, logement d'ouvriers, greniers à fourrage;

6° Dans l'intérieur des forges, système d'éclairage au gaz pour toute l'usine, composé de six cornues chauffées par la flammé perdue des fours à puddler; un gazomètre et conduits en fonte et plomb pour desservir 60 becs; les forges, les ateliers, les bureaux, les magasins de houille et de fer ainsi que les cours, sont éclairés par cet appareil;

7° Grand magasin de fers et hangard de chargement;

8° Grand hangard servant au dépôt des houilles;

9° Série des hangards servant au dépôt des matériaux de tous genres, comme briques, sable, terre, etc., nécessaires à l'entretien journalier des usines;

10° Logement d'administration et d'employés, écuries et remises;

11° Logement pour 50 ménages d'ouvriers.

Nous entrerons dans quelques détails sur les moteurs hydrauliques de l'usine.

*Roue hydraulique du marteau cingleur.*

La roue du marteau cingleur est à aubes planes dans un coursier circulaire en bois.

L'arbre de la roue, la couronne et les bras sont en fonte; les aubes seulement sont en bois; elle a 4 mètres de diamètre et 1,33 de largeur; sa force est de 18 chevaux.

Sur l'arbre de la roue est la bague portant les cames qui soulèvent le marteau; elle est en fonte et a 1,50 de diamètre sur 0,66 de large.

*Roue des cylindres dégrossisseurs.*

La roue des cylindres dégrossisseurs est à aubes dans un coursier circulaire en bois; elle a 4<sup>m</sup>,50 de diamètre intérieur, 2<sup>m</sup>,50 de largeur; les aubes ont 0<sup>m</sup>,45 de hauteur; il y en a 30. Il y a trois couronnes à six bras en bois. L'arbre et les moyeux des bras sont en fonte.

La largeur de la vanne est de 2<sup>m</sup>,40, la charge d'eau moyenne est 0<sup>m</sup>,65, et la chute d'eau 3<sup>m</sup>,80. La force de la roue est de 40 chevaux.

La prise d'eau a lieu dans l'étang par un coursier en pierre passant dans le bâtiment de la soufflerie; la roue fait 12 tours par minute.

Sur l'arbre de la roue d'eau est un grand engrenage formé de 8 segments réunis par 8 bras au moyeu, ayant 5<sup>m</sup>,206 de diamètre et 144 dents, dont le pas est de 0<sup>m</sup>,1135 et la largeur 0<sup>m</sup>,310. Cette roue conduit un pignon de 24 dents faisant 72 tours par minute; c'est sur l'arbre de ce dernier qu'est calé le volant dont le poids est à peu près de 7,500 kil.; son diamètre extérieur est de 5<sup>m</sup>,10, la couronne à 0<sup>m</sup>,20 sur 0<sup>m</sup>,25; à l'extrémité de l'arbre du volant est un autre pignon de 19 dents qui

conduit un engrenage de 55 dents faisant 25 tours; le pas d'engrenage est de  $0^m,114$ . Les dents ont  $0^m,255$  de longueur. C'est sur l'axe de cet engrenage que se trouvent les cylindres; il y a une griffe au bout de l'arbre pour les débrayer.

Le train de cylindres se compose de cages à pignon, de deux paires de cylindres dégrossisseurs à cannelures ogives et plates.

Les cages des pignons sont montées sur des fondations en bois et reposent immédiatement sur la pièce supérieure du beffroi; les deux autres cages reposent sur une plaque de fonte.

Les cylindres dégrossisseurs ont  $0^m,40$  de diamètre et  $1^m,54$  de longueur de table; les tourillons ont  $0^m,256$  sur  $0^m,250$ .

Un pignon recevant le mouvement d'un engrenage, monté sur l'axe des cylindres, conduit la machine à comprimer la loupe.

Les cisailles à couper le fer puddlé et le fer corroyé, soit en feuilles, soit en barres, sont mises en mouvement, l'une par la manivelle placée à l'extrémité de l'arbre de la roue hydraulique (elle coupe 12 fois par minute); l'autre par un pignon recevant son mouvement de l'engrenage principal: cette dernière donne 25 coups par minute.

Près du volant sont deux petites cisailles destinées à couper la ferraille et la vieille tôle; elles sont mises en mouvement par une bielle attachée à un manneton, fixé sur le pignon à l'extrémité de l'arbre du volant; elles coupent 72 fois par minute.

*Roue des cylindres à fer marchand.*

Cette roue d'eau est à aubes planes et fermée

dans un coursier circulaire en bois; l'arbre et les moyeux des bras sont en fonte; la couronne, les bras et les aubes sont en bois.

La roue a 3 couronnes; elle a  $4^m,60$  de diamètre extérieur,  $3^m,30$  de largeur et 30 aubes; les couronnes ont  $0^m,18$  sur  $0^m,15$  d'équarrissage et les bras  $0^m,18$  sur  $0^m,15$ ; l'arbre de la roue en fonte est carré et a  $0^m,36$  de côté.

Sur cet arbre est calé un grand engrenage en fonte de  $5^m,26$  de diamètre, ayant 136 dents de  $0^m,340$  de longueur.

Cette roue conduit un pignon de 23 dents, placé sur l'axe des cylindres; son diamètre est  $0^m,840$ ; l'arbre de ce pignon porte le volant et a  $0^m,25$  centimètres de diamètre.

Le volant a  $4^m,50$  de diamètre extérieur; sa couronne a  $0^m,320$  sur  $0^m,180$  et pèse 8.000 kil.

L'extrémité de l'arbre du volant porte du côté des cylindres un pignon à griffe, qui se rattache à une autre griffe mobile et donne le mouvement aux cylindres. Ce pignon a  $0^m,72$  de diamètre et 36 dents; il engrène avec un autre pignon de 17 dents et  $0^m,35$  de diamètre, sur l'axe duquel est placé le train de cylindres à petit fer.

La vitesse de la roue varie selon les échantillons de fer; voici sa vitesse et celle des cylindres pour trois espèces de fer.

*Roue d'eau, volant et cylindres.*

Billetes,	12 tours,	71 tours.
Fers méplats,	15 <i>id.</i>	88 <i>id.</i>
Gros cercles,	19 <i>id.</i>	112 <i>id.</i>

Dans ces trois cas les petits cylindres feront 142,176 et 224 tours par minute.

Le train de cylindres se compose d'une cage à pignon, d'une cage de cylindres dégrossisseurs, d'une cage de cylindres finisseurs et d'une cage de gros spatards, dans lesquelles on place à volonté les troussees de fenderie. Les fondations des cylindres sont en bois; les cages reposent immédiatement sur le bois sans plaque de fonte; les fondations des paliers de la roue d'eau, de la communication de mouvement et du volant, sont aussi en bois de 0<sup>m</sup>,360 d'équarrissage.

Les pignons ont 0<sup>m</sup>,345 de diamètre, 13 dents de 0<sup>m</sup>,34 de longueur; les tourillons ont 0<sup>m</sup>,200 sur 0<sup>m</sup>,210.

Les cylindres ont 0<sup>m</sup>,35 de diamètre; leur longueur de table est de 0<sup>m</sup>,91; les tourillons ont 0<sup>m</sup>,200 à 0<sup>m</sup>,215; les gros spatards ont 0<sup>m</sup>,28 de longueur et 0<sup>m</sup>,34 de diamètre; les tourillons ont 0<sup>m</sup>,16 sur 0<sup>m</sup>,21 de diamètre.

Le banc des petits cylindres se compose d'une cage à pignon, de quatre cages de cylindres dégrossisseurs, préparateurs et finisseurs, d'une petite cage pour les spatards à petits cercles et pour les ronds de 3 à 4 lignes. Les cylindres ont 0<sup>m</sup>,60 de longueur, 0<sup>m</sup>,200 de diamètre; les tourillons 0<sup>m</sup>,102 sur 0<sup>m</sup>,125 de diamètre.

Ce banc de cylindres est à la suite et à côté du train de cylindres à fer marchand; il reçoit le mouvement par une longue ligne d'arbres attachés au pignon qui engrène celui qui est placé sur l'axe du volant.

Toutes les cages reposent sur des plaques en fonte posées sur des beffrois en bois.

La force de la roue d'eau est de 50 chevaux.

*Roue hydraulique des forges à fer de tréfilerie, à tôle et à gros fers.*

Cette roue hydraulique a 5<sup>m</sup>,02 de diamètre et 3<sup>m</sup>,50 de largeur; elle est à augets et se meut dans un coursier circulaire en bois; elle a 42 augets; l'arbre de la roue, les bras et les couronnes sont en fonte, les augets en planches de 0<sup>m</sup>,027 d'épaisseur; l'arbre est rond et a 0<sup>m</sup>,30 de diamètre.

La roue a trois couronnes; celle du milieu est soutenue par six entretoises et par douze tirants inclinés en fer, se boulonnant à la naissance des bras en fonte des couronnes extérieures.

La vitesse ordinaire de la roue est de 8 tours par minute; sa vitesse par seconde à la circonférence est de 2<sup>m</sup>,10.

Sur la couronne de gauche est un grand engrenage coulé avec cette couronne, qui transmet le mouvement à d'autres engrenages dont les dimensions se trouvent dans le tableau suivant :



## COMMUNICATION DE MOUVEMENT AUX CYLINDRES A PETIT FER.

DÉSIGNATION des cylindres.	DIAMÈTRE.	NOMBRE de dents.	PAS des engrenages	LONGUEUR de la dent.	HAUTEUR.	NOMBRE de tours.	VITESSE à la circonférence.	Observations.
	Mètres.							
Grand engrenage de la roue.	4,965	136	0,1134	0,300	0,065	8	2,08	
Pignon à dents de fonte.	1,485	55	0,1134	0,265	0,064	20	2,08	
Roue à dents de bois.	3,200	88	0,1143	0,275	0,070	20	3,35	
Pignon à dents de fonte.	0,840	23	0,1143	0,295	0,062	76	3,35	
Roue à dents de fonte.	1,710	80	0,067	0,225	0,040	76	6,80	C'est sur l'axe de ce pignon qu'est calé le volant.
Pignon à dents de bois sur l'axe des cylindres.	0,661	31	0,067	0,215	0,045	200	6,80	
COMMUNICATION AUX CYLINDRES A TÔLE.								
Pignon sur l'arbre du volant.	0,686	19	0,1136	0,303	0,065	76	2,730	
Engrenage sur l'axe de la tôle.	1,985	55	0,1134	0,275	0,065	26	"	
COMMUNICATION DE MOUVEMENT AUX MARTINETS.								
Engrenage sur la roue d'eau.	1,340	63	0,568	0,220	0,040	8	"	
Pignon.	0,362	17	0,668	0,220	0,040	30	"	
Engrenage conique.	"	34	"	"	"	30	"	
Engrenage conique et engrenage droit coulés ensemble.	"	51	"	"	"	20	"	
Pignon sur l'arbre à cames.	"	"	"	"	"	20	"	

Les fondations de la roue, des communications de mouvement et du volant sont des beffrois en bois maçonnés, de 0<sup>m</sup>,33 à 0<sup>m</sup>,34 d'équarrissage; la partie supérieure est recouverte de plaques de fonte boulonnées aux semelles des beffrois : c'est sur ces plaques de fonte que se fixent les paliers des arbres.

A l'extrémité du pignon à dents de bois sur l'axe des petits cylindres est une griffe fixe d'embrayage; la griffe mobile est placée sur un arbre à tréfle dont l'extrémité est réunie par un manchon au pignon du milieu, dans la première cage.

Le train de cylindres se compose de 2 cages à pignon, une à chaque extrémité du banc, de 5 cages de cylindres, 1 de dégrossisseurs, 3 de préparateurs et 1 de finisseurs.

Les fondations des cages sont en bois de 0<sup>m</sup>,33 d'équarrissage; ces beffrois ont 1<sup>m</sup>,30 de hauteur; l'intervalle entre les bois est maçonné; ces beffrois sont recouverts de plaques de fonte avec des portées dressées sur toute leur longueur, les cages se boulonnent sur ces plaques de fonte.

Les cylindres ont 0<sup>m</sup>,60 de longueur, 0<sup>m</sup>,20 de diamètre, les tourillons 0<sup>m</sup>,11 de diamètre et 0<sup>m</sup>,105 de longueur.

Dans la cage des dégrossisseurs il y a toujours 3 cylindres, mais dans les autres il n'y en a ordinairement que 2, c'est le pignon du milieu qui reçoit le mouvement.

Lorsque la roue fait 8 tours les cylindres en font 200 et le volant 76.

La couronne du volant a 4<sup>m</sup>,83 de diamètre extérieur, 0<sup>m</sup>,450 sur 0<sup>m</sup>,170 de section; elle est en 6 parties réunies entr'elles par 5 queues d'hironde

en fer chacune; elle pèse 8.100 kil.; le volant entier pèse 10.000 kil.

Les fondations des cylindres à tôle sont aussi des beffrois en bois, recouverts de 4 plaques de fonte de 2 mètres de longueur, 1<sup>m</sup>,92 de largeur et 0<sup>m</sup>,06 d'épaisseur; elles ont des portées d'ajustement dressées dans toute leur longueur, sur lesquelles se fixent les cages par des boulons; la profondeur des beffrois est de 1<sup>m</sup>,70 et leur largeur à l'extérieur 1<sup>m</sup>,92, les bois ont 0<sup>m</sup>,360 sur 0<sup>m</sup>,360.

Le banc de cylindres se compose d'une cage à pignon et de 2 cages de cylindres à tôle.

Les pignons ont 12 dents, dont le pas est de 0<sup>m</sup>,112 et la longueur 0<sup>m</sup>,400, le diamètre est 0<sup>m</sup>,50, le pignon supérieur pèse 1.000 kil. et le pignon inférieur 1.315 kil.

Chaque plaque de fondation pèse 1.350 kil.; le poids des cages à pignon est de 2.400 kil. sans les garnitures.

Les cages des cylindres à tôle pèsent chacune sans leur garniture 3.500 kil.

La pression du cylindre supérieur se fait au moyen de coins que l'on serre par une vis de côté; il y a également au-dessus de la cage une grosse vis qui sert lorsqu'on fait du fer dans ces cages.

Dans la première cage sont placés les petits cylindres; ils ont 0<sup>m</sup>,91 de longueur et 0<sup>m</sup>,50 de diamètre; le tourillon a 0<sup>m</sup>,32 de diamètre sur 0<sup>m</sup>,25 de longueur; le trèfle a 275 sur 0<sup>m</sup>,20 de longueur; le poids d'un petit cylindre est de 1.750 kil.

Dans la deuxième cage sont placés les grands cylindres; ils ont 1<sup>m</sup>,70 de table et les mêmes dimensions que les précédents.

Le cylindre supérieur dans les 2 cages est soulevé au moyen d'une bascule placée sous les pla-

ques; elle se compose d'un levier dont l'extrémité est chargée de poids; en serrant les coins on rapproche à volonté les cylindres; mais lorsqu'ils sont desserrés, ils restent suspendus par l'effet de la bascule.

Sur l'axe de la roue sont montées deux cisailles à tôle.

Cette roue d'eau conduit en outre 2 martinets; la communication de mouvement a lieu par une longue file souterraine d'arbres en fonte, dont la longueur est de 14 mètres; sur l'arbre de la roue, côté droit, est un engrenage de 1<sup>m</sup>,34 de diamètre, conduisant un pignon de 0<sup>m</sup>,362 qui fait 30 révolutions par minute; ce pignon est à une des extrémités de la ligne d'arbres; à l'autre extrémité il y a un pignon conique de 34 dents engrenant avec un autre de 51 dents, qui fait 20 tours par minute; un pignon droit coulé avec la couronne de cet engrenage, conduit un autre de même diamètre, placé sur l'arbre à cames faisant 20 révolutions par minute lorsque la roue fait 8 tours.

L'arbre à cames porte 2 bagues de 0<sup>m</sup>,70 de diamètre, ayant chacune 8 cames qui fonctionnent lorsqu'on a à faire des lames de scie.

Quelquefois on ne se sert que de 4 cames, car la vitesse serait trop grande; à l'extrémité de l'arbre à cames il y a un petit volant.

Lorsque la roue marche à 8 tours, les martinets battent 160 coups par minute, et lorsqu'elle va à 10 tours, ils en battent 200.

Les supports et l'hurasse sont dans des cages en fonte à peu près semblables à celles des cylindres; elles reposent sur une plaque de fonte boulonnée sur un beffroi en bois; les coussinets

de l'urasse peuvent se régler par des vis de côté, et par des vis de pression placées sur le haut des cages.

La chute d'eau de l'Ornain aux forges d'Abainville est de 3<sup>m</sup>,80. Jamais les roues ne sont noyées en aval.

Le tableau ci-contre résume l'ensemble des moteurs hydrauliques de l'usine :

TABLEAU RÉSUMÉ DES MOTEURS HYDRAULIQUES.

DÉSIGNATION DES MOTEURS HYDRAULIQUES.	SYSTÈME de la roue.	DIAMÈTRE.	LONGEUR.	NOMBRE de tours par min e.	FORCE de chevaux utiles.	Observations.
Roue de la soufflerie des hauts-fourneaux de la forge.	à augets.	mètres. 4	mètres. 1,45	4 à 8	20	36 augets.
Roue hydraulique des fourneaux de la poudrerie.	à aubes.	5	2	4	12	Chute d'eau 1,80.
Roue des cylindres de la forge à puddlage.	à aubes.	4,50	2,55	10 à 12	40	30 aubes.
Roue du marteau frontal.	à aubes.	3,30	4,30	15	18	18 aubes.
Roue des forges à fer marchand.	à aubes.	4,60	3,30	12 à 16	50	30 aubes.
Roue de la tôlerie et des cylindres à fers de tréfilerie.	à augets.	5	3,50	8 à 12	40	42 } 36 } 36 } augets.
Deux roues pour les tours à Vaucheron.	à augets.	3,65	1,65	6 à 12	16	
Roue pour le broyage des matériaux à briques.	à augets.	3,65	1,65	6 à 12	8	
Total . . . . .					204	

## MACHINES A VAPEUR.

Machine à vapeur faisant marcher les trois forges à fer marchand et de tréfileries. . . . .	100 chevaux.
Machine de la soufflerie des fourneaux de la forge. . . . .	25
Machine à marteaux. . . . .	30
Total. . . . .	155

Les chaudières de ces trois machines à vapeur sont chauffées par la flamme des fours de chauffe ou des gueulards des hauts-fourneaux.

*Description de la machine à vapeur de 100 chevaux, et de sa chauffe.*

La machine à vapeur de 100 chevaux, destinée à faire mouvoir ensemble ou séparément les trains de cylindres à fer marchand, à fer de tréfilerie et les martinets, est à moyenne pression, condensation, et détente variable dans un seul cylindre.

Avant de donner la description détaillée de cette machine, des fours et des chaudières qui l'alimentent, nous allons donner quelques chiffres sur la consommation en houille des fours à réchauffer, et sur la quantité de force motrice que peut produire le combustible brûlé dans ces fours.

CONSUMMATION EN HOUILLE DES FOURS A RÉCHAUFFER ET A PUDDLER, D'APRÈS LA FABRICATION DE DIVERS ÉCHANTILLONS DE FER.

*Fours à réchauffer.*

Observation du 12 août 1837.

FABRICATION DES GROS CERCLES. On fait 16 chaudes par four en 24 heures; chaque chaude se compose de 20 paquets de fer mis dans le four, pesant cha-

cun 14<sup>k</sup>,55 et ensemble 291<sup>k</sup>; poids des 16 chaudes 4.656<sup>k</sup> de fer. La consommation moyenne de houille des 1.000<sup>k</sup> pour cette fabrication étant de 550<sup>k</sup>, on a consommé en 24 heures 2,560<sup>k</sup> de houille, soit par heure et par four :

$$\frac{2.560}{24} = 107 \text{ kil.}$$

Observation du 27 août 1837.

Cercles 18 chaudes en 24 heures.

Chaque chaude se compose de 15 paquets, pesant chacun 14<sup>k</sup>,61 et ensemble 219<sup>k</sup>; poids des 18 chaudes 3.942<sup>k</sup>. Consommation en houille au 1.000<sup>k</sup>, 600<sup>k</sup>; on a consommé en 24 heures 2.365<sup>k</sup> de houille, soit par heure et par four

$$\frac{2.365}{24} = 98 \text{ kil.}$$

Observation du 10 août 1837.

Carrés de 1 pouce, 16 chaudes en 24 heures.

Chaque chaude est composée de 13 paquets pesant chacun 28<sup>k</sup>,72 et ensemble 373<sup>k</sup>; poids de 16 chaudes 5.968<sup>k</sup> de fer pour lesquels on a consommé 2.865<sup>k</sup> de houille, soit par heure et par four :

$$\frac{2.865}{24} = 120 \text{ kil.}$$

D'après une consommation par mois, on a fait 4.000<sup>k</sup> de billettes en 24 heures, et l'on a consommé 2.240<sup>k</sup> de houille, ce qui fait par heure et par four 97<sup>k</sup>; la moyenne de ces quatre nombre est :

$$\left. \begin{array}{r} 107 \\ 98 \\ 120 \\ 97 \end{array} \right\} \frac{422}{4} = 106 \text{ kil.}$$

On consomme généralement par four et en 24 heures 2.500 à 2.600<sup>k</sup> de houille, ce qui fait en moyenne 106<sup>k</sup> par heure et par four.

*Fours à puddler.*

Mois de janvier 1837.

On a fait 2.034 chaudes pendant le mois, et on a consommé 224.250<sup>k</sup> de houille; le mois de travail étant de 26 jours et le nombre moyen de chaudes par four 18, il en résulte que 4,35 fours ont produit des fers pendant le mois, de sorte que la consommation par heure et par four a été de

$$\frac{224.250}{26 \times 24 \times 4,35} = 85 \text{ kil.}$$

Mois de février 1837.

1.556 chaudes pendant le mois; consommation de houille 165.100<sup>k</sup>; 3 fours ont marché et ont consommé chacun par heure

$$\frac{165.100 \text{ kil.}}{26 \times 24 \times 3} = 80 \text{ kil.}$$

Nous admettons le chiffre de 80<sup>k</sup> de houille pour les fours à puddler, et 106 pour les fours à réchauffer.

*Force développée par le combustible.*

Nous admettons qu'une machine à moyenne pression et condensation sans détente exige 4<sup>k</sup> de houille par heure et par force de cheval; il en résulte qu'un four à réchauffer pourrait développer une force de  $\frac{106}{4} = 27$  chevaux et un four à puddler  $\frac{80}{4} = 20$  chevaux; on n'obtiendrait donc avec les

2 fours que 54 chevaux; mais en profitant du travail produit par la détente de la vapeur, on peut plus que doubler cette force, comme nous allons le voir par les résultats suivants.

L'expérience fondamentale qui doit servir de base au calcul de la puissance de la machine est celle qui sert à constater le nombre de kilogrammes de vapeur que chaque four évapore par heure dans la marche ordinaire de l'appareil. Cette expérience fut faite d'une manière tout à fait directe, et ne peut, par conséquent, être sujette à aucune erreur. Elle consiste en effet simplement à alimenter les chaudières, pendant un nombre d'heures connu, au moyen d'un volume d'eau facile à mesurer.

Les chaudières étant chauffées depuis trois jours, on les remplit d'eau jusqu'à une grande hauteur, et on mesura cette hauteur au moyen de flotteurs fonctionnant très-exactement. On remplit également d'eau la petite chaudière qui se trouve au-dessus des grandes, et dont le volume est de 753 litres, et on fit servir à l'alimentation cette eau à mesure qu'elle était échauffée à la température de la vapeur dans les chaudières.

Au bout de cinq heures, la petite chaudière étant entièrement vide, on mesura la hauteur de l'eau dans les grandes. Son niveau s'était abaissé dans l'une de 0.265, et dans l'autre de 0.240. Les volumes correspondant à ces deux abaissements sont 2.235 et 2.025 litres; en ajoutant ces deux volumes à celui de la petite chaudière, on trouve que le poids total d'eau vaporisée par deux fours en 5 heures a été de 5.013 litres.

La consommation des fours en houille pendant

ce temps a été de 106 kil. à l'heure, ce qui fait pour 2 fours et pour 5 heures 1.060 kil.

1.060 kil. de houille ont donc vaporisé en 5 heures 5.013 kil. d'eau, ce qui donne en résumé un produit de 5 kil. de vapeur par kilogramme de houille à peu près.

Ce nombre se trouve être d'accord avec tous ceux que l'on a obtenus dans les appareils de chauffage. On sait, en effet, par un grand nombre de résultats d'expériences, que dans l'emploi de la houille comme combustible, on n'utilise que la moitié de la quantité de chaleur qu'elle peut réellement développer dans les appareils d'essai destinés à mesurer la capacité calorifique.

Or, la capacité calorifique de la houille étant de 6.500 unités de chaleur, et 1 kil. d'eau exigeant pour être transformé en vapeur 650 calories, 1 kil. de houille pourra, par conséquent, réduire théoriquement en vapeur 10 kil. d'eau et pratiquement 5 kil.

Dans les calculs suivants sur le travail résultant du poids d'eau vaporisée, on n'a supposé qu'une pression initiale de 2 atmosphères dans le cylindre (quoique dans la marche elle se maintienne régulièrement à 2 atmosphères  $1/2$  dans les chaudières), à cause du refroidissement que la vapeur éprouve dans les tuyaux de conduite et les boîtes de distribution. La différence de  $1/2$  atmosphère entre la pression dans le cylindre et celle des chaudières étant exagérée, il s'ensuit que les puissances utiles de la machine indiquée dans l'avant-dernière colonne du tableau qui suit indiquent le moindre effet qu'on puisse en attendre aux différents degrés de détente.

Nous allons rechercher quelle est la force dé-

veloppée par la vapeur produite en une seconde dans les chaudières, et celle qui est produite par la vapeur introduite sur le piston à différentes détente et comparer les chiffres obtenus.

Le diamètre du piston est de  $0^m,90$ ; sa surface étant de  $0^m,6362$  et la course  $2^m,40$ , le volume de vapeur dépensé par cylindrée est de  $1^m,526$  et par oscillation  $3^m,52$ , la vitesse de la machine est de 15 oscillations par minute, qui dépensent à pleine vapeur  $45^m,78$  de vapeur ou  $0^m,763$  par seconde. Le poids de vapeur produit dans les deux chaudières est 1.060 kil. par heure, et par seconde  $0^k,5294$ .

Le volume de 1 kil. de vapeur à la pression de 2 atmosphères et à la température réelle, est de 0,900 litres; ainsi la vapeur dépensée par seconde dans le cylindre est un poids de  $0^k,848$ .

1 mètre cube de vapeur à 2 atmosphères sans détente, développe un travail théorique de 20.660 kil., et 1 kil. de vapeur à la même pression développe un travail de  $275 \times 0,9 = 248$  chevaux. Avec ces données, on a formé le tableau suivant, indiquant : 1° le travail de 1 mètre et de 1 kil. de vapeur à 2 atmosphères à pleine vapeur, et détendu successivement à 2, 3, 4 et 5 fois son volume; 2° le travail développé par la vapeur produite dans les chaudières; 3° la vapeur consommée par le cylindre; 4° le travail produit par le piston, déduction faite de la pression dans le condenseur qui a été mesurée égale  $0^m,13$ , ou  $0,13 \times 10.330 \times 0,636 = 854$  kil.

Pleine vapeur.	TRAVAIL développé par mètre cube de vapeur à 2 atmosphères		kil. 20.660	kil. 20.660	en kilogrammes.	Travail de 1 kilogramme de vapeur formé dans une seconde.	Poids de vapeur produit dans les deux chaudières par 1.	Travail développé par la vapeur produite dans les chaudières par 1.	Poids de vapeur dépensé dans les cylindres par 1.	Travail produit par 1 sur le piston.	Force réelle de la machine avec un coefficient de 0,60.	Consommation de combustible par force de cheval.
	à pleine vapeur.	par la détente.										
Détente 1/2.	20.660	13.490	34.980 34.150	390	0,294	86,8	0,848	172,5	121,2	202,0	103,5	4,10
Détente 2/3.	20.660	22.073	43.358 43.333	520	0,294	182,0	0,424	182,0	0,283	141,0	84,6	2,00
Détente 3/4.	20.660	28.615	49.300 49.275	588	0,294	205,8	0,212	205,8	0,212	118,0	70,8	1,70
Détente 4/5.	20.660	33.820	53.910 54.480	654	0,294	218,9	0,170	218,9	0,170	103,0	61,8	1,62

On voit par le tableau ci-contre que la production de vapeur dans les deux chaudières étant de  $0^k 294$  par seconde, et la dépense dans le cylindre  $0,848$  dans le même temps, on ne pourrait pas marcher longtemps à pleine vapeur, puisqu'on dépense à peu près 2,8 fois plus de vapeur qu'il ne s'en forme, mais aussi la force réelle de la machine dans ce cas est de 121 chevaux; et comme on n'a jamais besoin d'une aussi grande force, il est inutile de marcher à pleine vapeur; aussi la machine ne peut-elle marcher à une force supérieure à celle due à la détente à demi-course.

En détendant la vapeur à demi, on obtient 103,5 chevaux de force réelle et l'on dépense  $0,424$  de vapeur, tandis que les chaudières n'en produisent que  $0^k 294$ ; on ne pourrait donc pas non plus marcher continuellement avec cette détente; mais on a rarement besoin d'une aussi grande force.

Enfin, en détendant la vapeur au tiers dans le cylindre et toujours sous la pression de 2 atmosphères, on ne dépense plus que  $0^k 283$  de vapeur, tandis que les chaudières en produisent  $0^k 294$ ; il y a donc excès de vapeur, et cependant la force de la machine est encore de 84 chevaux, force bien suffisante pour faire marcher deux trains de cylindres dans les cas les plus fréquents.

Lorsque la machine fonctionnait à détente fixe à moitié, ce qui avait lieu dans les premiers temps de sa marche, il était impossible de proportionner sa puissance motrice à la résistance; et cette détente ayant dû être proportionnée aux plus grandes forces que l'on a quelquefois à vaincre; il en résultait toujours un abaissement de pression de  $2 \frac{3}{4}$  atmosphères à  $1 \frac{1}{4}$  ou  $1/2$  atmosphère

pendant le passage d'une chaude. L'intervalle de deux chaudes suffisait pour relever la pression, car la machine ne laminait alors que le fer des deux ou trois fours à réchauffer, et n'était liée qu'à un seul des deux trains qu'elle commande.

Plus tard, lorsque l'appareil, au moyen duquel on peut faire varier en quelques secondes, et à la main l'instant de la détente, eût été monté, on trouva que la machine fonctionnant avec détente au cinquième et pour un seul train, avait d'abord assez de puissance pour façonner tous les échantillons de fer marchand fabriqués jusqu'à présent; et de plus, que l'on avait dans cette marche un excès de vapeur qu'on lâchait par les soupapes; on était d'ailleurs averti que ce résultat aurait lieu par l'expérience citée plus haut sur la quantité d'eau que peut vaporiser un four et par les calculs du tableau. Aussi, la pression, loin de baisser comme cela avait lieu précédemment, tend continuellement à monter, et l'on n'éprouve jamais de difficulté à la maintenir constamment à 2 1/2 atmosphères, même pendant les premiers jour de marche, et lorsque les massifs ne sont pas encore échauffés.

Ce résultat, que des expériences variées et multipliées ont pleinement confirmé, démontrait la possibilité de conduire simultanément les deux trains de cylindres avec la machine à vapeur. En effet, dans la marche d'un seul train l'intervalle de repos entre les chaudes est à peu près égal à celui de la marche. Ainsi, outre qu'en détendant au cinquième, il y a excès de vapeur produite par les chaudières, on pourra encore disposer de celle que l'on perd en entier par les soupapes de décharge dans l'intervalle des chaudes.

DESCRIPTION DE LA CHAUFFÈRIE ET DES CHAUDIÈRES  
A VAPEUR.

*Fours à réchauffer.*

La chauffèrie se compose de deux fours à réchauffer, dont la flamme, après avoir chauffé le fer, passe sous des chaudières en tôle à bouilleurs avant de se rendre dans la cheminée. ( Voir *Pl. VII.* )

Les fours à réchauffer ont 2 mètres de longueur et 1<sup>m</sup>,30 dans leur plus grande largeur; la hauteur de la voûte au-dessus de la sole est de 0<sup>m</sup>,40, et au-dessus de la grille 0<sup>m</sup>,75.

La surface de la grille est 0<sup>m</sup>,98 × 0<sup>m</sup>,76 = 0<sup>m</sup>,7500.

L'échappement du four a 0<sup>m</sup>,38 de hauteur et 0<sup>m</sup>,325 de largeur; sa section est de 0<sup>m</sup>,1225; le côté de la cheminée jusqu'à 2 mètres de hauteur est de 0<sup>m</sup>,35; la section 0<sup>m</sup>,1225; plus haut le côté de la cheminée est de 0<sup>m</sup>,44 et la section 0<sup>m</sup>,1936. Les cheminées ont 15 mètres de hauteur; la section de la grille est à peu près deux fois celle de la cheminée. Ces dimensions sont celles des cheminées ordinaires pour les fours sans emploi de chaleur perdue; dans le cas où l'on chauffe des chaudières, il faut augmenter ces dimensions, car elles n'offrent que 0<sup>m</sup>,010 de surface pour brûler 53 kil. de houille, surface qui devient trop faible lorsqu'on fait parcourir à la flamme un grand chemin qui la refroidit considérablement avant qu'elle parvienne à la cheminée.

*Chaudières.*

Chaque chaudière ayant deux bouilleurs a les dimensions suivantes :

Diamètre intérieur, 1<sup>m</sup>,137; diamètre extérieur, 1<sup>m</sup>,155; épaisseur, 4 lignes; longueur totale, 7<sup>m</sup>,95.



Diamètre intérieur des bouilleurs,  $0^m,486$ ; extérieur,  $0^m,505$ ; longueur totale, 9 mètres.

Surface demi-cylindrique.	$11,800$	} $13,885$	$13,885$
Demi-sphère . . . . .	$2,085$		
Surface des bouilleurs. .	$13,480$	} $12,840 \times 2.$	$25,680$
A déduire l'espace des briques. . . . .	$0,640$		
Surface totale d'une chaudière et des bouilleurs.			$39,565$

La surface de chauffe totale des deux chaudières est donc de 79 mètres carrés.

Chaque kilogramme de houille produisant 5 kil. de vapeur, et chaque four,  $106 \times 5 = 530$  kil. par heure, on voit que chaque mètre carré de surface de chauffe produit à peu près 14 kil. de vapeur; l'espace libre qui reste à la vapeur dans la chaudière est de  $4^m,45$ .

La section des carneaux des chaudières est de  $0^m,4700$ , et à l'endroit des tubulures des bouilleurs  $0^m,3200$ . La section des carneaux des bouilleurs est de  $0^m,3200$ , chaque cheminée a  $0^m,60$  de côté carré,  $0^m,3600$  de section et 25 mètres de hauteur.

Cette section est suffisante; elle correspond à une surface de  $0^m,10$  pour brûler 30 kil. de houille; dans les foyers ordinaires, on suppose qu'une surface de  $0^m,10$  peut suffire à de 50 à 60 kil. de houille, c'est, du moins, ce qui a lieu dans les fours à rechauffer ordinaires.

On ne peut pas dire exactement qu'elle est la surface libre de la grille laissant passage à l'air pour la combustion de la houille, car cette section varie souvent; elle dépend de la nature et de la hauteur de la houille et des chauffeurs qui la modifient selon les échantillons de fer à chauffer.

### Chaufferie.

En sortant du four à réchauffer, la flamme peut prendre deux directions; par l'une, elle se rend directement dans la cheminée; et par l'autre, elle vient échauffer la chaudière; il y a donc deux carneaux après l'échappement du four, munis chacun d'un registre en fonte mobile autour d'une poulie par une chaîne et un contrepoids. Lorsqu'on ne veut pas échauffer les chaudières, on ferme les registres R et R (*Pl. VII*) qui conduisent la flamme dans leurs carneaux *ac* et *a'c'*, et celle-ci se rend directement dans les cheminées par les carneaux *ab* et *a'b'* comme dans les fours ordinaires.

Lorsqu'on veut faire passer les flammes sous les chaudières, on ferme le registre des carneaux *ab* et *a'b'* des cheminées, et l'on ouvre ceux des chaudières R et R: la flamme parcourt d'abord les carneaux dans lesquels sont placés les bouilleurs; une rangée de briques placées au-dessus et entre les deux bouilleurs empêche la flamme de passer en même temps sous les chaudières; arrivée à l'extrémité des bouilleurs, elle monte et revient en enveloppant une demi-circonférence autour des chaudières; puis elle se rend dans les cheminées par les carneaux latéraux *de* et *d'e'* et par les ouvertures *o* et *o'*. Cette ouverture se trouve à peu près à  $0^m,80$  au-dessus de celle qui amène la flamme des fours dans les cheminées; lorsque le tirage est direct, cette dernière est continuellement ouverte et ne nuit pas au tirage des fours.

L'alimentation d'eau des chaudières ne se fait pas pendant la marche de la machine, moment

pendant lequel il est très-essentiel de conserver à la vapeur toute sa tension et de ne pas diminuer la production de vapeur des chaudières; elle a lieu, après que la machine est arrêtée, au moyen d'une petite machine spéciale de la force d'un cheval.

Une petite chaudière est placée entre les deux grandes; on la remplit d'eau provenant du condenseur, et on la met en communication avec la chaudière par la partie supérieure, puis on la fait écouler par le bas dans les chaudières; deux pompes foulantes, mues par la machine, montent l'eau de condensation dans un réservoir d'eau; elle est prise pour l'alimentation des chaudières et l'arrosage des tourillons des cylindres. Ces deux pompes peuvent aussi à volonté alimenter directement les chaudières, ce qui a lieu lorsque la machine marche pendant plus d'une demi-heure.

La prise de vapeur dans les chaudières se fait au moyen de deux soupapes qui permettent de n'employer que la vapeur d'une seule chaudière, dans le cas où les deux chaudières ne seraient pas chauffées. Sous la même boîte est une grande soupape de décharge, destinée à laisser échapper la vapeur, lorsque la machine est arrêtée et que la tension de la vapeur dépasse  $2 \frac{3}{4}$  atmosphères.

*Observations sur la marche de la machine.*

( Voir le tableau ci-après, page 147. )

Dans toutes ces observations, la vapeur était admise dans le cylindre à la pression de  $2 \frac{1}{2}$  atmosphères, à peu près pendant la moitié de la course, et se détendait pendant l'autre moitié. Depuis que la nouvelle détente variable est montée, et que l'on marche ordinairement à détente au quart ou au cinquième, la pression de la vapeur

OBSERVATIONS SUR LA MARCHÉ DE LA MACHINE.

DATES.	DÉSIGNATION des ÉCHANTILLONS DE FER.	Nombre de barres.	Durée du passage aux cylindres.	à la mise en train de la machine.	à la fin du passage.	Fraction d'atmosph. dont la pression de la vapeur a baissé.	Nombre de tours de la machine.	Observations.
1837. 10 août.	Fers carrés de 12 lignes, 15 à 18 pieds de longueur. . . . .	13	14'	at. 2,00	at. 1,75	at. 0,25	12	1 four.
26 id.	Cercles de 24 lignes sur 1 1/2 et 45 pieds de longueur. . . . .	32	36'	2,75	2,00	0,75	14	Un accident étant arrivé aux cylindres, il a fallu arrêter un instant la ma- chine, ce qui a augmen- té la durée du passage et la consommation de vapeur.
27 id.	Cercles <i>idem</i> . . . . .	30	28'	2,75	2,25	0,25	14	2 id.
6 oct.	Cercles, 50 pieds sur 24 lignes. . .	32	35'	2,50	1,75	0,75	15	2 id.
22 id.	Ballage (36 lignes sur 9 à 10, fer préparé pour carrossage). . .	"	11'	2,75	2,25	0,50	14	1 id.
1838. 12 août.	Billettes, 14 lig. carrées 12 pieds.	"	30'	2,70	2,50	0,20	12	2 id.
<i>Idem</i> .	Cercles, 36 lignes et 36 pieds. . .	45	40'	2,75	1,90	0,85	"	3 id.

reste constante et même augmente dans les chaudières pendant la marche de la machine.

Il faut une force assez considérable pour faire les cercles : la vitesse de la machine se ralentit sensiblement lorsqu'on passe au spatard le fer qui est presque froid. Voici une expérience sur la force de la roue d'eau qui fait aussi ce travail, et qui donnera une idée de cette force.

22 août 1837. Expérience sur la force de la roue d'eau pour laminier des cercles de 40 à 45 pieds de longueur, 24 lignes de largeur et 5,4 de ligne d'épaisseur.

Largeur de la vanne.	3 <sup>m</sup> ,10.
Ouverture de la vanne.	0,230.
Charge d'eau sur le centre de la vanne.	0,80.
Dépense d'eau $d=0,63 \times 3,10 + 0,23 \text{ } 2g + 0,80$	
$= 1782$ litres par 1".	
Chute d'eau.	3 <sup>m</sup> ,50.

Force théorique  $\frac{1.782 \times 350}{75} = 83$  chevaux.

En adoptant un coefficient de 0,50, la force réelle nécessaire au laminage des cercles sera de 41,5 chevaux.

Pendant que l'on dégrossit la barre de fer aux premières cannelures des cylindres, où elle est peu travaillée et très-chaude, puisqu'elle sort des fours au blanc soudant, la roue d'eau et le volant acquièrent une grande vitesse qui se ralentit promptement dès que le fer est engagé dans les spatards ; au commencement la vitesse de la roue d'eau est de 13 à 15 tours, et lorsque le cercle sort des spatards elle ne fait plus que 5 à 6 tours ; la transmission du mouvement de la roue d'eau aux cylindres étant directe, il y a peu de force perdue par les engrenages, tandis que dans la machine

la transmission ayant lieu par une série d'engrenages, il y a une force assez considérable absorbée par les frottements et le mouvement de toutes ces pièces ; de sorte qu'on peut admettre qu'elle travaille au moins à 60 chevaux pour la fabrication des fers à cercles.

*Description de la machine. ( Voir Pl. V et VI. )*

La machine est à un seul cylindre et à balancier.

Le diamètre du piston est de 0<sup>m</sup>,90, sa surface 0<sup>m</sup>,6362.

La course 2<sup>m</sup>,40, et le volume du cylindre 1<sup>m</sup>,526 ; la longueur du balancier est de 7<sup>m</sup>,40 ; celle de la bielle 7<sup>m</sup>,40 et le rayon de la manivelle 1<sup>m</sup>,20.

La vitesse ordinaire de la machine est de 15 tours par minute ou 1<sup>m</sup>,20 par seconde ; souvent elle a une vitesse plus faible, mais jamais elle ne dépasse 1<sup>m</sup>,20 par seconde.

Le condenseur a 0<sup>m</sup>,610 de diamètre et 1<sup>m</sup>,50 de hauteur ; son volume est de 0<sup>m</sup>,436 ; c'est le quart à peu près de celui du cylindre.

La pompe à air a 0<sup>m</sup>,610 de diamètre ; sa surface est de 0<sup>m</sup>,2910 ; la course du piston 1<sup>m</sup>,20, et le volume qu'il engendre 0<sup>m</sup>,350.

Le cylindre repose sur un massif en pierre de taille de 3<sup>m</sup>,30 de hauteur ; il y est fixé par 4 boulons à filets carrés de 0,070 de diamètre ; il est coulé d'une seule pièce ; sa hauteur totale alézée est de 2<sup>m</sup>,960 ; il a 0<sup>m</sup>,035 d'épaisseur.

Les orifices d'entrée et de sortie de vapeur ont 0<sup>m</sup>,200 de largeur et 0<sup>m</sup>,110 de hauteur, et une surface de 0<sup>m</sup>,0220.

Le piston est garni en tresses de chanvre ; il

a 0<sup>m</sup>,200 de hauteur ; la tige du piston a 0<sup>m</sup>,130 de diamètre.

La longueur du balancier est de 7<sup>m</sup>,40 d'axe en axe ; sa hauteur au ventre est de 1 mètre et son poids de 9000 kil. ; les tourillons de l'axe du milieu, en fer, ont 0<sup>m</sup>,205 de diamètre et 0<sup>m</sup>,245 de longueur ; les tourillons en fer des extrémités ont 0<sup>m</sup>,130 de diamètre et 0<sup>m</sup>,16 de longueur ; le boulon en fer qui retient les boules à l'extrémité du balancier 0<sup>m</sup>,165 de diamètre.

Les paliers des balanciers sont attachés par des boulons sur une forte plaque en fonte, reposant elle-même sur un mur en maçonnerie de pierre de taille de 1<sup>m</sup>,20 d'épaisseur et 8 mètres de hauteur, sur lequel elle est attachée par 6 grands boulons de 0<sup>m</sup>,070 de diamètre.

Cette plaque de fonte est traversée par deux grandes pièces de bois encastrées dans le mur de la chambre de la machine, du côté du cylindre à vapeur ; elles portent le point fixe d'attache des parallélogrammes et le plancher du balancier.

La pompe à air et le condenseur sont plongés dans une grande bache en fonte remplie d'eau froide ; elle est alimentée d'eau par l'étang qui se trouve à un niveau supérieur.

La transmission du mouvement aux deux trains de cylindres se fait par une série d'engrenages dont les dimensions et la vitesse sont indiquées dans le tableau suivant, page 151.

Les paliers de l'arbre de la manivelle reposent sur une plaque de fonte boulonnée sur une grande pièce de bois de 0<sup>m</sup>,40 d'équarrissage, et sur un fort massif en pierre de taille.

Lorsqu'on fait marcher la machine pour les cylindres à fer marchand, on embraye la com-

TRANSMISSION DU MOUVEMENT AUX DEUX TRAINS DE CYLINDRES.

DÉSIGNATION DES ENGRÉNAGES.	Diamètre.	Nature de la dent.	Nombre des dents.	Pas d'engrenage.	Nombre de tours.	Observations.
<i>Transmission aux cylindres à fer marchand.</i>						
Grand engrenage sur l'arbre de la manivelle. . . . .	3,468	Fonte.	80	0,1361	15	
Pignon intermédiaire } sur le même arbre. . . . .	2,178	Fonte.	50	0,1361	26,4	
Engrenage intermédiaire } sur le même arbre. . . . .	3,336	Bois.	96	0,109	26,4	
Pignon sur l'axe du volant et des cylindres à fer marchand. . . . .	0,832	Fonte.	24	0,109	105,6	Volant de 4 <sup>m</sup> ,5 de diamètre pesant 8.200 kil.
<i>Transmission aux cylindres à fer de tréfilerie.</i>						
Engrenage intermédiaire. . . . .	3,336	Bois.	96	0,109	26,4	
Pignon intermédiaire } sur le même arbre. . . . .	0,832	Fonte.	24	0,109	105,6	
Engrenage intermédiaire } sur le même arbre. . . . .	2,224	Fonte.	104	0,067	105,6	
Pignon à dents de bois commandant le volant. . . . .	1,112	Bois.	52	0,067	211,2	Volant de 4 <sup>m</sup> de diamètre pesant 1.700 kil.
Pignon commandant les cylindres à fer de tréfilerie. . . . .	1,112	Bois.	52	0,067	211,2	

munication de mouvement au moyen d'une griffe placée à l'extrémité de l'arbre du volant de ces cylindres, et l'on enlève trois dents mobiles en fer, placées sur le grand engrenage de la roue d'eau; on amène le vide laissé par ces trois dents vis-à-vis le pignon placé sur l'arbre du volant et qui fait marcher les cylindres par la roue d'eau, de cette manière la roue d'eau se trouve isolée des cylindres; pour marcher avec la roue on remet les trois dents et l'on retire la griffe placée à l'extrémité de l'arbre du volant. En désembrayant aussi le petit volant des cylindres à fer de tréfilerie la machine met en mouvement les deux trains de cylindres. On suspend à volonté le mouvement de l'un ou l'autre train pour n'en faire marcher qu'un seul au moyen des griffes placées au commencement de chaque train. Lorsqu'on fait marcher le train de cylindres à fer de tréfilerie seul, on embraye son volant et l'on ôte le mouvement à celui des cylindres à fer marchand; cette condition est indispensable, car si les deux volants tournaient ensemble, ils se passeraient mutuellement les forces et les chocs qu'ils absorbent; et cette force étant obligée de passer par la série d'engrenages de la transmission du mouvement, les briserait infailliblement.

La machine tourne tantôt dans un sens, tantôt dans l'autre, selon que l'on travaille aux fours placés de chaque côté des bancs; il suffit de changer les gardes des cannelures; la transmission de mouvement aux martinets a lieu par des pignons coniques, dont l'un tourne à droite et l'autre à gauche, afin que l'arbre à cames tourne toujours dans le même sens, quel que soit celui de la machine.

*Distribution de la machine à vapeur.*

L'appareil de distribution se compose de deux grandes boîtes attachées par des tubulures à celles du haut et du bas du cylindre à vapeur, et réunies par deux colonnes creuses en fonte, par l'une desquelles la vapeur arrive dans la boîte du bas, et par l'autre elle se rend au condenseur; des quatre soupapes, deux sont destinées à introduire la vapeur dans le cylindre, et les deux autres à l'écouler au condenseur; et enfin des leviers, arbres et tiges destinés à ouvrir et fermer ces soupapes.

L'orifice de chaque soupape est un cercle de  $0^m,160$  de diamètre et  $0^m,0021$  de surface; elles s'ouvrent instantanément par la chute d'un contre-poids et se ferment par des manettes en fer ou leviers courbes, mus par des taquets placés sur des tiges réunies à celles de la pompe à air. L'ouverture subite des soupapes d'introduction et d'échappement de vapeur, a l'avantage de mettre tout à coup la vapeur sur le piston au moment où la manivelle est au point mort, et d'évacuer de la même manière la vapeur qui est sous le piston et s'oppose à son mouvement. A et A' (Pl. VI) sont les tiges des soupapes d'introduction de vapeur; elles passent dans une boîte à étouper et sont fixées par une cheminée aux soupapes.

B et B' sont les tiges des soupapes d'échappement de la vapeur dans le condenseur; CD et CD' sont les arbres de fer fixes de rotation des leviers CE, CF, C'E', C'F', qui lèvent les tiges des soupapes; quatre petites colonnes en fonte C servent de support aux arbres en fer aux points fixes CD et CD' des leviers de soupapes et aux guides IH et I'H', dans lesquelles glissent les tiges des soupapes.

Les leviers qui ouvrent et ferment les soupapes CE, CF, C'E', C'F' sont reliés à d'autres leviers MS, M'S', NK et N'K' par des tiges EJ, E'J' et FK et F'K', qui peuvent s'allonger ou se raccourcir au moyen d'un écrou.

Les leviers MS, M'S' et NK, N'K' sont calés sur des arbres en fer OLP et O'L'P', supportés par quatre paliers en fonte, coulés avec la grosse colonne creuse de la distribution; c'est par ces leviers que s'ouvrent et se ferment les soupapes par l'action des taquets et des manettes. L'arbre OP est creux et traversé dans toute sa longueur par l'arbre LP, qui a une partie OP d'un diamètre plus faible que l'autre LP; de même l'arbre O'L' est creux et traversé par l'arbre L'P', qui tourne dans le premier sur toute sa longueur O'L'. Cette disposition n'a d'autre but que d'éviter deux paliers qu'il aurait fallu mettre entre les deux colonnes de distribution pour supporter les tourillons de ces arbres, qui ont un mouvement en sens contraire l'un de l'autre et ne se meuvent pas en même temps. Ainsi les arbres creux sont supportés par les arbres pleins et tournent autour. Ces deux arbres portent une grande partie des pièces de la distribution servant à ouvrir et fermer les soupapes; ce sont: 1° Quatre manettes, 1, 2, 3 et 4, servent à fermer les soupapes par l'action des taquets Q, R et S; les deux manettes 1 et 3, mues par les taquets Q et R, servent à fermer les soupapes d'introduction de vapeur dans le cylindre; et les manettes 2 et 4, mues par le seul taquet S, sont les soupapes d'émission de vapeur dans le condenseur; ce taquet est placé sur la tige de la pompe à air.

Les taquets Q et R sont mobiles sur des tiges

taraudées TU et T'U' au moyen d'un écrou; ils glissent sur des tiges tournées VV' et XX'; ces quatre tiges sont attachées à la tige de la pompe à air par des supports en fer  $\gamma$  et  $z$ , qui servent de crapaudines aux tiges taraudées qui tournent dessus et supportent aussi les tiges tournées VV' et XX', qui y sont fixées par des écrous. Les tiges taraudées TU et T'U' portent à leur extrémité inférieure deux petits pignons en cuivre, cinq et six mis en mouvement par un autre pignon, sept de même diamètre, et une petite manivelle que le conducteur de la machine manœuvre pour placer les taquets à la distance convenable, selon le degré de détente que l'on veut avoir et la force que l'on veut donner à la machine; les pignons 5 et 6, engrenant ensemble, ont un mouvement contraire; l'ensemble des taquets, des tiges taraudées mobiles et des tiges tournées fixes, se meut avec la tige de la pompe à air, et sert à fermer les soupapes d'introduction de vapeur et à régler la détente.

Voici maintenant la description des pièces qui servent à ouvrir les soupapes. *ab* et *a'b'* sont les deux leviers de décrochement des soupapes du condenseur; ils sont munis d'un petit galet mobile autour des points fixes *b* et *b'*; dans la vue du côté de la machine, on ne voit pas les leviers semblables des soupapes d'introduction de vapeur, parce que les arbres sont coupés derrière eux; CD et C'D' sont des quarts de roues à rochets, calées à l'extrémité des arbres en fer OL et O'L', et sur lesquelles viennent s'accrocher les leviers *ab* et *a'b'*, par leur galet.

*c'g* et *g'l* sont des leviers calés sur les arbres en fer, à l'extrémité desquels sont attachées des tiges

en fer *c'c''*, *gj*, et *lj'*, dont l'extrémité inférieure plonge dans la bêche d'eau froide, et portent des contre-poids en plomb. Ces leviers et ces tiges servent à ouvrir les soupapes tout à coup, lorsque le décrochement du levier *ab* et *a'b'* est fait; ce décrochement s'opère, à la fin ou au commencement de chaque course de piston, par le seul taquet *l* fixé sur la tige de la pompe à air, et par les quatre leviers en fer *mop*, *m'op'*, *qrs* et *q'r's'*, mobiles autour des points fixes *OO'*, *S* et *S'*; les leviers soulèvent les tiges *pt*, *p't'*, *ru* et *r'u'* qui viennent décrocher, en les soulevant, les leviers *ab* et *a'b'* pour ouvrir les soupapes; ces tiges peuvent s'allonger et se raccourcir par des écrous, pour régler leur longueur dans la pose; *VV'*, *XX'*, *YY'*, *Y''* et *Z* sont les guides de ces tiges.

*Marche de l'appareil.*

La vapeur arrive des chaudières dans les boîtes de distribution par le tuyau 8 et par la boîte 9 et 10, dans laquelle il y a un tiroir que l'on ouvre lorsqu'on veut faire marcher la machine; 11 est le stuffenbox de la tige du tiroir; on ouvre ce dernier par une petite manivelle placée sur la colonne 12 et 13; 14 et 15 est une colonne dans laquelle passe la tige du robinet d'injection d'eau froide dans le condenseur; sur le tuyau 8 d'arrivée de vapeur est un papillon, ou valve, mis en communication avec le pendule conique, qui règle par là la section d'arrivée de vapeur selon la marche de la machine.

Lorsqu'on ouvre le tiroir placé dans la boîte 9 et 10, la vapeur remplit la colonne et les boîtes de droite, dans lesquelles sont placées les soupapes d'introduction, et dont on voit les tiges *A* et *A'*.

*Fermeture des soupapes.*

Supposons, comme cela a lieu sur le dessin, que le piston soit arrivé au bas de sa course descendante, comme la machine est à détente, la soupape du haut *A*, qui avait mis en communication la vapeur avec le dessus du piston, est déjà fermée; voici comment elle s'est fermée. Le taquet *R* en descendant a baissé la manette 3 et l'a même dépassée; cette manette, en baissant, a entraîné dans son mouvement le levier *MS* en lui faisant décrire un arc de cercle; ce mouvement a été transmis au levier de la soupape *E'CB'* par la tringle *S'E'*, et la soupape s'est fermée; mais en même temps, la manette a relevé le levier *C'* et le contre-poids fixé à l'extrémité de la tige *CI'*; elle a aussi fait décrire un arc de cercle au rochet placé à l'extrémité de l'arbre supérieur *O'P*, et le levier d'accrochement, qui a suivi le mouvement du rochet sur lequel le galet repose toujours, s'est accroché, et la soupape reste fermée.

*Ouvertures des soupapes.*

Au moment où le piston arrive au bas de sa course, il faut enlever la vapeur qui se trouve au-dessus du piston, et par conséquent ouvrir les soupapes de gauche de condensation dont la tige est *B'*; cette opération se fait ainsi.

Le taquet *l* placé sur la tige de la pompe à air vient frapper l'extrémité du levier *m'op'*; l'autre extrémité *P'* du levier se soulève; à son tour elle soulève la tige *p't'*; celle-ci vient lever l'extrémité *a'* du levier *a'b'* de décrochement; alors le contre-poids attaché au bas de la tige *lj'* n'étant plus retenu, tombe et entraîne dans son mouve-

ment le rochet, le levier *gl'* du contre-poids, la manette 4, le levier NK, la tige KF et le levier de la soupape du haut FCB, qui s'ouvre tout à coup.

En même temps la soupape du bas B du condenseur s'est fermée par le taquet S qui est venu rencontrer la manette 2; et aussi en même temps la soupape du bas A, qui doit introduire la vapeur sous le piston, s'ouvre de la même manière que nous venons de dire pour la soupape B du haut de condensation; le taquet *l* soulève le levier *mop*, la tige *pt*, le levier d'accrochement et la soupape A; la manette I se relève aussi et reste dans cette position jusqu'à ce qu'elle doive s'abaisser et fermer la soupape selon le degré de détente que l'on veut avoir, par le moyen du taquet *q*.

Les mêmes choses se passent lorsque le piston remonte et arrive au haut de sa course.

En résumé l'ouverture des quatre soupapes se fait à la fin de chaque course ascendante et descendante par le décrochement des leviers *ab* et *a'b'*, au moyen d'un seul taquet *l* et les quatre leviers *mop*, *m'op'*, *qrs* et *q'rs'* des tiges et leviers qui en dépendent; deux soupapes s'ouvrent toujours ensemble à la fin de chaque course, l'une de condensation et l'autre d'introduction de vapeur; les manettes restent relevées pour être baissées ensuite par les taquets lorsqu'ils viennent à les rencontrer; les contre-poids se relèvent, et l'accrochement des leviers *ab* et *a'b'* se fait en même temps que les manettes sont abaissées et les soupapes fermées.

Il n'y a qu'un seul taquet pour fermer les deux soupapes de condensation, puisqu'elles ne doivent se fermer qu'à la fin de la course; c'est le

taquet S qui baisse les deux manettes 2 et 4.

Les manettes 1 et 3 ont chacune leur taquet Q et R, parce qu'elles se ferment à des moments de la course variables. La durée de l'introduction de vapeur dans le cylindre dépend de la position des taquets sur les tiges taraudées. Lorsqu'ils sont aux extrémités des tiges, la détente se fait à moitié, parce que la course du piston de la pompe à air étant moitié de celle du piston à vapeur ou 1<sup>m</sup>,20, les taquets ne viennent frapper les manettes que lorsque la tige de la pompe à air a parcouru 0<sup>m</sup>,60 ou la moitié de sa course; la détente varie en rapprochant les taquets, car lorsqu'ils sont en face l'un de l'autre les soupapes se ferment presque aussitôt qu'elles ont été ouvertes, et la vapeur n'entre que pendant un instant très-court dans le cylindre.

Pour faire varier la détente, il faut donc changer la position des taquets sur les tiges taraudées, et pour cela il suffit de tourner la petite manivelle fixée sur l'axe du pignon 7; ce pignon transmet son mouvement aux pignons 5 et 6, et ceux-ci aux tiges taraudées TU et T'U'; et comme les taquets ont un écrou mobile sur les tiges taraudées, et qu'ils peuvent glisser sur les tiges fixées VV et XX, et que leur mouvement se fait en sens inverse, ils se rapprochent ou s'éloignent l'un de l'autre, selon que le mouvement du pignon 7 se fait à droite ou à gauche. Lorsqu'ils se rapprochent l'un de l'autre, ils se rapprochent aussi des manettes qu'ils rencontrent plus tôt, et ferment les soupapes d'introduction de vapeur à un instant plus rapproché du commencement de la course du piston; l'introduction de vapeur dure moins longtemps et sa détente est prolongée; le contraire a lieu



lorsqu'ils s'éloignent l'un de l'autre; ils s'éloignent des manettes, ferment plus tard les soupapes qui laissent entrer la vapeur dans le cylindre pendant un temps plus long, et diminuent la durée de la détente; ainsi, au moyen de ces taquets mobiles, on peut détendre la vapeur dans le cylindre depuis moitié de la course du piston, en passant par tous les degrés intermédiaires, jusqu'à celui où l'on arrêterait la machine en fermant les soupapes d'introduction de vapeur aussitôt qu'elles s'ouvriraient.

De nouvelles expériences ont été faites sur la force de vaporisation des chaudières de la machine à vapeur de 100 chevaux d'Abainville; ces expériences, faites en juin 1839, ont duré 42 heures.

Un réservoir en tôle, dont la capacité est de 7.905 litres, a été rempli deux fois; il a fallu la première fois 1.168 coups de pompe, et la seconde 1.145 pour le remplir; la différence est minime, et l'on peut admettre qu'un coup de piston donne 6<sup>lit.</sup>,835 d'eau.

Après avoir marqué le niveau de l'eau dans les chaudières, et pour avoir la quantité d'eau vaporisée, on a compté tous les coups de piston pendant l'alimentation; on en a trouvé 6.451, ce qui donne  $6.451 \times \frac{1.6810}{2.313} = 44^m,094$  d'eau pendant quarante-deux heures; à la fin de l'expérience, les flotteurs étaient de 15 millim. plus bas qu'au commencement; cet abaissement correspond à peu près à 210 litres, ce qui porte la quantité d'eau vaporisée par les deux chaudières pendant quarante-deux heures, à 44.300 litres.

On a brûlé pendant ce temps dans les deux fours à réchauffer 9.500 kil. de houille; la force de vaporisation est donc de  $\frac{44.3}{9.5} = 4^k,66$  de vapeur par 1 kil. de houille.

## SUR LES ALLIAGES,

*Particulièrement sur ceux de cuivre et de zinc;*

Par M. KARSTEN.

(Extrait des Archives de M. Karsten pour 1839, t. XII, p. 385-408)

Le laiton est employé depuis bien longtemps, quoique son histoire se perde dans l'obscurité des siècles, comme celle des métaux dont l'antiquité nous a transmis la connaissance. L'emploi du laiton n'est guère moins ancien que celui du cuivre, et dans les temps les plus reculés on le regardait comme un alliage de cuivre, bien qu'on ne pût rendre compte du métal qui se trouvait uni à celui-ci.

Il est vraisemblable que le zinc n'est connu en Europe que depuis environ quatre siècles au plus, et que c'est Paracelse qui le premier l'a préparé; enfin, c'est à peine si un tiers de siècle s'est écoulé depuis que l'on forme directement le laiton, en combinant ensemble du cuivre et du zinc; plusieurs fabriques, même en Allemagne, emploient encore la calamine avec le cuivre, pour obtenir cet alliage.

Les praticiens ont essayé d'employer diverses proportions de cuivre et de zinc pour former un alliage malléable et ductile; toutefois, on ne fabrique guère dans les usines que l'alliage jaune appelé laiton, et l'alliage rouge appelé *laiton rouge* et quelquefois *tombac*; mais on ne doit pas s'attendre à trouver dans ces composés, dans ceux qui ont les mêmes apparences et les mêmes propriétés utiles, des proportions exactement sem-

blables de cuivre et de zinc ; car une partie de la quantité de ce dernier métal qu'on a employé se vaporise pendant la fusion ; de sorte qu'il est impossible que ce qui en reste en combinaison soit une quantité constante.

Cependant il importe au fabricant que la dose de zinc combinée dans le laiton soit aussi forte que possible ; et l'on doit admettre qu'une forte proportion de ce métal n'est nuisible ni à la couleur, ni à la ténacité ou ductilité du laiton, pourvu que les métaux combinés soient très-purs.

Du cuivre bien pur peut prendre en combinaison de  $1\frac{1}{2}$  jusqu'à  $2\frac{1}{2}$  p. o/o de zinc de plus que du cuivre médiocrement pur, et l'alliage constituera un laiton bien meilleur que dans le cas d'une moindre dose de zinc avec ce dernier.

Ainsi donc, le laiton n'est pas un alliage en proportions déterminées et invariables. Celui qu'on fabrique à Hegermühle ( près de Berlin ) est composé généralement de 71,5 de cuivre avec 28,5 de zinc. On ne reconnaît pas ici de proportions atomiques ; cependant le composé de 1 at. de cuivre avec 0,4 d'at. de zinc ( ou de 5 at. du premier avec 2 at. de l'autre ) s'en rapprocherait beaucoup, puisqu'il contiendrait 71,3 de cuivre et 28,7 de zinc.

Le tombac (*rothmessing*) ou laiton rouge de cette même usine, est généralement formé de 84,5 de cuivre avec 15,5 de zinc, où l'on ne trouve pas non plus de rapport simple entre les atomes. Au fur et à mesure que la proportion de cuivre augmente, la couleur jaune de laiton diminue, et l'alliage gagne en ténacité et en malléabilité ; parmi les alliages qui contiennent plus de zinc que le laiton ordinaire, on connaît ce que les ouvriers appellent *schlage loth*, servant de soudure, et

qui est formé de 56 parties de cuivre avec 44 de zinc.

Dans le cas où un alliage contient plus de 28 centièmes de zinc, on pouvait croire que l'excès de ce métal électro-positif serait facile à reconnaître par la manière dont il se comporterait avec les acides, c'est-à-dire aux phénomènes de leur réaction ; on pouvait aussi penser que le laiton, en raison de la quantité très-notable de zinc qu'il renferme, réagirait sur les sels de cuivre. Il paraît cependant que le laiton n'occupe pas, dans l'ordre des propriétés électriques, un rang plus élevé que le cuivre. L'acide sulfurique, pris à tous les degrés de concentration, n'agit pas sur le laiton autrement que sur le cuivre ; si l'on excite la réaction en élevant la température, la dissolution s'opère encore comme avec le cuivre ; enfin si la quantité d'acide employée est insuffisante pour tout dissoudre, le laiton qui reste non dissous n'a éprouvé aucune altération ; ainsi, par l'acide sulfurique, cet alliage n'est jamais décomposé ou dissous partiellement ; de là résulte que le laiton n'éprouve aucune altération dans une solution concentrée de vitriol de cuivre.

De même dans de l'acide nitrique, lorsqu'il y a excès de laiton, la dissolution étant effectuée, le zinc contenu dans le résidu non dissous n'exerce aucune action sur l'oxyde de cuivre en dissolution dans la liqueur. L'acide muriatique, qui attaque et dissout le zinc avec une grande énergie, à divers degrés de concentration, est sans action sur le laiton. Si l'on a donné accès à l'air, il y a dissolution par l'acide concentré, sans dégagement de gaz comme pour le cuivre ; cette dissolution est brune, non transparente, et par un long séjour à l'air, elle

se change en un chlorure transparent d'un bleu verdâtre, et au fur et à mesure que l'acide se dissipe dans l'atmosphère. Lorsqu'on met du laiton dans une dissolution nitrique d'argent, ce métal est réduit immédiatement, réduction à laquelle prennent part également le cuivre et le zinc de l'alliage. Ayant mis du fil de laiton en excès, ce qui resta conserva sa composition primitive. Le chlorure d'argent n'est pas décomposé aussi promptement par le laiton que par le cuivre; mais c'est encore par le laiton même que s'opère la décomposition, et non séparément par l'un de ses éléments, puisqu'on trouve dans la liqueur de l'oxyde de cuivre et de l'oxyde de zinc. Si l'on opère la décomposition du chlorure d'argent au moyen d'une pile galvanique formée de disques de cuivre et ensuite de laiton, on ne trouve en dissolution dans la liqueur que de l'oxyde de cuivre, si le chlorure a été mis en contact avec le pôle en cuivre; et dans le cas opposé, il y a des oxydes de cuivre et de zinc. Un arc formé de platine et laiton, avec dissolution dans l'eau de sulfate de cuivre et de nitrate de cuivre, produit aussi peu d'effet qu'un arc de platine et cuivre.

On avait annoncé que le fer mis en contact avec le laiton était préservé de l'action de l'eau de mer; M. Harlei a reconnu que cette assertion était complètement fautive; du moins le fer uni au laiton, plongé dans une dissolution de sel marin à tous les degrés de concentration, est aussi promptement et aussi abondamment converti en hydrate d'oxyde, que lorsqu'on a employé le fer et le cuivre; le laiton reste aussi inaltérable que le cuivre, de sorte que c'est le laiton qui est préservé par le fer; mais l'inverse n'a pas lieu, et cet alliage ne préserve

pas le fer de l'action d'une dissolution de muriates alcalins. Si l'on forme un arc électrique dans de l'eau salée avec du laiton et du fer, et qu'on mette du zinc en contact à un pôle ou à l'autre, les deux métaux seront préservés de toute action par le zinc; et si on enlève ce dernier métal, le fer se rouille et s'oxyde incessamment.

M. Nath a fait, en 1835, dans l'usine à laiton de Hegermühle, des expériences et des essais sur des alliages de cuivre et de zinc, qu'il a composés en proportions variées et dans le but de reconnaître leurs propriétés électriques, et, en même temps, si quelques-uns pourraient recevoir de l'emploi dans les arts.

Il a employé le cuivre de Russie et le zinc de Silésie; ce dernier, dont la pesanteur spécifique est 7,1754, contient p. o/o 0,855 de plomb et 0,14 de fer. Bien que la formation des alliages fût exécutée avec beaucoup de précautions, il se volatilisait néanmoins une portion du zinc employé, d'où est résultée la nécessité de faire l'analyse de chaque alliage pour en connaître exactement la composition. Cette analyse consistait simplement à dissoudre de l'alliage dans l'acide nitrique, puis on précipitait le cuivre par l'hydrogène sulfuré pour le doser; le zinc était évalué par différence, de sorte qu'on ne tenait pas compte des substances étrangères contenues dans le zinc, ni dans le rapport exprimant la proportion des deux métaux alliés.

Les alliages furent préparés dans le four à laiton ordinaire: on procédait de manière qu'aussitôt qu'un creuset venait d'être vidé, après y avoir formé un certain alliage, on y mettait tout de suite une partie du cuivre qui devait servir à en composer un autre, et on l'y faisait fondre; puis

on y plaçait tout le zinc que l'on voulait employer, en le recouvrant avec soin de poussière de charbon; ensuite on y faisait pénétrer le reste du cuivre; on terminait en remplissant tout le vide restant dans le creuset avec du charbon en poudre. Après une demi-heure ou trois-quarts d'heure de feu, le zinc commence à se volatiliser, et en quantité d'autant plus considérable que la dose de ce métal est plus forte; quand la fusion était complète dans tous les creusets, on réunissait tout le métal dans un seul, ainsi qu'on le pratique pour le laiton; on agitait l'alliage avec une tige de fer pour le rendre homogène, et on coulait.

Dans la première série d'expériences, il s'agit des alliages où le cuivre est en plus forte dose que le zinc.

1). Alliage de 86,3 de cuivre avec 13,17 de zinc; P. s. = 8,7055; un composé de 6 atomes de cuivre avec un at. de zinc contiendrait 85,6 du premier et 14,4 de zinc. L'alliage formé se rapproche, par sa couleur et sa ténacité, comme par sa composition, du tombac ou laiton rouge; il ne se comporte pas tout à fait aussi bien que celui-ci sous les cylindres, sous le marteau et à la filière, quoique la proportion du cuivre y soit un peu plus forte.

2). L'alliage de 84 de cuivre avec 16 de zinc se rapproche de la combinaison de 5 at. du premier avec 1 at. de zinc (83,2 de cuivre et 16,8 de zinc); P. s. = 8,693; c'est presque exactement la composition du laiton rouge; et en effet, notre alliage s'est comporté comme celui-ci dans les divers essais auxquels on l'a soumis.

3). 80,6 de cuivre avec 19,4 de zinc (l'alliage de 4 at. de l'un avec 1 de l'autre contient 80 de

cuivre et 20 de zinc); P. s. = 8,6796; la couleur rouge commence à tourner au jaune de laiton; cet alliage se comporte bien au laminoir, au marteau et à la filière.

4). 75,9 de cuivre avec 24,1 de zinc (l'alliage de 3 at. avec 1 at. est composé de 74,61 et 25,4); P. s. = 8,6095. Sa couleur est celle du laiton ordinaire formé de 5 at. de cuivre avec 2 at. de zinc; c'est le métal qui a été vanté depuis quelque temps en Angleterre sous le nom de *Mosaikgold*.

5). 73,8 de cuivre avec 26,2 de zinc; P. s. = 8,5821; cet alliage a la couleur du laiton et se comporte absolument comme lui dans tous les essais.

6). 67,5 de cuivre avec 32,5 de zinc (l'alliage de 2 at. avec 1 at. contient 66,5 du premier avec 33,5 de zinc); P. s. = 8,4996; il y a 4 p. o/o de cuivre de moins et 4 p. o/o de zinc de plus que dans le laiton ordinaire; sa couleur n'est déjà plus le jaune pur du laiton, il y a une nuance de rouge; il se laisse d'ailleurs très-bien travailler au laminoir, au marteau et à la filière. Les fabricants qui emploient du cuivre de bonne qualité, très-pur, peuvent élever la proportion du zinc dans leur laiton jusqu'à la dose de 32 p. o/o.

7). L'alliage de 59 de cuivre avec 41 de zinc se rapproche de celui formé de 4 at. de l'un et 3 at. de l'autre (57 avec 43); sa couleur est d'un rouge jaunâtre. Une plaque de ce métal ayant été sortie peu après avoir été coulée, et encore fort chaude, se montra très-flexible, ce qui n'annonce pas une bonne qualité; il se laissa pourtant laminer à froid, quoique les bords de la planche se fussent fendus; il fallut le réunir plus souvent que le laiton ordinaire; on pouvait aussi le battre au marteau

et en faire des objets de chaudronnerie, mais il ne supporte pas la soudure, parce qu'il est plus fusible que celle-ci; à la filière, il donne beaucoup de déchet, en raison des fréquentes ruptures qu'éprouve le fil; enfin, on ne peut allonger celui-ci que d'une petite quantité à la fois, de sorte qu'il faut recommencer à le tirer bien plus souvent qu'on ne le fait pour le laiton.

8). 52 de cuivre avec 48 de zinc (un alliage à nombre égal d'atomes contient 49,84 de cuivre et 50,16 de zinc); P. s. = 82292; cet alliage d'un jaune d'or serait à recommander s'il avait plus de ténacité et moins de dureté et d'aigreur; il peut être employé à confectionner des objets moulés.

Une plaque sortie du moule, encore chaude, était très-flexible; après son refroidissement, le métal était fort dur, très-difficile à couper, et la tranche présentait l'apparence d'une cassure; les planches coupées, recuites, puis refroidies, ne peuvent plus être travaillées au laminoir. Si, après le recuit et en les tenant à la température de l'eau bouillante, on les lamine, on ne les étend que difficilement, elles restent toujours aigres, les bords présentent des criques nombreuses; cet alliage n'est point propre à être converti en feuilles ou en fils.

On doit conclure des essais et expériences dont on vient de rapporter les résultats, que, sous le rapport de leur emploi dans les arts, les alliages de cuivre et de zinc qui possèdent une ténacité et une malléabilité suffisantes pour être travaillés au marteau, au laminoir ou à la filière, ne doivent contenir au plus que 1 at. de zinc avec 2 at. de cuivre. Lorsque la proportion de zinc surpasse celle-ci, l'alliage perd, et à peu près dans le même rap-

port, de sa ténacité et malléabilité; il devient de plus en plus aigre et cassant; en sorte qu'une combinaison d'un atome de l'un avec 1 atome de l'autre ne possède plus qu'un faible degré de malléabilité et de ductilité, insuffisant pour le rendre utile. Il est digne de remarque que la couleur jaune pur du laiton semble correspondre, jusqu'à un certain point, à la ténacité de l'alliage; il conviendrait de chercher l'explication de ce fait. La couleur rouge du tombac composé de 1 at. de zinc avec 4 at. de cuivre, et qui généralement contient moins de cuivre, s'explique et se conçoit très-bien par l'excès de cuivre qui s'y trouve; on comprend que la nuance de rouge soit d'autant plus prononcée que la proportion de cuivre surpasse davantage celle de 1 at. de zinc contre 2 at. de cuivre; mais il est difficile d'expliquer pourquoi cette nuance est plus vive dans le composé formé d'un nombre égal d'atomes de ces deux métaux. Ce fait que l'alliage formé de 50 de cuivre et de 50 de zinc est d'une couleur plus foncée, mais beaucoup plus rouge que l'alliage de 80 de cuivre avec 20 de zinc, mérite une attention particulière.

Sous le rapport des propriétés électro-chimiques, cet alliage n'est pas moins remarquable: le composé de 1 at. de cuivre avec 1 at. de zinc exposé à l'action des acides, ou bien placé dans le circuit galvanique, ne se comporte pas autrement que le cuivre pur. Il était difficile de croire que le zinc, dont le caractère électro-positif est si marqué, perdît cette propriété par sa combinaison avec le cuivre, et seulement à nombre égal d'atomes. D'après ce qu'on admet communément, la dissolubilité du zinc par les acides devrait être augmentée par sa combinaison avec le cuivre, surtout lorsque la proportion

n'est pas plus forte que celle d'un nombre égal d'atomes, car dans cette combinaison le cuivre se montre négatif par rapport au zinc.

Dans la seconde série de recherches, on s'est proposé d'étudier les alliages dans lesquels le zinc se trouve en proportion dominante.

1). Dans le premier, formé d'un nombre à peu près égal d'atomes, il y avait 46,5 de cuivre avec 52,75 de zinc (un composé de 11 at. de zinc avec 10 de cuivre contient 52,75 de l'un et 47,25 de l'autre). La couleur est d'un blanc rougeâtre, la cassure striée; lorsqu'on cherche à le briser, il montre une certaine ténacité; mais cet alliage est aigre, et à aucune température il n'est assez malléable pour pouvoir être employé dans les arts.

Avec les acides, il se comporte un peu différemment des autres alliages; l'acide sulfurique n'agit sur lui que lentement et avec l'aide de la chaleur; il y a dégagement de bulles gazeuses; il se dissout un peu de zinc, mais la dissolution ne fait pas de progrès; les surfaces attaquées paraissent bientôt recouvertes d'un léger précipité de cuivre, qui se montre aussi lorsqu'on emploie l'acide nitrique en quantité insuffisante; lorsqu'il y a excès d'alliage, la dissolution peut être entièrement débarrassée du cuivre qui est alors précipité par le zinc de cet alliage. Dans l'acide muriatique, la dissolution est lente et demeure incomplète; il y a dégagement de gaz hydrogène. Dans une dissolution aqueuse de vitriol de cuivre, après un temps assez long, on trouve un peu de cuivre réduit par l'alliage; cependant le précipité est à peine sensible.

2). Alliage de 44 de cuivre avec 56 de zinc; environ 13 1/2 at. de celui-ci et 10 de cuivre; l'é-

clat n'est pas complètement métallique, et l'on reconnaît à peine un composé de métaux; l'aigreur et la fragilité sont très-marquées, et la structure de la cassure étant lamelleuse, on croit voir un sulfure plutôt qu'un alliage de deux métaux; avec les acides et les sels de cuivre, il se comporte comme l'alliage précédent. L'acide sulfurique l'attaque faiblement, lentement, et ne peut le dissoudre complètement. L'acide nitrique agit plus vivement et le nitrate de cuivre est ensuite décomposé par l'alliage, lorsqu'il en reste dans la liqueur. Le sulfate de cuivre dissous dans de l'eau est décomposé par ce même alliage qui peut être ainsi converti complètement en cuivre métallique.

3). 35,5 de cuivre avec 64,5 de zinc; alliage qui approche de celui formé de 2 at. de zinc avec 1 at. de cuivre (contenant 66,82 du premier et 33,18 du second); sa couleur est un bleu gris avec un grand éclat métallique; sa cassure est plane et lamelleuse. Il est plus aigre que le précédent.

L'acide sulfurique l'attaque avec le temps, et par une longue digestion; mais il est aussi difficile, qu'avec les précédents alliages, d'opérer une dissolution complète; la dissolution ne contient que de l'oxyde de zinc, sans une trace d'oxyde de cuivre, parce que l'alliage décompose les sels de cuivre. Avec les acides nitrique et muriatique, il se comporte comme les alliages précédents.

4). 24,8 de cuivre avec 75,1 de zinc; à peu près 3 at. de zinc avec 1 at. de cuivre (75,1 du premier et 24,9 du second). L'alliage est d'un bleu gris clair, aigre, à cassure inégale et grenue; il possède une certaine ténacité, mais il ne peut être travaillé ni au marteau ni au laminoir; il

se dissout complètement dans l'acide sulfurique étendu, à l'aide de la chaleur, et le cuivre demeure à l'état de précipité lorsque l'alliage se trouve en excès, car celui-ci décompose rapidement les sels de cuivre. Le cuivre métallique n'étant pas attaqué par l'acide sulfurique, il ne peut y avoir trace de ce métal dans la dissolution acide. L'acide muriatique dissout lentement et complètement l'alliage, avec dégagement de gaz hydrogène; par l'acide nitrique, la dissolution est bien plus prompte, et le cuivre dissous est précipité ensuite par l'alliage qui est en excès par rapport au dissolvant.

5). 21 de cuivre avec 79 de zinc; 6 at. de celui-ci avec 1 at. de cuivre, comme le précédent.

6). 14,7 de cuivre avec 88,75 de zinc; 7 at. de celui-ci avec 1 at. de cuivre; mêmes propriétés physiques et chimiques que les alliages 4) et 5).

7). 11,25 de cuivre avec 88,75 de zinc; à peu près 7 at. de l'un avec 1 at. de cuivre; il diffère de l'alliage formé de 3 ou 4 at. de zinc avec 1 de cuivre, en ce que, au lieu d'avoir une structure compacte, elle est à grains fins. Cette circonstance peut être la cause de la moindre ténacité qu'il présente; il se brise sous le marteau. Malgré la forte proportion de zinc qu'il contient, sa dissolution dans les acides sulfurique ou muriatique ne s'opère que fort lentement.

8). L'alliage de 9,5 de cuivre avec 90,5 de zinc, qui correspond à celui formé de 9 at. de zinc contre 1 de cuivre, est d'un bleu gris sombre; il est assez tenace pour être laminé, lorsque, après l'avoir fait chauffer, on le travaille avant son entier refroidissement; cependant l'extension qu'on peut lui faire prendre est fort limitée, parce que la

planche se fend sur les bords et à l'intérieur. L'acide sulfurique étendu le dissout assez facilement, et laisse le cuivre à l'état métallique, ce qui permet d'établir la proportion de ce dernier.

Il résulte des recherches dont on vient d'exposer les détails, que, dans les limites de composition depuis 1 jusqu'à 9 atomes de zinc combinés avec 1 atome de cuivre, il ne se trouve aucun alliage qui puisse être employé utilement dans les arts; le plus haut degré de fragilité se montre dans les composés de 1 1/2 ou 2 atomes de zinc avec 1 at. de cuivre; pour qu'on trouve quelque ténacité et malléabilité, il faut que l'alliage contienne au moins 9 at. du premier contre 1 de cuivre: les métaux purs sont encore bien plus malléables que leurs alliages. Ainsi la malléabilité du cuivre est plus grande que celle du composé de 6 at. de ce métal avec 1 at. de zinc; et celle du zinc pur surpasse la malléabilité du composé de 9 at. de ce dernier avec 1 at. de cuivre.

Le cuivre montre son influence colorante sur ses alliages avec le zinc, jusqu'à la proportion de 1 at. contre 1 1/2 at. de zinc et peut-être même avant d'atteindre cette proportion; la couleur rouge disparaît, et se trouve remplacée par un bleu gris.

Il était intéressant de chercher, d'après la manière dont les divers alliages se comportent avec les acides, si ce sont de véritables combinaisons chimiques, ou seulement des mélanges d'un alliage défini avec un excès de l'un des deux métaux. A l'égard des composés qui ne contiennent pas plus de 1 at. de zinc avec 1 at. de cuivre, on peut déduire la première de ces conclusions de la manière dont ils se comportent avec les sels d'argent en formant un arc galvanique avec l'alliage et en-

suite avec le cuivre, de même par l'action des acides et des sels de cuivre.

A l'égard des alliages contenant plus de 1 at. contre 1 at., les acides (surtout les acides sulfurique et muriatique) ne devraient dissoudre que l'excès de zinc, et laisser pour résidu un alliage en proportion définie; mais ce n'est pas là ce qui arrive: l'alliage est complètement dissous par ces acides et avec des circonstances qui ne permettent pas de supposer que le zinc s'y trouve à l'état de mélange et sans être combiné. Le résidu cuivreux qui reste après la dissolution de l'alliage dans l'acide sulfurique étendu est le produit d'une seconde opération, de la décomposition du sel de cuivre qui s'est formé par l'alliage lui-même; c'est en raison de cela que ce résidu n'a pas d'éclat métallique; il est en parties très-divisées et ressemble à un oxyde, bien que ce soit du cuivre pur. On doit faire remarquer que l'acide sulfurique étendu, qui n'attaque point le cuivre, peut cependant, avec le temps, dissoudre complètement un alliage de zinc et de cuivre, lorsque ce dernier s'y trouve dans la proportion de 24 p. 0/0. On ne saurait guère douter que dans l'opération de la *quartation*, lorsqu'il s'agit de séparer l'or d'avec l'argent, en employant l'acide nitrique, les alliages d'or et d'argent ne se comportent comme le fait l'alliage cuivre et zinc avec l'acide sulfurique. Prétendre que c'est par une action purement mécanique que l'or préserve l'argent de l'action de l'acide nitrique, ou bien que le cuivre préserve le zinc de l'action de l'acide sulfurique, lorsque dans ces alliages il se trouve trop peu d'argent ou trop peu de zinc, c'est une explication qui ne peut maintenant être regardée comme suffisante.

Il n'est pas moins intéressant de considérer la manière dont se comportent les alliages de cuivre et de zinc en contact avec les sels de cuivre, principalement les sulfates et les nitrates, car les chlorures de cuivre sont soumis à d'autres lois. Les sulfates et nitrates de cuivre ne sont pas décomposés par les alliages, tant que ceux-ci ne contiennent pas une plus forte proportion de zinc que celle qui constitue le composé des deux métaux à nombre égal d'atomes; mais un petit excès seulement de zinc suffit pour opérer la décomposition des sels de cuivre, et cette réaction ne cesse pas après qu'elle a commencé, et que l'alliage a agi pendant longtemps; elle continue jusqu'à ce que celui-ci ait été complètement décomposé. Si, dans cette réaction, l'alliage n'était agissant qu'en raison de la quantité de zinc qui excède celle de l'égalité des atomes, elle n'aurait plus lieu à l'instant où l'alliage serait réduit à cette proportion où le nombre des atomes est égal pour l'un et l'autre; car, d'après ce que nous venons de dire, il n'y a plus d'action réciproque entre cet alliage et les acides dont il s'agit.

La continuation de la réaction me paraît prouver d'une manière convaincante que tous les alliages de cuivre et de zinc sont de véritables combinaisons chimiques; et que, du moins pour ces deux métaux, ce fait est de nature à décider la question de savoir si c'est un mélange ou une combinaison d'un métal avec un alliage. Cependant, non seulement il est possible, mais encore vraisemblable, et on pourrait le montrer par des exemples pris sur diverses substances métalliques, que, dans leurs combinaisons, certains métaux se comportent d'une manière différente de



celle des précédents, et que, par suite de leur alliage avec d'autres métaux, ils se trouvent dans un état électrique opposé, quoique faible.

L'action remarquable et déjà indiquée de l'alliage de cuivre et zinc sur les sels de cuivre, m'a porté à chercher si d'autres métaux formeraient des alliages soumis aux mêmes lois; il était naturel de prendre des métaux doués d'une électricité contraire très-prononcée; tels sont l'argent et le cuivre dont les alliages sont connus et ont été employés de tout temps, en toutes sortes de proportions.

On sait que les alliages de cuivre et argent ne décomposent pas la dissolution nitrique d'oxyde d'argent, lorsque la proportion d'argent dans l'alliage est d'environ 78 p. o/o ou au-dessus: ainsi, le cuivre qui décompose la dissolution d'argent avec la même énergie que montre le zinc à l'égard du sulfate de cuivre, demeure sans action lorsqu'il ne se trouve pas former dans l'alliage plus des 22 centièmes de celui-ci; lorsque la proportion est plus forte, le cuivre opère la réduction dans la dissolution nitrique, mais avec d'autant plus de difficulté et de lenteur que l'alliage en contient moins. Ce nitrate peut être décomposé complètement de la même manière que le sont des sels de cuivre par des alliages de zinc et cuivre, de sorte que l'alliage d'argent continue d'opérer la décomposition de la dissolution nitrique d'argent, lorsque celui-ci est amené à contenir beaucoup plus de 78 p. o/o d'argent, et bien qu'avec cette proportion, aucune réaction n'eût pu avoir lieu en commençant. Mais un alliage formé d'un nombre égal d'atomes contient 77,2 d'argent avec 22,8 p. o/o de zinc; d'où il suit que les alliages d'argent

et cuivre se comportent, à l'égard des sels d'argent, exactement comme ceux de zinc et cuivre à l'égard des sels de cuivre. On voit même un alliage de 6 at. de cuivre avec 1 at. d'argent, qui contient 36 p. o/o de cuivre, décomposer encore lentement le nitrate d'argent, et ne pouvoir le changer entièrement en argent pur, avec le temps, que si l'alliage a été employé en feuilles minces. On accélère l'opération en ajoutant à la dissolution d'argent de l'acide nitrique étendu, trop faible pour attaquer l'alliage; alors on aperçoit bientôt une végétation formée de petites lames d'argent avec sa couleur pure et son éclat; au contraire, dans la dissolution neutre, l'argent séparé est filiforme et n'a que fort peu d'éclat.

Il est vraisemblable que dans tous les alliages formés de deux métaux, et particulièrement de ceux dont l'électricité est fortement opposée, l'un des métaux, tant qu'il s'y trouve en certaine proportion, protège l'autre, et le préserve de l'action des acides dans lesquels l'un d'eux ne peut se dissoudre; que pour des quantités en excès et différentes du métal soluble, l'acide dissoudra avec celui-ci des quantités diverses de l'autre métal; que les sels formés par le métal négatif avec les acides ne seront décomposés par le métal positif contenu dans l'alliage, que jusqu'à une certaine proportion du métal négatif; mais qu'au-dessus de cette proportion, la décomposition des sels aura lieu et continuera jusqu'à ce que la totalité de l'alliage soit décomposée.

Sous le rapport de leur emploi dans les arts, il y a encore bien des recherches à faire sur les alliages des divers métaux entre eux, et il reste encore un vaste champ qui n'a pas été exploré; il

est très-possible que l'on soit conduit à des découvertes inattendues; par exemple, les expériences de M. Schönbein ont montré l'alliage de fer et de platine sous un jour intéressant, et il n'est pas invraisemblable que la combinaison d'une petite quantité de platine dans le fer diminue sensiblement sa fragilité.

Ce ne sont pas toujours les alliages de métaux en fortes proportions qui intéressent le plus les métallurgistes et ceux qui travaillent ou emploient les substances métalliques; il est souvent important de reconnaître, par des expériences, quelle est l'influence de la combinaison de certaines substances, en très-petite quantité, sur la ténacité et la ductilité des métaux. Ainsi, à l'égard du zinc, on a reconnu qu'un mélange à très-faible dose de divers métaux diminuait notablement sa malléabilité. Le zinc de Silésie, qui contient communément 0,855 p. o/o de plomb et 0,14 p. o/o de fer, est cependant encore très-propre à être converti en feuilles sous le laminoir; mais si on y allie 1/2 p. o/o de cuivre, cela influe sur les feuilles qui deviennent plus roides et plus fermes. L'analyse que l'on fit de ces feuilles, montra que les mêmes quantités de plomb et de fer indiquées ci-dessus s'y trouvaient encore; mais que le zinc avait en outre retenu 0,54 p. o/o de cuivre; les feuilles étaient alors très-dures, peu flexibles et cassantes; elles montraient des criques et des fissures et étaient peu propres aux usages auxquels on les emploie ordinairement. Ainsi le cuivre, à une aussi faible dose, est encore nuisible à la ténacité et à la malléabilité du zinc.

Dans de l'acide sulfurique étendu d'eau et d'une même densité, le zinc en feuilles et impur, comme

il vient d'être dit, se dissout avec la même facilité, la même rapidité que le zinc le plus pur, pourvu que l'épaisseur des feuilles soit la même: d'après cela, l'alliage d'une petite quantité de cuivre n'excite pas d'une manière sensible la dissolution du zinc, ainsi qu'on l'admet ordinairement; et c'est vraisemblablement par suite de quelque erreur d'observation, que l'on pense que le zinc impur, en raison d'une solubilité plus active par l'acide sulfurique, agit avec moins d'énergie, dans la pile de Volta, que le zinc purifié. La dissolution dans de l'acide sulfurique étendu d'eau, et qui est plus rapide lorsque le zinc est allié d'un peu de cuivre, ne résulte pas de ce que le cuivre augmente la dissolubilité de l'autre métal auquel il est allié, mais de ce que le zinc, pendant que la dissolution s'opère, précipite le cuivre qui s'est dissous en même temps; et il se forme ainsi une sorte de pile zinc et cuivre; c'est par la même raison que le zinc qui est en contact avec du cuivre se dissout beaucoup plus rapidement dans le même liquide, que le zinc seul.

Toutefois, ce métal se dissout d'autant plus rapidement dans l'acide sulfurique étendu, qu'il a été mieux purifié, ou plus complètement débarrassé des matières étrangères qui se trouvent ordinairement combinées avec lui, en raison du procédé qui l'a produit. Parmi ces matières, le plomb est la plus commune, et sa proportion s'élève souvent à 1 1/2 p. o/o; à mesure que la quantité de plomb augmente, sa solubilité dans l'acide sulfurique étendu diminue; de sorte que du zinc plombeux pourrait presque remplacer l'amalgame de zinc dans la pile de Volta; c'est ce qui arriverait si l'on formait un alliage con-

tenant une telle quantité de plomb qu'il ne pût être attaqué par l'acide sulfurique qu'au moyen du contact d'un métal négatif.

Des quantités égales de zinc en feuilles également comprimées par le laminoir, mises à digérer dans de l'acide sulfurique étendu d'eau, d'un même degré de concentration, exigent, pour être complètement dissoutes, 2 1/2 fois autant de temps lorsqu'il s'y trouve 1,4163 p. o/o de plomb, que lorsqu'il n'y en a que 1,09 p. o/o; et pour ces dernières, 1 fois 1/3 autant, que pour des feuilles qui n'en contiennent que 0,301 p. o/o. Depuis longtemps, j'avais eu l'occasion de remarquer la manière dont se comporte le zinc allié de plomb, lorsqu'on le fait dissoudre dans les acides, car tout le zinc provenant des usines de la Silésie et de la Belgique n'est jamais exempt de ce métal.

Ce fait que le zinc, par sa combinaison avec le plomb, devient notablement moins soluble dans les acides, et que c'est le contraire lorsqu'il est simplement mis en rapport électrique avec ce métal, comme on place le cuivre et le zinc dans la pile, est une chose encore fort obscure et qui n'a pas été expliquée.

Du reste, la diminution observée dans la solubilité du zinc dans l'acide sulfurique étendu, produite par la combinaison d'une petite quantité de plomb, ne saurait avoir pour cause l'influence galvanique du plomb sur l'autre métal, car le plomb attaqué et dissous se précipite immédiatement à l'état de sulfate, et il ne peut, comme le cuivre qui est réduit par le zinc et précipité au fond du vase lorsqu'on fait dissoudre un alliage de ces deux métaux, former avec l'autre métal

une sorte de pile électrique. Si les temps employés à dissoudre les diverses espèces de zinc plombeux ne sont pas en rapport avec les quantités de plomb contenues dans l'alliage, ainsi que je l'ai reconnu, cela tient, à ce qu'il semble, à la présence du fer dont aucun zinc du commerce n'est exempt. En effet, une très-petite quantité de fer excite fortement la dissolution du zinc dans l'acide sulfurique, et c'est dans cette circonstance qu'il faut chercher la cause de ce qu'on observe souvent, savoir que des feuilles de zinc qui contiennent plus de plomb que d'autres, se dissolvent cependant plus rapidement que celles-ci; cela arrive toujours lorsqu'elles contiennent plus de fer: par exemple, lorsqu'il y en a plus de 1/2 p. o/o; la dissolution par l'acide sulfurique en est même accélérée.

Les alliages que l'on veut former en diverses proportions entre le zinc et le plomb ne réussissent point, parce que ces métaux ne s'unissent que très-difficilement; des portions de feuilles de zinc, auxquelles on avait ajouté 5 p. o/o de plomb, ont donné à l'analyse 7,843 p. o/o de ce dernier métal, bien qu'il n'y eût primitivement que 0,745 p. o/o de plomb; cela montre combien le mélange des deux métaux est imparfait; quelque soin que l'on prenne pour allier ensemble, par la fusion, du zinc et du plomb, une portion de celui-ci n'entre point en combinaison, et lorsqu'on opère la dissolution de l'alliage, on voit se séparer une plaque métallique formée des deux métaux, qui donne du sulfate de plomb par l'acide sulfurique, et le reste est du zinc à peu près pur.

La présence du plomb dans le zinc laminé est nuisible à la qualité des feuilles, d'abord parce qu'il les rend pailleuses et comme schisteuses; puis

il diminue leur élasticité et vraisemblablement aussi leur ténacité. Le fer, au contraire, lorsque sa proportion n'excède pas 0,2 p. 0/0, augmente l'élasticité et la dureté des feuilles de zinc sans diminuer leur ténacité; le fer ne devient nuisible que lorsque sa proportion surpasse celle que l'on vient d'indiquer. Le cadmium contenu ordinairement à très-faible dose dans le zinc, n'a aucune influence sur sa ténacité. Le mercure est de tous les métaux celui qui s'unit le plus intimement avec le zinc, et c'est le plus préjudiciable à sa ténacité; il suffit d'en répandre quelques gouttes à la surface d'une feuille de zinc bien malléable et flexible, pour qu'elle devienne aigre et cassante, au point de se laisser briser à la main; un enduit très-mince de mercure sur le zinc fait qu'il ne se dissout plus dans l'acide sulfurique étendu d'eau, parce que l'amalgame qui n'est pas soluble dans cet acide recouvre le zinc intérieur d'une couche si compacte que l'acide ne peut plus pénétrer jusqu'à lui. D'après cela, un moyen très-efficace de diminuer la solubilité du zinc dans l'acide sulfurique, et d'augmenter en raison de cela son effet dans la pile de Volta, consiste à y combiner du mercure.

L'étain contenu dans le zinc est encore extrêmement nuisible à la ténacité et à la malléabilité des feuilles qu'on est parvenu à fabriquer avec ce métal; lorsqu'il y a 1 p. 0/0 d'étain, le zinc n'est déjà plus propre au laminage; c'est un alliage aigre et cassant qui se brise sous le laminoir, et d'autant plus qu'on veut l'étendre davantage.

## NOTE

*Sur l'ajutage conique ou sur la limite théorique de l'excès de dépense produit par un écoulement ou jet divergent.*

Par M. BURDIN, Ingénieur en chef des mines.

Venturi a trouvé qu'un ajutage évasé de 5° 6', et long de 9 fois le diamètre de sa petite base, donnait une dépense 2,4 fois plus grande que l'orifice en mince paroi, et 1,46 fois plus grande que la dépense théorique (voy. l'excellent traité d'hydraulique de M. d'Aubuisson, page 59). Eytelwein ayant placé ce même ajutage sous une charge de 0<sup>m</sup>,73, terme moyen, à la suite d'un tuyau de 0<sup>m</sup>,026 de diamètre (précédé de l'embouchure semblable à la veine contractée), et dont la longueur a été successivement de 0<sup>m</sup>,026, 0<sup>m</sup>,078, 0<sup>m</sup>,314, 0<sup>m</sup>,628, 0<sup>m</sup>,942, 1<sup>m</sup>,255 et 1<sup>m</sup>,569, il a d'abord trouvé, comme on devait s'y attendre, que les formules du mouvement de l'eau dans les conduites sont jusqu'à un certain point applicables même aux tuyaux très-courts, lorsque dans les derniers on fait disparaître la contraction de la veine fluide au moyen de l'embouchure ci-dessus: autrement dit les dépenses des tuyaux cylindriques qui précèdent, et munis de leur embouchure, ont été égales à peu près à celles calculées par la formule des conduites.

Adoptant ensuite l'ajutage précité à l'embouchure seule, le même hydraulicien a augmenté la dépense dans le rapport de 0,92 à 1,55, ou de 1 à

1,69, tandis que Venturi avait trouvé dans le même cas celui de 1 à 2,21.

Où est la cause de cet excédant de dépense? Évidemment dans la vitesse, dans la quantité de mouvement, ou plutôt dans la force vive possédée par l'eau au moment où elle franchit l'embouchure ou la section de la veine contractée, laquelle vitesse ou force vive, diminuant ensuite à cause de l'évasement du tuyau de fuite, crée ainsi un moteur disponible, lequel moteur est employé à accélérer la vitesse du liquide qui vient à la suite en diminuant la pression exercée par l'atmosphère vers la section contractée et suivante dudit tuyau; en un mot l'eau qui dans cette occasion a franchi la section de la veine contractée en perdant ensuite par degrés insensibles sa vitesse, fait réellement fonction de piston pour aspirer et soutirer après elle du nouveau liquide par l'intermédiaire de la pression atmosphérique réunie à l'adhésion qui lie les molécules fluides entre elles.

Ces explications données, on voit que l'ajutage conique dont il s'agit remplira son but d'autant mieux, ou augmentera d'autant plus la dépense de l'orifice, que ses côtés auront un évasement plus considérable, de manière à ce que l'écoulement ait lieu à gueule bée, que la vitesse des sections successives ne se perde que par degrés insensibles, sans choc et sans trouble dans la machine, de manière enfin à ce que tous les filets liquides sortent avec la même vitesse, sans laisser former de remous, sans laisser rentrer d'air, etc.

Adoptant le résultat de Venturi sous une charge d'une hauteur  $h$  avec une embouchure dont la section contractée est  $\pi \frac{d^2}{4}$ , nommons  $u = \sqrt{2gh}$

la vitesse théorique de l'orifice sans ajutage,  $u' = 2,21 u$  sera la vitesse après la pose de ce tuyau conique, et  $m' = 2,21$ ,  $m = 2,21 \pi \frac{d^2}{4} u$  (la densité étant 1) en sera la masse d'eau dépensée.

Exprimant pour le moment par l'intégrale  $\int f dy$  la quantité d'action absorbée par le frottement de l'eau dans l'ajutage et autres causes, on aura, d'après le principe des forces vives :

$$\frac{m'u'^2}{2} \frac{d^4}{D^4} + \int f dy = \frac{m'u^2}{2} = m'gh,$$

( $D$ , étant le diamètre de la bouche de sortie,  $u' \frac{d^2}{D^2}$  étant la vitesse à cette même bouche).

Dans l'ajutage de Venturi, évasé de  $5^\circ 6'$ , on a, pour déterminer la distance  $l$ , mesurée sur l'axe de la section  $\pi \frac{d^2}{4}$ , au sommet du cône ou au point de concours des deux côtés de l'ajutage, l'équation :

$$\frac{\frac{5}{4}d}{\sqrt{\frac{5}{4}d^2 + l^2}} = \sinus \left( \frac{5^\circ 6'}{2} \right) = 0,46, \text{ d'où l'on tire :}$$

$$l = 10,85 \times d \text{ et par suite } D_1 = d \times \frac{19,85}{10,85} = d \times 1,83 \text{ (l'ajutage ayant pour longueur } 9d \text{).}$$

Le diamètre  $D$  d'une section quelconque, à la distance  $y$  du sommet du cône ou de l'ajutage, sera donc  $y \times \frac{d}{l} = \frac{y}{10,85}$ , et la vitesse de l'eau à cette section deviendra  $u' \times \frac{d^2}{D^2} = u' \times \frac{(10,85)^2}{y^2}$

Résolvant l'équation posée ci-dessus, d'après le principe des forces vives, il viendra :

$$\int f dy = m'gh \left( 1 - (2,21)^2 \times \frac{d^4}{D^4} \right) = m'gh (1 - 4,8841 \times 0,09) = 0,56m'gh.$$

Calculant maintenant cette même intégrale  $\int f dy$  au moyen des formules établies pour les conduites d'eau, et qui, d'après Eytelwein, donnent à peu près la même dépense que l'expérience pour un tuyau très-court, lorsqu'on a le soin d'adapter à l'entrée de ce tuyau une embouchure de la même forme que la veine contractée, on aura, comme on sait, pour une longueur H ou pour la hauteur de la colonne d'eau, qui représente ou mesure la résistance apportée dans une conduite d'une section S d'un contour circulaire C par le frottement d'un courant d'eau animé d'une vitesse V au moins supérieure à 0<sup>m</sup>6 (voy. d'Aubuisson, pages 173 et 174).

$$0,001435 \frac{C \times L v^2}{S} = 0,001435 \frac{\pi D L v^2}{0,785 L D^2} = 0,001435 \frac{L v^2}{D}.$$

Substituant à L, longueur de la conduite, le côté  $\frac{dy}{\cos. 2^{\circ} 33'}$  du cône tronqué infiniment petit, qu'on considère à la distance  $y$  du sommet de l'ajutage; substituant au diamètre D son expression  $\frac{y}{10,85}$ , et à  $v^2$  celle  $\frac{u^2 d^4}{D^4}$  égale à  $\frac{u^2 d^4}{y^4} \times (10,85)^4$ , il viendra  $0,001435 u^2 d^4 \times \frac{(10,85)^5}{0,999} \times \frac{dy}{y^5}$  pour le frottement éprouvé par une seule tranche ou section du tuyau épaisse de la différentielle  $dy$ .

Pour obtenir la résistance éprouvée par le tuyau entier, on prendra donc, entre les deux limites

$y = l = d \times 10,85$  et  $y = d \times 19,85$ , l'intégrale  $0,001435 u^2 d^4 \times \frac{(10,85)^5}{0,999} \int \frac{dy}{y^5}$ ,

qui donnera :

$$0,001435 u^2 d^4 \times \frac{(10,85)^5}{0,999} \left( \frac{1}{4 \times (10,85)^4 d^4} - \frac{1}{4 \times (19,85)^4 d^4} \right)$$

$$\text{puis } 0,001435 u^2 \times \frac{10,85}{4} \left( 1 - \left( \frac{10,85}{19,85} \right)^4 \right)$$

$$= \frac{0,001435}{4} \times 2gh \times 4,8841 \times 10,85 (1 - 0,09);$$

puis enfin 0,3378  $h$ , au lieu des 0,56  $h$  indiqués par l'équation du principe des forces vives posée plus haut.

En écrivant d'abord la valeur de la résistance offerte par chaque tranche infiniment petite du tuyau conique, savoir :

$$0,00036 \times 9,81 \times \pi D \times v^2 \times \frac{dy}{0,999},$$

$$\text{ou } 0,0036 \times 3,14 \frac{y}{10,85} \times u^2 \frac{d^4}{y^4} \times (10,85)^4 dy;$$

puis multipliant cette résistance ou force retardatrice par  $v = u \frac{d^2}{y^2} \times (10,85)^2$ , ou par le chemin parcouru dans l'unité de temps, on aura :

$$\frac{0,011y}{10,85} \times u^3 \frac{d^6}{y^6} \times (10,85)^6 dy.$$

Intégrant entre les limites  $y = 10,85d$  et  $y = 19,85d$ , il viendra :

$$0,011 u^3 d^2 \times \left( \frac{10,85}{4} \right)^5 \left( \frac{1}{d^4 \times (10,85)^4} - \frac{1}{d^4 \times (19,85)^4} \right)$$

$$= \frac{0,011 u^3 d^2}{4} \left( 1 - \left( \frac{10,85}{19,85} \right)^4 \right) 10,85;$$

expression qui, à cause de  $u' = \frac{m'}{d^2} \times 0,7854$ , devient :

$$\frac{0,011}{2} \times 4,8841 \times \frac{gh \times m'}{0,7854} \times 10,85 \times 0,911 = 0,3375 \times m'gh,$$

comme précédemment, à très-peu de chose près.

Il résulte de ces calculs, qu'en supposant vraie la quantité d'action ci-dessus  $0,3375 \times m'gh$ , absorbée par le frottement de l'eau dans le tuyau ou ajutage conique, il faudra, dans l'équation posée précédemment en vertu du principe des forces vives, savoir :  $m' u^2 \frac{d^2}{D^4} + \int f dy = m'gh$ , donner, malgré la faible dépense obtenue, au terme  $m' u^2 \frac{d^2}{D^4}$  une plus grande valeur que celle correspondante à  $u' = 2,21 u$  ou  $u'^2 = 4,8841 u^2$ .

En effet, en procédant à l'expérience délicate dont il s'agit, ou au mesurage du débit de l'ajutage conique, on ne peut guère être bien certain que les filets liquides conservent tous en sortant la même vitesse  $u' \frac{d^2}{D^2}$ , on peut penser que la vitesse des uns est augmentée aux dépens de celle des autres; on ne peut savoir en outre quelles forces vives sont perdues dans l'intérieur du tuyau par le mouvement oblique, ou par la vitesse en travers des molécules fluides, par la divergence du courant, par l'introduction de l'air extérieur.

Enfin si en opérant sous de petites charges, avec beaucoup de précaution, on pouvait réussir à obtenir un jet parfaitement régulier, dont tous les filets en sortant n'auraient que la vitesse  $u' \frac{d^2}{D^2}$ ,

dans ce cas, en faisant abstraction du mouvement latéral des molécules liquides, dans un cône évasé de 5° 6', on n'aurait plus  $\frac{u'}{u} = 2,21$ , mais bien

$\frac{u'}{u} = x$ , et satisfaisant à l'équation

$$0,3375 \times m'gh \times \frac{x^2}{4,8841} = \left(1 - 0,09 \frac{x^2}{4,8841}\right) m'gh;$$

c'est-à-dire donnant pour l'intégrale  $\int f dy$  la même valeur, soit qu'on déduise cette intégrale de l'équation des forces vives, soit qu'on la calcule directement par la formule des conduites.

De l'équation ci-dessus, on tire  $x = 3,38$  au lieu de 2,21. Tel est le maximum théorique de l'augmentation de dépense qu'on peut espérer de l'ajutage conique de Venturi, d'après la formule adoptée pour les conduites d'eau.

Si nous passons maintenant de l'écoulement de l'eau à celui de l'air, les deux expressions différentielles qui viennent d'être intégrées auront besoin d'être préalablement multipliées par la densité du fluide égale, comme on sait, à :

$$\frac{p}{78021(1+0,00375t)}$$

$p$  et  $t$  étant la pression et la température des sections successives ou des tranches de l'épaisseur infiniment petite  $dy$ .

De plus, le coefficient 0,0035, qui tout à l'heure a multiplié l'expression  $\frac{CV^2 dy}{0,999}$ , devra être réduit à 0,0032 ou même à 0,003, d'après MM. d'Aubuisson, Navier et Combes.

Comme les intégrales dont il s'agit ne pourraient être obtenues qu'en déterminant  $l$  en fonc-

tion d' $\gamma$ , nous nous contenterons d'observer ici que le refroidissement progressif du fluide, à partir de la section de la veine contractée, augmentant même dans un tuyau cylindrique la masse des sections successives, et, par suite, diminuant la vitesse de ces dernières, produira un résultat analogue à celui de l'ajutage conique, ou suppléera au besoin à ce dernier. Seulement, comme dans ce cas la vitesse sera en général beaucoup plus grande que dans l'expérience de Venturi, il deviendra beaucoup plus difficile d'obtenir un jet régulier, c'est-à-dire des vitesses, des températures ou des pressions égales et constantes sur toute la surface de la dernière section du tuyau, vers sa bouche de sortie.

## ESSAIS ANALYTIQUES

*Sur le plomb gomme et sur le plomb phosphate aluminifère de Huelgoat, en Bretagne;*

Par A. DAMOUR.

Parmi les différentes variétés de plomb phosphaté, extraites de la mine de Huelgoat en Bretagne, il en est une qui se distingue par sa couleur brune, tirant sur le rouge, et par une structure ramuleuse, résultant de l'assemblage d'une multitude de cristaux indéterminables. Dans certains échantillons, l'on remarque que cette couleur s'affaiblit graduellement et finit par passer au blanc jaunâtre et terne. Ayant observé que ce plomb phosphaté adhérerait ordinairement aux mêmes gangues que le plomb gomme, et paraissait avoir été formé dans les mêmes circonstances, j'ai voulu rechercher s'il ne présentait pas quelque analogie avec cette dernière espèce minérale, et s'il ne renfermait pas une notable proportion d'alumine. Mes essais, à cet égard, m'ont donné les résultats suivants :

Un fragment extrait de la partie blanche d'un échantillon, étant chauffé dans un tube fermé à l'une de ses extrémités, a laissé dégager des gouttelettes d'eau qui exerçaient une réaction acide sur le papier de tournesol. J'ai versé de l'eau distillée et du nitrate argentique dans le tube; il s'est formé immédiatement un nuage blanc dans la liqueur; quelques gouttes d'acide nitrique n'ont pu faire disparaître ce trouble; cet essai indiquait suffi-



samment dans le minéral la présence du chlore et d'une notable quantité d'eau.

Un autre fragment, pris également dans la partie blanche, a été chauffé fortement au chalumeau sur le charbon. Il s'est fondu sur les bords, mais avec difficulté; en l'humectant avec du nitrate cobaltique et chauffant de nouveau, il a pris une couleur bleue très-foncée; cette dernière réaction est venue à l'appui de mon opinion sur la présence de l'alumine dans ce minéral.

Un fragment, pris dans la partie moyenne de l'échantillon cité précédemment, a donné un peu d'eau acide, dans le tube; chauffé au chalumeau, il a présenté des marques plus évidentes de fusibilité, et la couleur bleue s'est manifestée par la calcination avec le nitrate cobaltique.

Enfin la partie brune du même morceau, essayée de la même manière, n'a pas laissé dégager d'eau et s'est fondue facilement à la flamme du chalumeau, en cristallisant par le refroidissement.

Il était assez intéressant d'examiner si l'alumine et l'eau contenues dans le minéral se trouvaient en rapport constant.

Je choisis d'abord, à cet effet, un fragment dans la partie de l'échantillon qui renfermait le plus d'alumine, et je cherchai à déterminer avec exactitude la proportion d'eau combinée. Par la calcination, il perdit environ la quinzième partie de son poids.

D'autres fragments, pris dans des parties moins alumineuses, ont laissé dégager de l'eau en moindre quantité.

La partie brune, qui ne contenait pas de quantité appréciable d'alumine, n'a éprouvé qu'une

très-faible perte par la calcination: je dois même attribuer cette perte à un dégagement de chlorure plombique.

D'après ces essais, il était présumable que la proportion d'eau renfermée dans le minéral était dépendante de la quantité d'alumine; les analyses dont je donne plus loin le résultat, m'ont paru confirmer cette opinion.

Je voulus vérifier ensuite si l'espèce minérale, connue sous le nom de plomb-gomme, ne présenterait pas quelques rapprochements avec ces échantillons de plomb phosphaté.

Un morceau de plomb-gomme, bien caractérisé par sa structure testacée, ayant été chauffé dans un tube, a décrépité fortement, en laissant dégager beaucoup d'eau; cette eau n'exerçait pas de réaction acide; réduit en poudre et chauffé fortement, le minéral s'est resserré et agglutiné; le nitrate cobaltique l'a coloré en bleu foncé.

Pour rechercher s'il contenait de l'acide phosphorique, j'ai introduit dans un tube un morceau de potassium avec de la poudre sèche de plomb-gomme, et j'ai chauffé le tube au rouge naissant. La masse s'est rapidement décomposée: après le refroidissement complet, j'ai fait parvenir jusqu'à la partie fondue une goutte d'eau qui a produit immédiatement un vif dégagement d'hydrogène phosphoré, très-remarquable par son odeur; j'ai renouvelé l'essai sur des quantités extrêmement faibles du minéral; le résultat a toujours été le même, l'odeur d'hydrogène phosphoré s'est constamment manifestée d'une manière non équivoque. Il me parut hors de doute alors que le plomb-gomme renfermait une proportion d'acide phosphorique qu'il restait à déterminer. Avant de

décrire l'analyse de ce minéral, je dirai quelques mots sur la manière dont il se comporte avec les acides.

L'acide sulfurique concentré et bouillant l'attaque avec facilité; il dissout de l'acide phosphorique et beaucoup d'alumine; il laisse du sulfate plombique insoluble.

L'acide hydrochlorique bouillant le dissout en entier; la dissolution étendue d'eau conserve sa limpidité.

L'acide nitrique bouillant l'attaque également; il dissout de l'oxyde plombique et un peu d'alumine; la liqueur reste longtemps trouble et laisse déposer une poudre blanche presque insoluble, et composée d'oxyde plombique, d'alumine et d'acide phosphorique. On obtient aussi ce dépôt en traitant par l'acide nitrique les phosphates de plomb aluminifères, cités précédemment.

Pour analyser le plomb-gomme, je me suis servi de la méthode suivante :

1 *gramme* de minéral, réduit en poudre fine, a été fondu dans un creuset de platine, avec quatre fois son poids de carbonate potassique, mêlé d'un peu de nitre; la masse fondue étant reprise par l'eau, l'oxyde plombique a été recueilli sur un filtre. La liqueur alcaline renfermait l'acide phosphorique et la majeure partie de l'alumine.

L'oxyde plombique a été dissous dans l'acide nitrique et précipité par l'acide sulfurique. La dissolution a été évaporée à siccité, reprise par l'eau et filtrée pour recueillir le sulfate plombique. La liqueur, séparée du sulfate plombique, renfermait un peu d'alumine, qui a été redissoute dans la

potasse, et cette dissolution réunie à la liqueur alcaline séparée de l'oxyde plombique.

La liqueur, contenant l'acide phosphorique, l'alumine et le carbonate potassique, retenait aussi une petite quantité d'oxyde plombique. Ce dernier a été précipité à l'état de sulfure, à l'aide de quelques gouttes de sulfhydrate ammoniac, ajoutées à la dissolution. Le sulfure a été converti en sulfate pour être réuni au sulfate plombique déjà obtenu.

Pour dégager l'alumine de l'acide phosphorique contenu dans la liqueur alcaline séparée du sulfure de plomb, on a maintenu cette liqueur en ébullition pendant une heure, en y ajoutant par intervalle de petites quantités de silice pure, obtenue dans la préparation de l'acide hydro-fluosilicique : la silice étant en excès, il s'est formé un précipité volumineux de silicate aluminique qui a été recueilli sur un filtre et lavé pendant très-longtemps.

La liqueur, séparée du silicate aluminique, a été rendue acide à l'aide de l'acide hydrochlorique, et évaporée à siccité. La silice en excès qu'elle contenait a été séparée et lavée avec soin. L'acide phosphorique existant dans la liqueur filtrée a été dosé à l'état de combinaison, avec une quantité pesée d'oxyde ferrique, préalablement ajoutée à la dissolution. (Méthode de M. Berthier.)

Le silicate aluminique a été attaqué par l'acide hydrochlorique : la dissolution évaporée à siccité, reprise par l'eau et filtrée pour séparer la silice, a été sursaturée par le carbonate ammoniacal. L'alumine a été ainsi précipitée et recueillie.

L'acide sulfurique, la chaux et l'oxyde ferrique

dont j'avais constaté la présence dans le plomb-gomme, ont été dosés à part.

On a fondu 0<sup>sr</sup>,50 du minéral avec du carbonate potassique : l'oxyde plombique, séparé de l'acide phosphorique, de l'alumine et de l'acide sulfurique, était mêlé avec de l'oxyde ferrique et du carbonate calcique. Le mélange a été dissous dans l'acide nitrique et la dissolution soumise à l'action d'un courant de gaz sulfide hydrique. La liqueur, séparée du sulfure de plomb formé dans cette opération, a été chauffée avec de l'acide nitrique et saturée par l'ammoniaque. L'oxyde ferrique précipité a été recueilli et séparé d'un peu d'alumine qu'il contenait, à l'aide de la potasse.

La liqueur ammoniacale a été chauffée avec de l'oxalate ammonique. L'oxalate calcique qui s'est produit a été ensuite décomposé et la chaux dosée à l'état de sulfate. Son poids a été déduit de celui du sulfate plombique obtenu précédemment.

L'acide sulfurique se trouvait dans la liqueur alcaline séparée de l'oxyde plombique. Cette liqueur a été rendue acide, au moyen de l'acide nitrique. Par suite de cette saturation, elle s'est un peu troublée. Après qu'elle eût été éclaircie et filtrée, l'addition de quelques gouttes de nitrate barytique a précipité l'acide sulfurique à l'état de sulfate barytique.

L'eau a été déterminée d'après la perte qu'une quantité du minéral, pesée à part, a éprouvée par la calcination.

Je croyais avoir terminé cette analyse, lorsqu'un nouvel essai m'a fait découvrir la présence du chlore dans le plomb gomme; il en résulte que la proportion d'eau, indiquée plus bas, doit être un peu réduite, attendu qu'en chauffant le

minéral il a dû se volatiliser en même temps que l'eau une faible proportion de chlorure plombique.

Pour doser le chlore, j'ai attaqué, par l'acide nitrique étendu d'eau, 0<sup>sr</sup>,50 du minéral réduit en poudre fine, j'ai versé du nitrate argentique dans la liqueur, préalablement éclaircie et filtrée. Le chlorure argentique recueilli a servi à déterminer la proportion de chlore.

En résumé, l'analyse m'a donné pour le plomb gomme :

Chlorure plombique. . . . .	0,0227	{ Chlore. . . . .	0,0058
		{ Plomb. . . . .	0,0169
		Oxygène.	
Acide phosphorique. . . . .	0,0806	0,0451	
Oxyde plombique. . . . .	0,3510	0,0251	
Chaux. . . . .	0,0080	0,0022	
Alumine. . . . .	0,3432	0,1602	
Eau. . . . .	0,1870	0,1662	
Oxyde de fer. . . . .	0,0020		
Acide sulfurique. . . . .	0,0030		
			0,9975

La première analyse du plomb-gomme de Huelgoat a été faite par M. Berzélius. D'après quelques détails qui se trouvent consignés dans les *Annales des mines* (t. 5, 1<sup>re</sup> série, 1820), sur la méthode suivie pour cette opération, il est facile de s'expliquer comment l'acide phosphorique, dont la présence n'était pas soupçonnée dans le minéral, a pu rester inaperçu. Pour acquérir quelques notions certaines à cet égard, j'ai répété le procédé d'analyse de M. Berzélius, tel qu'il est indiqué, et j'ai constaté positivement la présence de l'acide phosphorique non-seulement dans le chlorure plombique, d'après lequel la proportion d'oxyde plombique avait été déterminée, mais surtout

dans l'alumine, dont la quantité s'est ainsi trouvée accrue de beaucoup. Au moyen d'une réduction convenable, tant sur l'alumine que sur l'oxyde plombique, l'acide phosphorique trouvera facilement sa place dans l'analyse de M. Berzélius. Le chlore, qui n'est pas non plus mentionné, a dû se dégager en partie à l'état de chlorure plombique, pendant que le minéral était chauffé pour le dosage de l'eau. Il faudrait donc réduire un peu la proportion de cette dernière.

M. Dufrénoy a donné récemment une analyse d'un plomb-gomme provenant de la mine de Nuissière (Rhône) (*Annales des mines*, 1835, t. 8). Cette analyse constate positivement, bien qu'en faible quantité, la présence de l'acide phosphorique dans le minéral; d'après les détails de l'opération, j'ai cru reconnaître que M. Dufrénoy, regardant l'acide phosphorique comme à l'état de mélange purement accidentel dans le plomb-gomme, n'a pas pris les précautions nécessaires pour séparer complètement cet acide de l'alumine, et pour le doser avec exactitude. Je suis, en outre, porté à croire que la silice, indiquée dans cette analyse, n'est autre chose qu'un sur-phosphate de plomb et d'alumine, dont j'ai déjà parlé, et qui trouble toujours la liqueur lorsqu'on dissout dans l'acide nitrique les phosphates de plomb aluminifères.

Si, comme j'ai lieu de le croire, les résultats que j'ai obtenus sont exacts, on sera nécessairement amené à changer la formule adoptée jusqu'à ce jour pour le plomb-gomme.

Je ferai remarquer d'abord que l'analyse de M. Berzélius et celle de M. Dufrénoy s'accordent avec la mienne sur un point important, savoir :

que l'oxygène de l'eau est à l'oxygène de l'alumine comme 1 est à 1. Ce rapport deviendra plus exact dans les deux premières analyses, si, comme je l'ai indiqué, l'on consent à réduire la proportion de l'alumine nécessairement accrue par le poids de l'acide phosphorique. Je suis donc porté à supposer, dans le minéral, l'existence d'un hydrate aluminique de la formule :  $Al + Aq$ ; maintenant, si l'on considère que l'oxygène de l'oxyde plombique et de la chaux réunis, et l'oxygène de l'acide phosphorique sont dans le rapport de 3 à 5, l'on pourra, ce me semble, en composer un phosphate plombique de la formule  $Pb^3 P^5$ ; la présence bien constatée du chlore vient encore à l'appui de cette opinion; l'analyse se traduirait donc ainsi :

	Oxygène.	Rapports.
Chlorure plombique. . . . .	0,0227	
Acide phosphorique. . . . .	0,0806	0,0451
Oxyde plombique. . . . .	0,3510	0,0273
Chaux. . . . .	0,0080	
Alumine. . . . .	0,3432	0,1602
Eau. . . . .	0,1870	0,1662
Oxyde de fer. . . . .	0,0020	
Acide sulfurique. . . . .	0,0030	
	<u>0,9975</u>	

Le plomb-gomme serait alors considéré comme une combinaison de phosphate plombique et d'hydrate aluminique, dans le rapport de 1 à 4, et qui serait représentée par la formule :  $Pb^3 P^5 + 4 (Al + Aq)$ .

Les résultats que j'ai obtenus en analysant par la méthode déjà décrite les plombs phosphatés aluminifères de Huelgoat, permettent également de conclure que l'eau et l'alumine contenues dans

ces phosphates forment une combinaison à part, qui entre en proportions variables dans la masse du minéral; j'ai trouvé :

Chlorure plombique. . . . .	0,0824	{	Chlore. . . . .	0,0210	
			Plomb. . . . .	0,0614	
			Oxygène.		
Acide phosphorique. . . . .	0,1205		0,0675	5	} 1?
Oxyde plombique. . . . .	0,6215		0,0445	3	
Alumine. . . . .	0,1105		0,0516	1	} 1?
Eau. . . . .	0,0618		0,0549	1	
Acide sulfurique. . . . .	0,0025				
	0,9992				

J'avais choisi les fragments qui m'ont servi pour cette analyse, dans la partie blanche et presque infusible d'un échantillon; aussi voit-on qu'il renferme beaucoup d'alumine et une quantité d'eau proportionnée. Je regarde le rapport de 1 à 1 entre l'hydrate aluminique et le phosphate plombique, comme purement accidentel, attendu que la quantité d'alumine varie sur les différentes parties du même morceau: l'analyse suivante, faite sur un échantillon de couleur blanchâtre, mais très-fusible, vient démontrer encore que la proportion d'hydrate d'alumine est très-variable dans le plomb phosphaté; elle m'a donné :

Chlorure plombique. . . . .	0,0918	{	Chlore. . . . .	0,0234	
			Plomb. . . . .	0,0684	
			Oxygène.		
Acide phosphorique. . . . .	0,1518		0,0850	5	} 6?
Oxyde plombique. . . . .	0,7085		0,0508	3	
Alumine. . . . .	0,0288		0,0134	1	} 1?
Eau. . . . .	0,0124		0,0110	1	
Acide sulfurique . . . . .	0,0040				
	0,9973				

Ce dernier échantillon appartient à la collection de l'École des mines; l'alumine qu'il renferme est en faible quantité, mais, comme on le voit, toujours en rapport avec l'eau. Il y a donc ici, comme dans l'analyse précédente, un mélange accidentel d'hydrate aluminique ou peut-être de plomb-gomme, avec le phosphate plombique.

Les analyses qui pourront être tentées ultérieurement sur d'autres échantillons de plomb-gomme feront reconnaître si le rapport de 1 à 4 se retrouve constamment entre le phosphate plombique et l'hydrate aluminique, et si la formule que j'ai proposée plus haut mérite d'être admise. En comparant l'analyse de ce minéral avec celle des plombs phosphatés aluminifères, on pourrait également présumer que ces matières ne diffèrent entre elles que par une proportion plus ou moins forte d'hydrate d'alumine, à l'état de simple mélange; dans ce cas, le plomb-gomme ne serait plus qu'une variété de pyromorphite, et il n'y aurait pas lieu d'en faire une espèce distincte.

## ESSAIS

*Sur quelques minéraux connus sous le nom de quartz résinite ;*

Par M. A. DAMOUR.

La plupart des fragments de minéraux qui m'ont servi pour les essais que je vais décrire proviennent de la collection de l'École des mines, et m'ont été remis par M. Dufrenoy. Je suis aussi redevable envers M. le marquis de Drée de beaucoup de renseignements sur ces mêmes substances, qu'il m'a permis, avec sa complaisance accoutumée, d'étudier dans sa riche collection.

En admettant, d'après d'anciennes analyses et les caractères physiques de ces minéraux, qu'ils sont formés en majeure partie de silice, je me bornerai, quant à présent, à indiquer les diverses réactions qu'ils m'ont présentées, me proposant de faire quelques nouvelles études analytiques sur certaines variétés, lorsque j'aurai pu les réunir en quantité suffisante.

*Hyalite.*

On comprend généralement sous le nom d'*hyalite* certaines substances en concrétions guttulaires, limpides et incolores, à cassure vitreuse, semblable à celle du quartz hyalin. Dans beaucoup de collections, et dans plusieurs ouvrages sur la minéralogie, on les classe parmi les variétés de quartz résinite. Ces substances tapissent ordinairement les fissures de roches d'origine volcanique,

et venant de Silésie, de Bohême et des bords du Rhin. Quelquefois elles se trouvent au milieu de masses de laves spongieuses qui paraissent formées récemment; on en cite comme venant du Vésuve, de l'Etna et autres volcans en activité. Toutes se ressemblent par leurs caractères extérieurs; mais exposées à l'action de la chaleur, elles présentent des phénomènes différents.

Un échantillon d'hyalite désigné comme venant du Vésuve, chauffé dans le tube fermé, n'a pas laissé dégager d'eau; il s'est un peu fendillé en conservant sa transparence; exposé entre des pinces de platine à la plus forte chaleur du chalumeau, il n'a subi aucune altération.

Les hyalites de Bohême, de Silésie et des bords du Rhin, chauffées successivement dans le tube fermé, ont perdu leur transparence, en laissant dégager une très-faible quantité d'eau; retirées du tube et exposées à une forte chaleur, elles ont pris, après le refroidissement, l'éclat de la perle, et leur structure est devenue testacée; elles se divisaient facilement en une quantité considérable de feuilletés naclés: une lame mince de cette substance, exposée à la plus forte chaleur de la flamme du chalumeau, a présenté des marques évidentes de fusion. Le sel de phosphore ne l'a point dissoute.

Ces essais préliminaires permettent de conclure, dès à présent, que les hyalites, ne contenant que peu ou point d'eau, ne doivent pas être rangées parmi les quartz résinites. Il paraîtrait, de plus, qu'il y a deux espèces d'hyalites: l'une, vitreuse et infusible, se trouvant au milieu des laves, et qui pourrait n'être autre chose que du quartz fondu; l'autre, très-peu fusible, et dont la

structure intime, manifestée par l'action de la chaleur, indiquerait une origine différente. Elle pourrait s'être formée par suite de la décomposition du feldspath contenu originairement dans les roches sur lesquelles elle repose. Les traces de fusibilité qu'elle donne feraient présumer aussi qu'elle renferme un alcali.

*Fiorite.*

L'échantillon qui m'a servi pour les essais qui suivent m'a été confié par M. le marquis de Drée; il provient du mont Amiata, près Santa-Fiore en Toscane; la fiorite s'y rencontre en morceaux d'un faible volume, concrétionnés ou tubuleux, d'un blanc de lait à l'extérieur, ayant dans la cassure l'apparence de la porcelaine. Ce minéral raye le verre; il repose sur un tuf de couleur grise et terreuse, qui, examiné à la loupe, paraît formé de matières siliceuses agrégées et comme vitrifiées.

Un fragment de fiorite, placé au fond d'un tube de verre et chauffé, a laissé dégager une grande quantité d'eau. Autour du fragment, et dans la partie du tube où l'eau s'était condensée, de nombreuses taches blanches se firent bientôt apercevoir. Une bandelette de papier de tournesol bleu, introduite dans le tube, fut rougie fortement. Ces réactions indiquant la présence de l'acide fluorique, je renouvelai l'essai en plaçant un fragment de fiorite au fond d'un creuset de platine recouvert d'une plaque de verre. Après quelques secondes d'exposition à la chaleur rouge sombre, je trouvai la plaque dépolie dans la partie qui recouvrait le creuset. Le minéral s'était divisé en beaucoup de fragments. Un de ces fragments, chauffé

fortement au chalumeau, est resté infusible. Le sel de phosphore ne l'a point dissous.

Le tuf auquel adhèrent les mamelons de fiorite, soumis aux mêmes épreuves, a offert également les réactions de l'acide fluorique.

D'après les caractères de la fiorite, je serais porté à croire qu'elle doit sa formation à un dégagement de gaz hydrofluosilicique à travers l'eau, ou des matières humides et poreuses. L'acide fluorique ou fluosilicique qu'elle contient se trouverait, non pas combiné, mais enveloppé dans la masse du minéral, qui présenterait alors beaucoup d'analogie avec la silice gélatineuse obtenue artificiellement dans la préparation de l'acide hydrofluosilicique.

*Opale du Mexique.*

Cette opale se trouve disséminée dans les cavités d'une roche grise, vitreuse, d'origine volcanique. On la voit également en petits morceaux irréguliers, à surfaces arrondies et présentant un aspect varié: les uns sont parfaitement limpides et incolores, sans aucun reflet; d'autres sont limpides à l'intérieur, sans éclat, mais enveloppés d'une croûte brunâtre qui reflète toutes les couleurs de l'iris; d'autres enfin ont une teinte brune prononcée, quelquefois laiteuse, sans transparence: ces derniers montrent des éclats de lumière verte et rouge de la plus grande beauté. Quelques-uns de ces échantillons, préalablement taillés et polis, laissent apparaître dans leur intérieur, et en les faisant jouer à la lumière, une infinité de stries parallèles très-serrées, se croisant obliquement et dans plusieurs sens.

Un morceau d'opale brut et limpide, montrant

peu de reflets, ayant été tenu pendant quelques heures dans un endroit chaud, perdit sa transparence, devint laiteux, et laissa voir des reflets multipliés et plus intenses. Cette circonstance m'ayant fait supposer qu'il avait perdu une certaine quantité d'eau, je le plaçai au fond d'un vase contenant de l'eau distillée : il reprit rapidement sa transparence en perdant presque tous ses reflets; mais au bout de quelques semaines d'exposition à l'air, sa limpidité disparut de nouveau, et il devint laiteux et presque opaque, en reprenant toutefois ses reflets variés. Pour apprécier d'une manière plus exacte les propriétés hygrométriques de l'opale, j'ai placé un morceau brut de cette substance, et de la grosseur d'une aveline, sous une cloche et auprès d'une capsule renfermant de l'acide sulfurique concentré. Ce morceau pesait 3<sup>sr</sup>, 136; au bout de trois jours je l'ai retiré et pesé de nouveau, son poids ne s'élevait plus qu'à 3<sup>sr</sup>, 081 : il avait donc perdu 0,055, ou 1,75 p. 0/0. Après douze heures d'exposition à l'air libre il pesait 3<sup>sr</sup>, 108; vingt-quatre heures après il pesait 3<sup>sr</sup>, 121; enfin, au bout de huit jours, et l'air étant humide, il avait repris son poids primitif de 3<sup>sr</sup>, 136.

Cette expérience réitérée sur le même échantillon, et sur un autre morceau d'opale de Hongrie pesant 0<sup>sr</sup>, 3135, m'a toujours présenté des résultats identiques et qui ne me laissent aucun doute sur la propriété que possède l'opale de perdre et d'absorber facilement une notable quantité d'eau.

Un autre morceau brut d'opale du Mexique, de couleur brune, montrant de beaux reflets, a été placé au fond d'un tube fermé à l'une de ses

extrémités et chauffé avec précaution : de nombreuses gouttelettes d'eau se sont condensées sur les parois du tube, une odeur empyreumatique très-sensible s'est manifestée, et une bandelette de papier de tournesol rougi, introduite dans le tube, a repris la couleur bleue. Un papier de Fernambouc, placé dans les mêmes circonstances, s'est coloré en rouge foncé. Cette réaction alcaline, jointe à l'odeur empyreumatique, dénotait évidemment, dans le minéral, la présence de matières organiques et ammoniacales. De plus, en examinant l'échantillon resté au fond du tube, on remarquait sur lui de nombreuses taches noires et charbonneuses; sa teinte s'était rembrunie. Soumis dans le tube à une chaleur plus forte, il subit une sorte de retrait, son éclat devint vitreux, et ses reflets, bien qu'ayant changé d'aspect par suite des gerçures qui sillonnaient le minéral, étaient encore très-éclatants. Dans cet état, je l'ai placé sur une feuille de platine, et je l'ai chauffé au rouge cerise très-prononcé. Cette nouvelle épreuve lui a fait subir un retrait plus considérable, sans cependant éteindre totalement ses reflets.

Un autre fragment d'opale du Mexique, parfaitement limpide et presque incolore, soumis aux mêmes épreuves, n'a donné qu'une faible odeur, en dégageant beaucoup d'eau; un éclat mince d'opale, soumis à la plus forte chaleur de la flamme du chalumeau, est resté infusible.

Voulant vérifier si l'opale, après avoir été rougie, conservait encore ses propriétés hygrométriques, j'ai laissé exposé à l'air libre un fragment chauffé au rouge vif, et pesant 0<sup>sr</sup>, 0845; au bout de vingt-quatre heures son poids s'était accru



de 0<sup>sr</sup>.0030; je n'assurai que ce résultat était dû à la présence de l'eau, en faisant chauffer l'échantillon dans un tube et en recueillant l'eau dégagée.

Je n'ai pu renouveler les mêmes expériences sur les belles opales de Hongrie. Un fragment blanchâtre, presque opaque et sans reflets, venant de cette dernière localité, a manifesté également une forte odeur empyreumatique et une réaction alcaline très-prononcée. Après une forte calcination, cette opale était devenue limpide sur les bords; dans cet état je l'ai posée sur un papier humecté d'eau: elle a absorbé beaucoup d'eau, en devenant vitreuse et transparente avec une légère teinte bleue. Un fragment semblable, non calciné, placé également sur un papier humide, a absorbé de l'eau, mais en conservant une teinte laiteuse qui s'opposait à la transparence complète. Remis à l'air sec, ces deux fragments reprenaient leur opacité.

D'après les caractères ci-dessus mentionnés, je serais porté à croire que les matières organiques et charbonneuses que contient l'opale jouent un rôle important dans la production de ses reflets; la structure intime et toute particulière de cette espèce minérale est sans doute la condition première et essentielle des phénomènes lumineux qu'elle présente; mais, suivant l'opinion que je hasarde, cette structure resterait sans effet par l'absence des substances organiques capables d'agir sur les rayons de lumière qui traversent le minéral: c'est du moins ce qui semblerait résulter de mes essais sur les fragments d'opale incolore. Il me paraît, de plus, évident que l'eau interposée ou combinée n'a qu'une influence très-secondaire

sur les reflets, puisqu'on peut la chasser sans que ces derniers soient détruits. On peut concevoir, dans ce cas, que la forte chaleur à laquelle l'opale est soumise dans l'essai au chalumeau, plus que suffisante pour volatiliser l'eau engagée, n'est pas assez prolongée pour détruire entièrement les matières charbonneuses contenues dans l'intérieur de la pierre; les plus faibles traces de carbone qui y restent disséminées conservant encore assez d'influence pour disperser et décomposer les rayons de lumière qui la traversent.

*Pechstein.* J'ai soumis aux mêmes essais onze variétés de quartz résinite, ou pechstein, de différents aspects, et venant des États-Unis, du Mexique, de Hongrie et d'Islande; tous, par la chaleur, ont laissé dégager de l'eau, en manifestant plus ou moins fortement l'odeur empyreumatique et la réaction alcaline; tous enfin, placés alternativement dans l'air sec et à l'air libre, ont perdu et repris une quantité d'eau appréciable et qui s'élevait depuis  $\frac{1}{2}$  jusqu'à  $\frac{2}{3}$  p. o/o; leurs fragments les plus minces, exposés à la vive chaleur du chalumeau, n'ont pas offert le moindre indice de fusion.

Ces propriétés hygrométriques des pechsteins et les substances combustibles qu'ils renferment leur donnent un rapport de plus avec l'opale proprement dite; je me suis assuré que la fiorite et la hyalite dont j'ai parlé plus haut ne possédaient pas cette faculté d'absorber et de perdre de l'humidité.

*Geyserite.* La geyserite vient de Geyser en Islande; elle est en morceaux blancs, opaques, ondulés et quelquefois rougis à la surface par de l'oxyde de fer; certaines parties du minéral sont

dures et compactes, d'autres sont spongieuses et se laissent égrener facilement. Elle raye le verre.

Chauffée dans le tube, elle a laissé dégager beaucoup d'eau qui exerçait une légère réaction alcaline, et manifestait faiblement l'odeur empyreumatique. Exposée à la flamme du chalumeau, elle est restée complètement infusible. Le sel de phosphore ne la dissout point.

Bien que la geysérite diffère des pechsteins par son apparence, les réactions qu'elle donne la rapprochent beaucoup de ces derniers; on voit également qu'elle a dû être produite sous l'influence d'autres causes que celles qui ont présidé à la formation de la fiorite, malgré l'analogie que semblent présenter ces deux substances par leur aspect et par leur gisement.

## NOTICE GÉOLOGIQUE

*Sur la formation des argiles plastiques et des lignites existant sur le territoire de la commune de La Chapelle, canton de Magny, département de Seine-et-Oise;*

Par M. POIRIER DE SAINT-BRICE, Ingénieur en chef des mines.

La formation tertiaire d'argiles plastiques et de lignites, supérieure à la grande masse de craie, et inférieure au calcaire marin à cérithes ( pierre à bâtir des environs de Paris ), a été reconnue depuis quelques années sur différents points du département de Seine-et-Oise; entre autres sur le territoire de la commune de La Chapelle, dépendant du canton de Magny, dans l'arrondissement de Mantes. Des recherches de gîtes de lignites y avaient été entreprises dans le courant de l'année 1838, époque où je me trouvais encore chargé du service de ce département (1). Je fis dans une de mes tournées la visite des travaux d'exploration, et j'étudiai en même temps la constitution géologique de tout le pays, dont je vais donner ici une description succincte.

La commune de La Chapelle en Vexin, traversée par la route royale de Paris à Rouen, est située à 8 kilomètres environ au nord-ouest de Magny, sur le penchant d'un coteau assez élevé,

Constitution générale du pays.

(1) Ces recherches ont été faites par MM. Lefebvre, arpenteur, et Parmentier, maréchal; ce dernier a forgé lui-même les tarières et autres outils de la sonde qui fut employée.

formé par le terrain de calcaire marin à cérithes, qui repose sur la formation des argiles plastiques supérieures à la grande masse de craie. La forte inclinaison du sol, surtout dans la partie de la commune située au sud de la grande route, met une partie de ces terrains presque à découvert sur les flancs du coteau.

Lignite en affleurement au bois de la Folie.

En se portant dans la direction qui vient d'être indiquée, on trouve, à 7 ou 800 mètres environ de distance de la route, le bois de la Folie; et au lieu dit *la Croix des Fossés*, sur le penchant de la colline, on reconnaît en affleurement, surtout dans les fossés d'enceinte du bois, une couche épaisse d'argile plastique bleuâtre, contenant en abondance de grandes huîtres fossiles, qui se rapportent au genre *Ostrea bellovaca* de Lamarck. Sur plusieurs points de ce banc argileux, des veines noirâtres très-prononcées sont l'indice presque certain du voisinage d'une couche de lignite; mais les recherches n'ont pas été suivies de ce côté, de manière à en démontrer l'existence.

Sables supérieurs aux argiles plastiques.

Au nord-est du bois de la Folie, c'est-à-dire à son extrémité la plus rapprochée de la grande route, on remarque une carrière assez étendue qui fournit des sables pour le pavage. Ces sables sont immédiatement superposés aux argiles plastiques; ils renferment des blocs épars de roches quartzueuses et calcaires: leur dépôt total paraît avoir sur ce point 14 à 15 mètres environ de hauteur. Dans la partie la plus élevée de ces sables se trouvent des fragments isolés et plus ou moins volumineux d'un calcaire grenu, dont la composition est le plus généralement cristalline, paraissant renfermer des grains très-fins, mais

assez nombreux, de fer silicaté. Ces blocs calcaires sont recouverts à leur surface, et même dans les diverses cavités qu'elle présente, de beaucoup de petites nummulites lisses, à l'état spathique, de débris d'huîtres fossiles, surtout du genre *Ostrea flabellula* de Lamarck, et de plusieurs espèces de madrépores et turbinolies: ces divers fossiles forment une sorte de croûte qui adhère fortement à la pierre, et est encore tout imprégnée du sable siliceux au milieu duquel elle se trouvait. La pierre calcaire ne paraît pas renfermer de nummulites dans son intérieur; on y remarque seulement des débris très-variés de coquilles nacrées et autres, peu caractérisées, mais qui ne peuvent appartenir qu'aux bancs inférieurs du calcaire grossier des environs de Paris. Il est évident, du reste, que le dépôt de sable dont il s'agit se rapporte à la partie tout à fait inférieure de cette formation; car le fer silicaté, les nummulites et les turbinolies qu'il renferme en sont les fossiles caractéristiques; j'ai même retrouvé au milieu d'eux, et rapporté intact sur la pierre à laquelle il est adhérent, le petit polypier qui a été décrit par Lamarck sous le nom de *Lunulites urceolata*, et qui est reconnu pour appartenir au banc inférieur du terrain de Grignon.

Les sables qui viennent d'être décrits ont seulement 3 ou 4 mètres d'épaisseur; ils forment la partie supérieure d'un grand dépôt siliceux, qui se prolonge au-dessous d'eux sur 10 à 11 mètres encore de puissance, et paraît ne plus renfermer de fossiles qu'à sa partie tout à fait inférieure, laquelle repose sur la formation des argiles plastiques et des lignites. La configuration du sol,

dont la pente est très-prononcée sur cette partie du coteau calcaire, a rendu plus facile l'étude de ces divers terrains. Les principales recherches n'ont pas eu lieu cependant sur ce point, mais bien sur celui opposé relativement à la route royale, c'est-à-dire à 3 ou 400 mètres au nord de cette route.

Premières recherches faites à découvert.

C'est au lieu dit *le Pré sec*, près le chemin de Parme, que les recherches dont il s'agit ont été entreprises, et faites d'abord à découvert à la partie inférieure du coteau, par un défoncement dans lequel, après avoir pénétré peu profondément au milieu de la glaise verte, on a atteint bientôt une couche de lignite, épaisse de 1<sup>m</sup>,30 environ. Sur un autre point placé au même niveau, mais plus rapproché de la grande route, on a retrouvé la même couche, dont l'épaisseur était là de près de 0<sup>m</sup>,65. On a retiré de ces deux fouilles une assez grande quantité de lignite, dont une partie a servi à faire quelques essais de ce combustible sur les lieux mêmes; mais il n'entre pas dans le plan de cette courte notice de parler avec quelques détails de ces essais.

Recherches faites par le sondage.

Dans le but de reconnaître si la couche de lignite découverte prenait plus de puissance en s'enfonçant sous le terrain supérieur, un sondage fut entrepris dans un emplacement choisi à peu près à mi-côte, à 80 mètres environ de distance du premier défoncement dont il vient d'être parlé. Après avoir pratiqué dans les sables de la surface une fosse carrée de 2 mètres de côté et d'autant de profondeur, boisée avec soin et garnie de palplanches, on a ouvert au milieu de cette fosse un trou de sonde, en plaçant d'abord une boîte carrée destinée à soutenir les terres à l'entrée du

trou, ainsi qu'à appuyer les tiges pendant leur manœuvre; le tout était surmonté d'une chèvre. Les outils de la sonde employée avaient 0<sup>m</sup>,10 de diamètre, et ils avaient été forgés par le sieur Parmentier, maréchal, en prenant pour modèles ceux employés par une compagnie qui faisait des recherches dans les environs de Mantes. A 7 mètres de profondeur totale, à partir du sol, on a rencontré la couche de lignite, qui s'est trouvée sur ce point avoir 1 mètre de puissance; elle était recouverte de 1<sup>m</sup>,50 environ de glaise verte ou jaunâtre, renfermant de grosses huîtres fossiles semblables à celles dont il a déjà été parlé plus haut, et de plus beaucoup de débris crayeux d'autres coquilles; ces derniers se trouvaient également dans les défoncements faits à découvert, et leur examen m'a prouvé qu'elles étaient pour la plupart d'origine fluviatile. C'est un nouvel exemple de ce mélange que l'on observe presque toujours dans les bancs supérieurs des argiles plastiques, de corps organisés d'eau douce avec d'autres corps organisés marins. La masse de sable siliceux qui a été décrite précédemment repose sur ce premier banc d'argile plastique: on a continué de sonder jusqu'à 11<sup>m</sup>,50 environ de profondeur au-dessous de la couche de lignite, et l'on a constamment traversé de l'argile marbrée, c'est-à-dire de diverses couleurs, jaune, verte, rouge, sans trouver jusque-là d'indice d'une seconde couche de lignite.

En s'élevant au-dessus du sondage dont il vient d'être parlé jusque sur le sommet du coteau, on rencontre une carrière de pierre à bâtir, dans laquelle a été commencée une exploitation à ciel ouvert, donnant d'assez belle pierre de

Carrière ouverte dans le calcaire marin.

taille, d'un grain serré, et très-dure. Trois ou quatre bancs superposés se trouvaient mis à découvert à l'époque de ma visite, et leur examen attentif m'a démontré qu'ils appartenaient, et par leur nature et par les fossiles qu'ils renferment, à la formation du calcaire marin à cérithes des environs de Paris. Ainsi la constitution géologique sur ce point est bien la même que celle du bois de la Folie, de l'autre côté de la route royale de Paris à Rouen : la formation de calcaire marin à cérithes et celle d'eau douce des argiles plastiques et lignites se trouvent séparées des deux côtés par un dépôt de sable siliceux d'une assez grande épaisseur.

Lignite en couche régulière ; ses propriétés comme combustible.

D'après la nature de plusieurs échantillons conservés dans le pays comme provenant des fouilles faites à découvert, le lignite qui forme la couche trouvée à La Chapelle en Vexin ne paraît pas être constamment terreux ; ces échantillons ont souvent, au contraire, une assez grande consistance, et renferment même alors quelques parties d'un noir brillant compacte, ou bien ayant un aspect fibreux. Ce lignite est comme tous ceux dépendants de la formation des argiles plastiques, un peu bitumineux, et susceptible de brûler sans flamme, mais en développant alors une assez grande chaleur : il répand d'ordinaire une forte odeur sulfureuse, et ne jouit pas comme la houille de la propriété de se boursoufler et de s'agglutiner à la première action du feu.

Essais que les auteurs de la découverte avaient le projet de faire sur le lignite.

MM. Lefèvre et Parmeltier, indiqués au commencement de cette notice comme ayant découvert, en 1838, le gîte de lignite qu'elle concerne, avaient alors conçu le projet d'en exploiter une assez forte quantité pour en faire des essais en

grand dans des fours à chaux et une fabrique de tuiles des environs, comme aussi pour le chauffage domestique. Ce sont, en effet, en y adjoignant les grilles de certains fourneaux, les seuls usages pour lesquels on pourrait raisonnablement tenter d'utiliser, soit isolément, soit mêlés avec d'autres combustibles, les lignites des argiles plastiques, qui sont généralement très-mélangés de terres et autres substances nuisibles à leur qualité. Aussi, je fis entrevoir aux auteurs de la découverte que les essais qu'ils voulaient tenter ne leur présenteraient par eux-mêmes que bien peu de chances de réussite, quoiqu'ils dussent rencontrer peu d'obstacles sous le rapport de l'exploitation.

En effet, la couche de lignite qui existe dans la commune de La Chapelle en Vexin serait généralement, d'après la disposition extérieure du terrain, d'une exploitation facile et peu dispendieuse, quoiqu'elle dût être faite par voie souterraine. Les travaux d'extraction pourraient être commencés et se poursuivre longtemps par cavage à bouches ; et, comme les affleurements se trouvent au bas du coteau, à un niveau un peu supérieur au ruisseau qui coule dans la vallée, on se débarrasserait facilement des eaux au moyen de galeries d'écoulement. La couche, qui m'a paru être à peu près horizontale, et dont la puissance ne dépassera pas sans doute 1<sup>m</sup>,50 à 2 mètres au plus, pourrait être exploitée dans toute sa hauteur au moyen d'une ou de plusieurs galeries de service partant du jour, que l'on pousserait le plus loin possible, et des deux côtés desquelles on ouvrirait, à partir du fond, des tailles ou ateliers que l'on ne soutiendrait que provisoirement, et qu'on laisserait ensuite s'affaisser sans grand inconvénient, vu la

Mode d'exploitation à suivre, facile et peu dispendieux.

hauteur du terrain supérieur, en retirant à cet effet le boisage au fur et à mesure que l'on reviendrait vers la galerie d'entrée du cavage. A l'extrémité de la principale galerie de service, il serait sans doute nécessaire de percer un puits d'aérage qui, plus tard, pourrait servir pour continuer les travaux d'extraction s'ils devenaient assez avantageux.

Différents gîtes  
de lignite dans  
le département  
de Seine-et-Oise.

La même substance combustible a été déjà rencontrée bien des fois depuis quelques années dans le département de Seine-et-Oise; ainsi on l'a trouvée à Royaumont, dans le canton de Luzarches; à Luzarches même; à Vigny, près Pontoise, dans le domaine de M. le prince de Rohan-Rochefort; à Saint-Martin-la-Garenne, etc. Dans certaines de ces localités, quelques personnes ont été trompées par les premières apparences; elles regardaient cette substance comme étant de la houille, et se croyaient ainsi à la veille d'une découverte importante. Des demandes en concession de terrains houillers furent faites même à deux reprises différentes, et donnèrent lieu à un commencement d'instruction administrative, dont le résultat fut naturellement de désabuser les auteurs de ces demandes, en les éclairant sur la valeur réelle qu'il faut attribuer à ces lignites, qui existent en couches subordonnées dans la formation des argiles plastiques.

Cette dernière formation est constamment supérieure à la grande masse de craie, et appartient par conséquent à une époque beaucoup plus récente que celle des terrains houillers. Les lignites qu'elle renferme n'ont donc aucune analogie avec la houille, et n'en sont aucunement l'indice.

## NOTICE

*Sur la fabrication de la fonte et du fer dans le Hartz et sur l'emploi de l'air chaud dans les hauts-fourneaux et les feux d'affinerie de ce pays.*

Par M. CALLON, Aspirant-Ingénieur des mines.

Les usines à fer du Hartz ont été décrites en détail par M. Perdonnet, dans le 3<sup>e</sup> volume de la deuxième série des *Annales des mines*. Depuis cette époque de nouvelles usines se sont élevées, la construction des fourneaux a subi quelques modifications, et enfin l'introduction de l'air chaud en a amené d'autres plus importantes dans la marche des fourneaux et dans la consommation du combustible. L'objet de cette notice est la description rapide des principales usines à fer et le compte-rendu détaillé des résultats dus à l'emploi de l'air chaud tant dans les hauts-fourneaux que dans les feux d'affinerie. Ces résultats exprimés par des chiffres positifs pourront donner une idée de ce qu'on doit attendre des nouveaux procédés, au moins dans des circonstances analogues à celles qui se présentent dans le Hartz.

## CHAPITRE I.

### FABRICATION DE LA FONTE.

Les minerais traités dans les hauts-fourneaux du Hartz sont très-variés; on distingue :

- 1<sup>o</sup> Le fer oxydé hydraté, brauneisenstein;
- 2<sup>o</sup> Le fer oxydé, rotheisenstein;

3° Le fer spathique, spatheisenstein.

4° Le fer oxydulé, magneteisenstein.

Les deux premières espèces sont de beaucoup les plus abondantes. La nature des gisements n'est pas moins variée que celle des minerais, on connaît :

1° Des minerais en amas dans le calcaire subordonné au terrain de grauwacke.

2° En couches ou en amas couchés, en relation avec des couches de blatterstein à schiste verdâtre amygdaloïde, analogue à la roche nommée *Schaalstein* dans le pays de Nassau et désignée par M. de Bonnard sous le nom de spilite variolé.

3° En véritables filons principalement dans le *Hornfels* qui entoure comme d'une ceinture le noyau granitique constituant le Brocken;

4° En couches dans le terrain jurassique, c'est le minerai nommé rothmergeleisenstein, il renferme un grand nombre de bélemnites et passe pour être phosphoreux.

Tous ces minerais sont en général assez riches : mais une circonstance fâcheuse qui leur est commune à tous, c'est qu'ils contiennent des substances nuisibles à la qualité de la fonte. De là vient qu'on est obligé de faire de la fonte grise même pour l'affinage, et qu'on ne fait nulle part la distinction entre la fonte de moulage et la fonte de forge.

On grille toujours le minerai en morceaux, soit pour chasser l'eau et l'acide carbonique, et une partie du soufre, soit pour rendre le minerai plus facile à pulvériser et plus perméable aux gaz carbonés. Il paraît que cela est surtout nécessaire pour le minerai nommé eisenkiesel, qui est un oxyde rouge très-compacte, agrégé par un ciment

Préparation  
des minerais.  
Grillage.

siliceux. Jetés crus dans le fourneau, les morceaux se réduiraient trop lentement et arriveraient au point de fusion avant que la réduction fût complète. Dès lors une partie de fer se scorifierait avec la silice dont le minerai est intimement mélangé. Le grillage a lieu en tas, on stratifie le minerai avec du charbon menu, et on met le feu en appliquant contre le pied des tas des laitiers sortant du haut-fourneau. Le grillage d'un tas de 6 à 7 mètres de longueur, 4 de largeur et 2 de hauteur dure quinze jours. On grille deux fois le fer spathique, c'est-à-dire qu'après la première opération on trie les morceaux imparfaitement grillés et on les emploie dans la formation d'un nouveau tas avec du minerai cru, en ayant soin de les placer principalement à l'extérieur. La consommation de combustible est de 5 à 6 p. o/o du poids du minerai cru, on n'emploie que les menus débris des haldes dont on trouverait assez difficilement à tirer un autre parti. La perte du minerai en poids varie de 0 à 10, 20 et même 30 p. o/o.

Le grillage a pour effet de faciliter le bocardage auquel sont soumis indistinctement tous les minerais en morceaux. Ce bocardage a lieu à sec. Un bocard se compose de trois pilons qui frappent sur une plaque de fonte. On réduit le minerai en morceaux d'autant plus petits qu'il est plus compacte et plus réfractaire.

Le bocardage a pour but principal de faciliter la formation du lit de fusion. On mélange souvent un très-grand nombre d'espèces différentes, on les stratifie uniformément et par couches minces avec le fondant. Ce procédé facilite sans doute les réactions chimiques qui doivent avoir lieu dans le haut-fourneau; mais aussi on a le désavantage de

Bocardage.

Formation  
du lit de fusion.

n'opérer que sur des matières pulvérulentes que le vent traverse avec peine, et dont il peut entraîner une partie. Si, pour éviter ce dernier inconvénient, on humecte la charge, elle peut, en se desséchant, acquérir de la consistance et descendre ensuite d'un seul bloc jusque dans l'ouvrage sans être suffisamment préparée. Dans les usines où on traite du minerai en grains, on éprouverait peut-être de la difficulté à empêcher le minerai de couler entre les charbons si on voulait le mélanger avec la castine pulvérisée; il est peut-être nécessaire dans ce cas de charger d'abord la castine, d'en former un lit bien continu et de verser par-dessus le minerai.

Combustible employé.

Le combustible employé dans le Hartz supérieur est du charbon de pin ou de sapin. Dans le Bas-Hartz on emploie soit un mélange de charbons légers et de charbons durs, soit exclusivement des charbons durs (de chêne et de hêtre). La carbonisation a toujours lieu en grandes meules de 3.000 à 5.000 pieds cubes, elle ne présente rien de particulier.

On peut évaluer moyennement à 3<sup>r</sup>.75 le mètre cube de charbon y compris le transport jusqu'à l'usine; le déchet, tant dans le transport que sur la halde, est évalué à  $\frac{1}{5}$ .

Mesurage des charges.

Le minerai est toujours chargé au volume. Ce volume varie suivant l'allure du fourneau. Chaque jour on pèse un volume déterminé (un pied cube) du lit de fusion: ensuite on le fait sécher sur une plaque de fonte qu'on amène au moyen d'une potence au-dessus du gueulard et on le pèse de nouveau. On connaît ainsi l'eau contenue dans le minerai, et le poids de matière fixe introduite dans le fourneau. Le charbon est chargé soit au

poids, soit au volume. Quand on n'emploie qu'une seule espèce de charbon, ce qu'il y a de mieux à faire est de charger au volume en pesant de temps en temps les paniers pour avoir le poids moyen de la charge. En effet, quand on charge le combustible au poids, c'est précisément lorsque les charbons ont le maximum d'humidité et sont susceptibles du moindre effet utile qu'on introduit dans le fourneau le moins de matière combustible.

On fait de temps en temps des essais de la richesse du lit de fusion, et de chaque minerai en particulier pour se guider dans la composition de ce lit de fusion, et arriver à une richesse convenable. Ces essais se font d'une manière simple et expéditive, mais aussi sans donner de notions bien précises sur la nature des minerais et sans permettre de vérifier par une pesée l'exactitude de l'essai. On emploie un fourneau à vent en grès réfractaire (quadersandstein de Blankenburg). Les creusets ou tutes ont 4 pouces de hauteur, ils reposent sur les barreaux de la grille sans interposition de fromages. On les brasque avec un mélange de deux parties de charbon pulvérisé et une partie d'argile. On essaye le lit de fusion sans addition; les minerais argileux et les fers spathiques manganésifères à gangue de quartz, avec du carbonate de chaux; les fers spathiques à gangue de quartz très abondante, avec du spath-fluor; les minerais calcaires et magnésiens ou manganésiens, avec du quartz; et enfin les minerais simplement calcaires, avec de l'argile blanche. On recouvre la prise d'essai d'une petite rondelle de charbon par-dessus laquelle on tasse de la brasque jusqu'à ce que le creuset soit tout à fait plein, et

Essais des minerais et du lit de fusion.



on le place dans le fourneau sans lui mettre de couvercle. On charge de 20 à 30 creusets à la fois. On les couvre d'une couche de charbon de 6 pouces d'épaisseur, on met quelques charbons embrasés, on achève de remplir avec du charbon noir, et on place le couvercle. On emploie de préférence du charbon de bois dur. Au bout de  $1\frac{1}{2}$  heure les charbons sont à peu près consumés : on ôte le couvercle, on remplit de nouveau et on chauffe pendant au moins une heure. L'opération est alors terminée, on retire les creusets, et quand ils sont refroidis, on les vide et on pèse les culots.

Conduite des  
hauts-fourneaux.

La conduite des hauts-fourneaux est la même dans toutes les usines; on marche toujours en fonte grise, on n'obtient la fonte blanche qu'accidentellement. Il paraît qu'à cause de la nature des minerais, la fonte blanche serait très-impure, et comme, traitée au feu d'affinerie, elle prendrait trop vite nature, on n'obtiendrait que de mauvais résultats.

Le travail du fondeur quand l'atelier de moulage ne marche pas, consiste à découvrir de temps en temps l'avant-creuset et à hâler les laitiers qui sont toujours un peu visqueux même à l'air chaud. Ils contiennent toujours des grenailles, on les bocarde, et les grenailles sont employées dans les usines à plomb à réduire la galène.

Usine  
de Königshütte.

L'usine de Königshütte est une des plus importantes du Hartz et la plus remarquable par l'élégance de sa construction qui est dans le style gothique comme l'usine du même nom en Silésie. Elle renferme un haut-fourneau, un très-bel atelier de moulage et deux feux d'affinerie. Un peu

plus loin se trouvent six autres feux, un four à réchauffer, un laminoir pour le petit fer et une tréfilerie.

Le haut-fourneau est le dernier construit dans le Hartz; c'est aussi le plus élevé; la distance de la pierre de sole au gueulard est de  $10^m,50$ . La construction diffère notablement de celle usitée en France. On doit remarquer la manière dont est établie la chemise, indépendamment des étalages et du creuset, comme dans les fourneaux au coke. Le massif est construit en grauwacke. Le mur qui supporte le cercle des étalages et la chemise qui en est le prolongement sont en grès bigarré. Les pierres de la chemise sont taillées avec soin, elles ont un pied de hauteur et un pied de queue, et sont reliées avec de l'argile. Celles du creuset de l'ouvrage et des étalages sont en quadersandstein de Blankenburg; c'est un grès quartzeux parfaitement réfractaire, analogue à la pierre de Huy qui sert en Belgique pour les fourneaux à coke. Les pierres de la sole reposent sur un lit de scories. La cuve est terminée à la partie supérieure par une partie cylindrique en briques. Ces briques sont faites avec du thonschiefer bocardé, très-fin, tamisé et bluté. La farine qui en résulte est délayée dans l'eau en pâte épaisse. Cette pâte n'a jamais beaucoup de liant, et les briques ainsi fabriquées sont réfractaires, mais peu solides. Le remplissage entre le massif et la chemise est formé de petits fragments de briques réfractaires.

Haut-fourneau.

La machine soufflante est mue par une roue à eau. Elle se compose de deux cylindres en fonte à double effet de  $1^m,03$  de diamètre intérieur, la

Machine  
soufflante.

course des pistons est de 1<sup>m</sup>,12. L'aspiration se fait par une seule soupape rectangulaire de 0<sup>m</sup>,35 sur 0<sup>m</sup>,27; l'orifice est garni d'une toile métallique serrée.

Appareil  
à chauffer l'air.

On marche à l'air chaud depuis 1835. L'appareil est établi au gueulard et chauffé par la flamme perdue. Quand le fourneau est en bonne allure, l'air se trouve échauffé à 250° cent. Sa température diminue d'une centaine de degrés jusqu'à la tuyère, quoique les tuyaux qui amènent le vent soient entourés d'un revêtement en briques de 0<sup>m</sup>,35 d'épaisseur. Ces tuyaux ont 0<sup>m</sup>,22 de diamètre intérieur et 0<sup>m</sup>,01 d'épaisseur. L'appareil à chauffer l'air est identique avec celui de Gittelde. On y a ajouté un couvercle en fonte qui ferme le gueulard et ne s'ouvre qu'au moment de la charge. On a cru cela nécessaire parce que la chaleur, peut-être à cause de la grande hauteur du fourneau, est faible au gueulard. Mais de cette manière on n'utilise que la chaleur actuellement possédée par la flamme et non celle qu'on peut en retirer en la mélangeant avec de l'air pour brûler l'oxyde de carbone qu'elle contient. On a observé avec raison qu'en admettant que l'acide carbonique formé dans l'ouvrage se réduit à l'état d'oxyde de carbone en traversant les parties supérieures de la cuve, les gaz sortant par le gueulard seraient théoriquement capables de donner un nombre de calories égal à celui développé dans le fourneau. Malgré cela on n'a adopté dans le Hartz aucune disposition propre à favoriser la combustion de la flamme du gueulard; souvent au contraire, on a rendu cette combustion presque impossible.

On traite à Königshütte 26 minerais provenant d'Elbingerode, d'Ilefeld, d'Andreasberg, etc.; la fonte passe pour être de bonne qualité quoique les minerais soient très-impurs, et contiennent quelquefois des druses de sulfate de baryte; les laitiers sont gris clair et bien vitreux; en les arrosant, au sortir du fourneau, ils prennent une texture spongieuse. Par insufflation ils exhalent souvent l'odeur d'hydrogène sulfuré.

Nature des  
minerais et  
de la fonte.

On marchait, avant 1835, à l'air froid et à deux tuyères; on a marché ensuite quelque temps à l'air chaud de la même manière; maintenant on continue d'employer l'air chaud, mais une des tuyères est supprimée. Les dimensions du fourneau sont sensiblement restées les mêmes. Les tableaux suivants donnent la marche du haut-fourneau dans ces trois circonstances.

## 1° Air froid.

	1833.	1834.	1835.
Richesse du lit de fusion. . .	26,36 p. 0/0	27,33	28,26
Poids du lit de fusion passé en 24 heures. . . . .	8.768 kil.	8.439	8.160
Fonte obtenue. . . . .	2.294	2.306	2.390
Charbon employé. . . . .	3.876	3.750	3.858
1 de charbon a porté du lit de fusion. . . . .	2,262	2,250	2,115
1 de fonte a consommé en charbon. . . . .	1,689	1,626	1,614
Pression du vent en hau- teur de mercure. . . . .	0 <sup>m</sup> ,02635		
2 buses de 27 lignes de dia- mètre. . . . .	0 <sup>m</sup> ,05473		
Volume d'air par minute, à 0° et 0 <sup>m</sup> ,76 de pression. 19 <sup>m.c.</sup> ,88			
Nombre de semaines de roulement. . . . .	52	47	23
<i>Tome XVII, 1840.</i>			
			16

## 2° Air chaud.

1835 (avec deux buses).

Richesse du lit de fusion. . . . .	30,50 p. 0/0
Poids du lit de fusion passé en 24 heures. . . . .	6.907 kil.
Fonte obtenue. . . . .	2.056
Charbon employé. . . . .	2.400
1 de charbon a porté du lit de fusion. . . . .	2,878
Pour 1 de fonte on a consommé, charbon. . . . .	1,167
Température de l'air. . . . .	150° cent.
Pression. . . . .	0 <sup>m.c.</sup> ,03244
Mêmes buses qu'à l'air froid. Volume lancé. . . . .	13 <sup>m.c.</sup> ,08
Moyennes de 20 semaines.	

1837 et 1838 (avec une seule buse).

Richesse du lit de fusion. . . . .	27,05 p. 0/0
Poids du lit de fusion passé en 24 heures. . . . .	5.454 kil.
Fonte obtenue. . . . .	1.475
Charbon employé. . . . .	1.992
1 de charbon a porté du lit de fusion. . . . .	2,739
Pour 1 de fonte on a consommé, charbon. . . . .	1,350
Température de l'air. . . . .	150° cent.
Pression. . . . .	0 <sup>m.c.</sup> ,04460
Volume lancé par minute à 0° et 0 <sup>m.</sup> ,76. . . . .	8 <sup>m.c.</sup> ,17
Moyenne de 70 semaines.	

Effets de l'air chaud.

Il résulte des tableaux précédents que :

1° La charge de charbon étant restée la même, le nombre de charges en 24 heures a diminué avec l'air chaud, même en se servant de deux tuyères. Par suite, la production journalière a diminué, quoique chaque charge en minerai soit plus forte qu'auparavant.

2° La consommation de charbon pour produire une tonne de fonte, ou, ce qui est plus décisif, pour fondre une tonne de minerai, a considérablement diminué. L'économie a été de 21,5 p. 0/0 avec deux tuyères, et de 17,5 avec une seule.

3° On a augmenté la pression du vent, mais le

poids d'air lancé dans le fourneau a diminué, et même plus rapidement que le combustible consommé. Les résultats de l'air chaud relativement à l'allure du fourneau et à la nature des produits ont été avantageux. L'allure est constamment plus chaude, la fonte plus grise et meilleure pour le moulage; soumise à l'affinage, elle donne du fer d'aussi bonne qualité, mais elle exige un peu plus de travail de la part de l'affineur. La tuyère est plus brillante, il ne s'y forme presque jamais de nez; le creuset et l'ouvrage ne se détériorent pas plus vite qu'à l'air froid. On a pu augmenter la proportion de castine de 11 p. 0/0 sans faire perdre aux laitiers leur liquidité. Étant plus basiques, ils exercent sur la qualité de la fonte une heureuse influence, ils sont très-souvent sulfureux.

On continuera d'employer l'air chaud, malgré la diminution dans le produit journalier: la position de cette usine est telle que le prix de revient de la fonte y est plus élevé que dans les autres usines royales; loin de chercher à augmenter la production, on a supprimé une tuyère pour la réduire encore et concentrer la plus grande partie de la fabrication à Rothehütte et dans d'autres usines qui peuvent travailler dans des conditions plus favorables.

L'usine de Rothehütte est la plus importante du Hartz, par le nombre d'ouvriers qu'elle emploie et la quantité de fonte qu'elle produit. Elle se compose de deux fourneaux au bois de 10 mètres, adossés à un escarpement qui permet d'amener avec des chevaux le charbon et le minerai au niveau du gueulard. La production de l'usine est de 1.200 quint. du pays (55 à 60.000 kil.) par semaine. Le quart est moulu en première fusion.

Usine de Rothehütte.

On fabrique principalement des poêles, des marmites, etc. Ce travail occupe une trentaine de mouleurs et une vingtaine d'ajusteurs. Le reste de la fonte est coulé en plaques et affiné à Neuhütte, Elend et Mandelholz; une très-petite quantité seulement est granulée.

Machine soufflante.

La machine soufflante est à deux cylindres à double effet. Le volume engendré par la course d'un piston est de 85 pieds cubes. Il existe un régulateur à capacité constante; c'est un réservoir en fonte de 9 lignes d'épaisseur, ayant 40 pieds de longueur et 3 de diamètre. Il est formé de plusieurs tuyaux assemblés à brides et à boulons. La capacité intérieure est de 283 pieds cubes ou  $3\frac{1}{2}$  cylindrées. Cela suffit pour donner un vent assez uniforme, car les variations du manomètre avec des buses ne dépassent pas 4 lignes: il est vrai qu'il y a en outre un développement de tuyaux de 150 pieds au moins, offrant une capacité d'environ 90 pieds cubes. L'emploi de l'air chaud dans cette usine date de 1835. Les résultats sont satisfaisants, et en même temps très-décisifs, puisque les essais ont été faits comparativement, sur deux fourneaux semblables, avec les mêmes matières premières, et marchant l'un à l'air froid, l'autre à l'air chaud.

Appareil à chauffer l'air.

A la suite de ces essais on a adopté l'air chaud pour les deux fourneaux. Les appareils à chauffer l'air sont exactement identiques; ils ont de l'analogie avec ceux de Sayn et de Wasseraltingen. Ils se composent de 16 tuyaux horizontaux de  $0^m,234$  intérieurement, et offrant un développement de  $19^m,08$ . Ils sont réunis deux à deux par 16 tuyaux courbes dont l'axe est une demi-circonférence de  $0^m,467$  de diamètre. La réu-

nion a lieu par un assemblage mâle et femelle, les joints sont lutés avec un mastic composé de  $\frac{1}{3}$  de limaille de fer,  $\frac{2}{3}$  d'argile et une quantité de vinaigre suffisante pour délayer en une bouillie épaisse. Ils sont en outre munis de 3 vis de pression dont on ne voit pas bien la nécessité.

La surface de chauffe =  $14^m,93$ ; le volume intérieur des tuyaux droits =  $2^m,272$ ; celui des tuyaux courbes =  $1^m,238$ .

Cet appareil renferme 11 à 12 tonnes de fonte ayant une valeur de. . . . . 1.031<sup>r</sup> 25<sup>u</sup>  
Main d'œuvre pour la pose. . . . . 457 50

Prix de l'appareil tout monté. . . . . 1.488<sup>r</sup> 75<sup>c</sup>

Pendant les 35 premières semaines de l'emploi de l'air chaud on a fait en sorte que la pression des buses et le diamètre de ces buses fussent les mêmes pour les deux fourneaux, et les mêmes que quand ils étaient tous deux à l'air froid. En 1836, on a augmenté la quantité de vent chaud en forçant la pression dans le réservoir, et pour ne pas changer la quantité de vent froid lancé dans l'autre fourneau, on a fermé un peu le registre qui correspond à ce fourneau. Enfin, en 1838, les deux fourneaux marchant à l'air chaud, on a encore augmenté la pression sans changer les buses. Voici les résultats obtenus dans ces différents cas.

Essais avec l'air chaud.

1<sup>o</sup> 1835. Travail de 35 semaines.

FOURNEAU N<sup>o</sup> 1.

Air froid.

Richesse du lit de fusion. . . . . 35,9 p. 0/0  
Poids du lit de fusion passé en 24 heures. . . 11.967 kil.  
Fonte obtenue. . . . . 4.212

Charbon brûlé. . . . .	5,281
1 de charbon a fondu. . . . .	2,266
1 de fonte a consommé, charbon. . . . .	1,253
Pression $9\frac{3}{4}$ lignes de mercure. . . . .	0 <sup>m</sup> ,01997
Volume d'air lancé par minute. . . . .	17 <sup>m.c.</sup> ,256

## FOURNEAU n° 2.

*Air chaud.*

Richesse du lit de fusion. . . . .	35,9 p. 0/0
Poids du lit de fusion passé en 24 heures. . . . .	10,098 kil.
Fonte obtenue. . . . .	3,600
Charbon brûlé. . . . .	3,730
1 de charbon a fondu. . . . .	2,707
1 de fonte a consommé, charbon. . . . .	1,036
Pression $9\frac{3}{4}$ lignes de mercure. . . . .	0 <sup>m</sup> ,01997
Température de l'air. . . . .	155° cent.
Volume d'air lancé par minute, à 0° et 0 <sup>m</sup> ,76	10 <sup>m.c.</sup> ,652

## 2° 1836. Travail de 17 semaines.

## FOURNEAU n° 1.

*Air froid. (Fin de campagne.)*

Richesse du lit de fusion. . . . .	35,88 p. 0/0
Matières fondues en 24 heures. . . . .	11,382 kil.
Fonte obtenue. . . . .	3,994
Charbon consommé. . . . .	5,229
1 de charbon a porté du lit de fusion. . . . .	2,177
1 de fonte a consommé de charbon. . . . .	1,309
Même vent qu'en 1835.	

## FOURNEAU n° 2.

*Air chaud.*

Richesse du lit de fusion. . . . .	35,88 p. 0/0
Matières fondues en 24 heures. . . . .	10,332 kil.
Fonte obtenue. . . . .	3,710
Charbon consommé. . . . .	3,839
1 de charbon a porté du lit de fusion. . . . .	2,692
1 de fonte a consommé de charbon. . . . .	1,035
Température de l'air 187°,5 cent. =	150 R.
Pression. . . . .	0 <sup>m</sup> ,02179
Volume d'air par minute. . . . .	10 <sup>m.c.</sup> ,364

3° 1838. (Les deux fourneaux à l'air chaud.)  
Roulement de 9 semaines.

## FOURNEAU n° 1.

Richesse du lit de fusion. . . . .	35,87 p. 0/0
Matières fondues en 24 heures. . . . .	12,385 kil.
Fonte obtenue. . . . .	4,438
Charbon brûlé. . . . .	4,392
1 de charbon a porté du lit de fusion. . . . .	2,819
1 de fonte a exigé, charbon. . . . .	0,989
Température de l'air. . . . .	237° cent.
Pression. . . . .	0 <sup>m</sup> ,02336
Volume d'air par minute à 0° et 0 <sup>m</sup> ,76. . . . .	10 <sup>m.c.</sup> ,261

## FOURNEAU n° 2. (Commencement de campagne.)

Richesse du lit de fusion. . . . .	36,25 p. 0/0
Matières fondues en 24 heures. . . . .	10,916 kil.
Fonte obtenue. . . . .	3,966
Charbon brûlé. . . . .	3,988
1 de charbon a porté du lit de fusion. . . . .	2,737
1 de fonte a exigé, charbon. . . . .	1,006

L'inspection de ces tableaux manifeste des effets analogues à ceux observés à Königshütte, savoir : ralentissement dans la descente des charges et économie de combustible variable de 17 à 20 p. 0/0. On a d'abord eu également une diminution dans le produit journalier, mais en augmentant la pression et la température de l'air, on est parvenu à égaliser et même à dépasser un peu la production journalière à l'air froid. En même temps la marche du fourneau est devenue plus régulière, l'allure plus chaude, la fonte plus grise, plus liquide; les laitiers moins visqueux et tellement pauvres en oxyde de fer que le rendement en grand (y compris le fer de bocard) égale ou même dépasse le rendement à l'essai. La tuyère est constamment brillante et tellement chaude que, pour la préserver

de la fusion, il faut y entretenir une espèce de nez comme dans les fourneaux à manche en jetant par l'œil des boulettes d'argile grasse que l'on façonne avec un ringard. Avec cette précaution on parvient à la faire durer aussi longtemps qu'à l'air froid.

Essais avec le bois torréfié.

On a fait, il y a plusieurs années, à Rothehütte quelques essais avec le bois torréfié; immédiatement, l'allure du fourneau est devenue plus froide, la fonte plus blanche, les scories noirâtres et boursofflées. Ces essais ont été interrompus au bout de quelques jours: on se propose de les reprendre avec l'air chaud.

Usine de Gittelde.

L'usine de Gittelde, située près de la petite ville de ce nom, à la limite occidentale du Hartz, traite des minerais variés: du Brauneisenstein et du Spatheisenstein de l'Yberg, du Rotheisenstein de filons et du minerai rouge oolithique. On y fabrique de la fonte de forge pour fer et pour acier. La machine soufflante se compose de deux cylindres à double effet de 3<sup>pl.</sup> 5<sup>po.</sup> 6<sup>li.</sup> de diamètre; la course des pistons est de 4<sup>pl.</sup> 10<sup>po.</sup> 2<sup>li.</sup>. Le mouvement est communiqué par une bielle et un balancier.

Machine soufflante et haut-fourneau.

Le haut-fourneau a 8<sup>m</sup>, 75, la construction du massif offre de grandes analogies avec celle du fourneau de Königshütte; même mode d'ancrage et à peu près même disposition des canaux d'humidité. Le dessin du massif se trouve dans le 3<sup>e</sup> volume de la 2<sup>e</sup> série des *Annales des mines*; mais la forme intérieure a subi depuis des changements notables. L'angle des étalages avec l'horizon a été porté de 25° à 45°, le diamètre du gueulard légèrement réduit, la distance entre les faces de tuyère un peu diminuée, celle de la rustine à la tympe un peu augmentée, de telle

sorte que la section de l'ouvrage, de carrée qu'elle était, est devenue rectangulaire. Les formes de ce fourneau et de tous ceux du Hartz en général, ont subi, depuis 20 ou 30 ans, des modifications nombreuses. La forme polygonale des étalages et de la cuve, dont il est parlé dans la *Richesse minière*, est complètement bannie et l'était déjà en 1826. On les construit partout à section circulaire ou très-légèrement elliptique.

Qu'on emploie une ou deux tuyères, l'axe est toujours dirigé dans un plan vertical perpendiculaire à la paroi, et en général avec une inclinaison souvent assez grande vers le haut du fourneau. Elle n'est à Gittelde que de 2° ou 3°; elle est de 8° à Königshütte. Cette disposition élève le point du maximum de chaleur et accélère la descente des charges. Elle est applicable à des minerais fusibles et purs, parce qu'elle augmente la production journalière sans trop nuire à la qualité de la fonte. Les étalages plats ont un effet contraire. Les matières sont retenues plus longtemps au-dessus de l'ouvrage: mais il en résulte qu'elles s'arrêtent souvent dans leur descente et forment une voûte en s'arc-boutant les unes contre les autres; elles tombent ensuite brusquement dans le creuset et y occasionnent des dérangements. On a dit qu'il fallait que les étalages fussent d'autant plus plats que le combustible était plus léger; que dans ce cas, avec des étalages très-inclinés, le charbon s'écrasait dans l'ouvrage sous le poids des charges accumulées dans la cuve; mais ce qui prouve que cette assertion n'est pas fondée, c'est que, de tous les fourneaux du Hartz, les seuls où on n'ait pas abandonné cette forme d'étalage sont en même temps les seuls où on n'emploie que le charbon de

Remarque sur la position de la tuyère.

Sur l'inclinaison des étalages.

bois dur. Ainsi, à Rothehütte, où on n'emploie presque que du bois tendre, l'inclinaison des étales est de 45°; à Rübeland et à Mägdesprung, où on n'emploie que du charbon de bois dur, elle n'est que de 15°, et ces fourneaux sont en même temps les moins élevés.

Sur la construction du creuset et des étales.

La construction du creuset et des étales présente quelques particularités. Les assises qui forment les faces de tuyère et la rustine ont leurs joints, non pas horizontaux, mais perpendiculaires à ces faces. Ces pierres, ainsi que la sole et la dame, sont en grès de Blankenburg. Les étales sont formés d'une espèce de poudingue fait avec des morceaux de grès et de l'argile réfractaire fortement damée; la cuve est en grès bigarré, les pierres taillées en voussoirs ont 0<sup>m</sup>,20 de hauteur et 0<sup>m</sup>,35 de queue. L'intervalle entre la chemise et le massif est garni d'un corroi d'argile et de sable. La partie cylindrique qui termine la cuve est en briques et le massif en grauwacke.

Appareil à chauffer l'air.

L'appareil à chauffer l'air se compose de tuyaux verticaux de 4  $\frac{1}{2}$  pouces de diamètre intérieur, le long desquels la flamme du gueulard est forcée de circuler. On peut remarquer que l'air entre par les tuyaux qui sont le plus loin du gueulard et arrive déjà échauffé dans ceux qui sont le plus exposés à la flamme. C'est là une cause de destruction pour l'appareil; au bout de deux ans les 6 tuyaux de la première rangée étaient complètement hors de service, et les autres avaient à peine souffert. Le même défaut existe aussi à Rothehütte. La réunion des tuyaux verticaux aux deux caisses inférieures et à la caisse supérieure a lieu, comme le montre le dessin, au moyen de tubulures que l'on garnit d'un mastic formé de 3

parties de terre de pipe calcinée, 2 parties de la même crue, 3 parties de limaille de fonte et d'une quantité suffisante de vinaigre. Ce mastic est, dit-on, excellent. La surface de chauffe = 25,66 m. q., et le volume des tuyaux et des caisses = 1,03 m. c. Il paraît, quoique la surface de chauffe soit considérable, que cet appareil est inférieur à celui de Rothehütte et ne convient que lorsque la flamme est très-forte au gueulard, ou lorsqu'on ne souffle qu'une petite quantité d'air, deux circonstances qui se trouvent réunies à Gittelde. La discussion des résultats obtenus avec l'air chaud ne peut pas être ici aussi précise qu'à Rothehütte, et même qu'à Königshütte, à cause de la grande variété dans le lit de fusion et la température de l'air, suivant que l'on marche en fonte pour fer ou en fonte pour acier. Les tableaux suivants montrent au moins dans quel sens agit l'air chaud.

Emploi de l'air chaud.

1° Marche à l'air froid. — Roulement de 361 jours.

Richesse du lit de fusion. . . . .	35,5 p. 0/0
Poids du lit de fusion passé en 24 heures. . . . .	6.668 kil.
Fonte obtenue (32 p. 0/0 de fer de bocard). . . . .	2.368
Charbon consommé ( $\frac{1}{3}$ bois dur, $\frac{2}{3}$ bois tendre). . . . .	4.229
1 de charbon a porté du lit de fusion. . . . .	1,570
1 de fonte a consommé de charbon. . . . .	1,786
Pression du vent 0 <sup>m</sup> ,01622 de mercure = 2 buses de 0 <sup>m</sup> ,04258 de diamètre. . . . .	8 lignes.
Volume d'air lancé par minute (à 0° et 0 <sup>m</sup> ,76). . . . .	7 <sup>m</sup> ,927
Chaque piston faisant par minute 5 $\frac{1}{2}$ oscillations simples, on lance 11 cylindrées = 12 <sup>m</sup> ,471. Il y a donc une perte de 36 p. 0/0, tant à cause de l'espace nuisible qu'à cause des pertes par les tuyaux.	

2° Air chaud.

1836. 53 semaines.

Richesse du lit de fusion. . . . .	35 p. 0/0
------------------------------------	-----------

Poids des matières passées en 24 heures.	5.844 kil.
Fonte obtenue (2,99 p. 0/0 de fer de bocard).	2.005
Charbon brûlé.	2.681
1 de charbon porte du lit de fusion.	2,18
1 de fonte consomme de charbon.	1,34
Température de l'air variable de 60 à 260° R.	
Et la pression de 9 à 13 lignes.	
Diamètre des buses 0 <sup>m</sup> ,04867.	

1837. 42 semaines.

Richesse du lit de fusion.	33,9 p. 0/0
Poids des matières passées en 24 heures.	6.131 kil.
Fonte obtenue (3,18 p. 0/0 de fer de bocard).	2.078
Charbon brûlé.	3.032
1 de charbon porte du lit de fusion.	2,02
1 de fonte consomme de charbon.	1,46
Température de l'air de 40° cent. pour la fonte pour acier et variable de 125 à 300° pour la fonte pour fer.	
Mêmes buses et même pression moyenne qu'en 1836.	

L'air chaud a encore ici apporté une économie de combustible d'environ 21 p.  $\frac{2}{100}$ ; et comme en même temps le nombre des charges a diminué (de 36 par jour à 25 et 28), la production journalière a été réduite de 13,8 p.  $\frac{2}{100}$ .

Examinons quelle a été l'influence de l'air chaud sur la qualité des produits :

Le lit de fusion est composé très-différemment, suivant que l'on veut obtenir de la fonte pour fer ou de la fonte pour acier.

Pour la fonte ordinaire (Roheisen) on charge :

(A)  $\frac{2}{3}$  Brauneisenstein (en volume).

$\frac{2}{3}$  Rotheisenstein.

$\frac{1}{3}$  Rothmergeleisenstein. Ce minerai est calcaire et sert de castine. Ce mélange est très-fusible et convient au commencement d'une campagne. Plus tard on charge :

(B)  $\frac{3}{4}$  Brauneisenstein.  
 $\frac{1}{4}$  Spatheisenstein (pour servir de fondant).  
 $\frac{1}{4}$  Roth-und-mergeleisenstein.

La charge pour la fonte à acier (Rohstahleisen) se compose de :

(C)  $\frac{1}{18}$  à  $\frac{8}{18}$  Brauneisenstein,  
 $\frac{1}{18}$  à  $\frac{1}{18}$  Spatheisenstein.

A l'air froid on cherche à avoir dans le fourneau une allure très-chaude, ce qui oblige de maintenir un nez pour protéger la tuyère : celle-ci est en cuivre. La fonte pour fer doit être d'un gris clair, à petites lamelles, un peu élastique et extrêmement sonore. Ce dernier caractère la distingue parfaitement bien d'une fonte trop grise, qui donne un son sourd sous le marteau. Le fer qui résulte d'une fonte de qualité convenable est nerveux et tenace, quoiqu'un peu dur et aciéreux. Les laitiers d'une bonne allure sont verts et pierreux ; ils prennent une texture spongieuse et dégagent une odeur d'hydrogène sulfuré quand on les arrose d'eau pendant qu'ils sont rouges. Ceux de l'allure froide sont noirs et bulleux, la fonte est blanche et poreuse.

En fonte pour acier on obtient des laitiers extrêmement fusibles ; la fonte est à grandes lames, très-dure, très-cassante et souvent caverneuse.

Avec la charge (A), la température du vent étant de 300 à 325°, l'allure du fourneau fut constamment très-chaude ; on obtint une fonte d'un gris clair à grains fins, fusible, et présentant après le refroidissement une surface concave. A l'affinage elle montra une allure si froide qu'il en résulta une perte considérable de temps et de combustible.

Influence de l'air chaud sur la qualité des produits.



La charge (B), dans les mêmes circonstances de température et de pression, donna également une allure très-chaude; la fonte était compacte, truitée, présentant à la surface des gueuses une petite zone d'un gris clair et à grain fin. Elle était très-fluide, d'un blanc éclatant pendant la coulée, et présentait après le refroidissement une surface concave; elle était peu sonore et presque intraitable à l'affinage. En se bornant à chauffer l'air à 150 ou 200°, on obtint encore une allure chaude; la fonte était blanche, lamelleuse; elle se comporta plus chaudement à l'affinage et donna un fer tenace.

Avec la charge (C), l'air chaud produisit une fonte dans laquelle les grandes lamelles caractéristiques de la fonte pour acier avaient disparu. On a varié de diverses manières la pression, la température et la composition des charges sans pouvoir les reproduire, et, ce qui est plus important, sans pouvoir obtenir de bonne fonte pour acier (1).

On a toujours obtenu à l'affinage un acier très-cru avec une grande dépense de temps et de combustible.

D'après les résultats précédents on emploiera

(1) A l'usine de Sayn, sur les bords du Rhin, l'emploi de l'air chaud dans la fabrication de la fonte pour acier a fait aussi disparaître la structure lamelleuse; il paraît cependant que la fonte n'a pas présenté de différence sensible à l'affinage et a donné d'aussi bon acier. Quoi qu'il en soit, dans un fourneau récemment construit à cette usine pour fabriquer de la fonte pour acier, on n'a pas établi d'appareil à air chaud, parce que la fonte non lamelleuse ne trouve pas de débouchés.

maintenant toujours l'air froid pour fabriquer le Rohstahleisen.

On fabriquera également à l'air froid la fonte ordinaire, mais on laisse subsister l'appareil, soit pour l'employer au commencement d'une campagne et arriver plus vite au roulement normal, soit pour remédier plus facilement aux dérangements accidentels de l'allure du fourneau.

On doit remarquer que l'air chaud a produit à Gittelde des effets dans le même sens qu'à Rothehütte et Königshütte. Ainsi l'économie de combustible, l'allure plus chaude, la lenteur dans la descente des charges, la fonte plus grise et plus liquide, sont des résultats communs à ces trois usines. Mais à Gittelde la nature particulière des minerais a produit cet effet que la fonte, en même temps qu'elle devenait plus grise, devenait plus difficile à affiner. Cet effet ne doit pas être considéré comme défavorable à l'emploi de l'air chaud en général, mais seulement à l'emploi de l'air chaud pour fabriquer la fonte de forge. On a cherché à l'expliquer en supposant que l'air chaud, en produisant une température très-élevée dans l'ouvrage, détermine la réduction d'une plus grande quantité de manganèse qui passe dans la fonte et la rend très-difficile à affiner. Cette cause peut être influente, mais elle n'est pas la seule, car des minerais qui ne sont pas manganésifères donnent pourtant à l'air chaud une fonte en général un peu plus difficile à affiner qu'à l'air froid. Cet effet a été attribué à une combinaison plus abondante du silicium due à l'augmentation de température dans l'ouvrage.

L'usine d'Altenau, située près de la petite ville de ce nom, à moitié chemin de Clausthal au Broc-

Usine  
d'Altenau.

ken, se compose d'un haut-fourneau et d'un atelier de moulage dans lequel on fabrique principalement des objets de chaudronnerie. Les minerais sont du fer oxydé brun et rouge en filons dans le Hornfels auprès d'Andreasberg, ou en amas couchés dans le grunstein, aux environs de Leimbach. Ces minerais sont de mauvaise qualité et renferment de la pyrite et de la galène. Celle-ci est rarement en parties visibles, mais le traitement en grand la met en évidence. Le fer s'empare du soufre, et le plomb mis à nu se sublime; on en a trouvé quelquefois des globules dans les cavités des étalages en démolissant l'intérieur du fourneau après une campagne. Le lit de fusion se compose de minerais siliceux, calcaires et argileux; on y ajoute quelques centièmes de scories de forge; on repasse en outre environ 30 quintaux par semaine de jets de mouleries et de pièces manquées.

Nature  
des minerais.

Dimensions du  
haut-fourneau.

Les principales dimensions du fourneau sont les suivantes :

	mèt.
Hauteur de la sole au gueulard. . . . .	8,18
Diamètre au gueulard. . . . .	1,30
— au ventre. . . . .	2,03
— à la naissance des étalages. . . . .	0,68
— au niveau de la sole. . . . .	0,487

L'ouvrage est à section carrée, l'inclinaison des étalages est de 35°. On ne peut, dit-on, l'augmenter à cause de la légèreté des charbons.

La fonte est moulée ou grenillée; elle ne donne que de mauvais fer à l'affinage. Quand l'atelier de moulage ne marche pas, on coule de 12 en 12 heures; quand il marche, on coule une seule fois à minuit; le jour on puise la fonte presque à chaque instant dans le creuset. Le produit de la coulée de

minuit est grenillée. Voici comment se fait l'opération: le canal en brasque, dans lequel coule la fonte en sortant du creuset, se dirige vers une fosse de 5 pieds de profondeur sur 5 pieds en carré; ce canal est prolongé jusqu'au milieu de la fosse par un conduit en bois garni de brasque et terminé par une espèce d'écumoire percée de 5 ou 6 trous.

Granulation  
de la fonte

Pendant la coulée, un homme armé d'un râteau en fer remue constamment la fonte tombée en grenailles au fond de la fosse. Celle-ci est remplie d'eau, et cette eau doit être sans cesse renouvelée pendant l'opération. On fait arriver d'un côté un courant d'eau froide, tandis que l'eau chaude s'écoule de l'autre par un tuyau de trop plein. L'opération terminée, on vide la fosse en levant une petite vanne, et l'on enlève la fonte; la fonte même la plus douce et la plus grise, soumise à cette opération, devient cassante et presque d'un blanc d'argent dans la cassure.

Ces grenailles sont employées à l'usine à plomb de Frankenscharn.

L'air chaud est employé à Altenau depuis 1836. Faute de place au gueulard, l'appareil a été placé au bas du fourneau à côté de la tuyère et de la machine soufflante; il est chauffé au moyen d'un feu de fagots. Pour porter l'air à une température moyenne de 150° C., on brûle par semaine 3000 fagots de 10 pouces de diamètre sur 3 pieds de longueur et coûtant 25 francs.

Emploi de  
l'air chaud.

L'air chaud a donné dans cette usine les résultats les plus avantageux parce qu'on a pu augmenter la charge de minerai de manière à compenser la lenteur dans la descente des charges. Comme toute la fonte est moulée ou grenillée, on a

trouvé plutôt de l'avantage que de l'inconvénient à la rendre plus grise, parce qu'elle est devenue meilleure pour le moulage. On a pu diminuer la proportion de castine qu'il faut faire venir de très-loin ; c'est en effet un avantage inhérent à l'emploi de l'air chaud de pouvoir faire varier dans des limites étendues la composition du lit de fusion sans cesser d'avoir des laitiers bien fondus.

L'allure du fourneau est constamment plus chaude et surtout plus régulière. Avec l'air froid, quand le fourneau se dérangeait, on obtenait de la fonte d'un blanc d'argent impropre au moulage comme trop peu liquide, impropre à l'affinage comme trop impure ; elle est maintenant toujours grise.

Un seul inconvénient, et qui est bien peu important, c'est que la tuyère de cuivre ne dure que 4 mois au lieu de 8 ou 10 comme à l'air froid ; on n'y forme pas de nez.

Les tableaux suivants permettent de comparer le travail à l'air chaud au travail à l'air froid :

1° Travail à l'air froid. — 1836.

Moyennes de 43 semaines.

Richesse du lit de fusion	$\left\{ \begin{array}{l} \text{d'après les essais.} \\ \text{d'après le rendement en grand.} \end{array} \right.$	33 p. 0/0
		34
Matières fondues en 24 heures. . . . .		8.273 kil.
Fonte obtenue. . . . .		2.822
Charbon consommé (charbon tendre). . .		4.034
Poids du lit de fusion porté par 1 kil. de charbon. . . . .		2,05
Poids de charbon consommé pour 1 de fonte. . . . .		1,43

2° Travail à l'air chaud. — 1836-37.

Moyennes de 37 semaines.

Richesse du lit de fusion	$\left\{ \begin{array}{l} \text{d'après les essais.} \\ \text{d'après le rendement en grand.} \end{array} \right.$	33 p. 0/0
		33,2
Matières fondues en 24 heures. . . . .		9.119 kil.
Fonte obtenue. . . . .		3.027
Charbon consommé (charbon tendre). . .		3.561
Poids du lit de fusion porté par 1 kil. de charbon. . . . .		2,56
Poids du charbon consommé pour 1 de fonte. . . . .		1,18
Température de l'air. . . . .		125 à 180° C.
Pression. . . . .		0 <sup>m</sup> ,0223.
Diamètre. . . . .		0 <sup>m</sup> ,066916.
Volume d'air par minute. . . . .		8 <sup>m</sup> .,466.

La production journalière a augmenté de 7,26 p. 0/0, et la consommation de combustible a diminué de 17,48 p. 0/0.

L'usine de Magdesprung, située à la partie orientale du Hartz dans le duché d'Anhalt, se compose d'un haut-fourneau au bois, marchant principalement en fonte de moulage, d'un cubilot pour la seconde fusion, de quatre feux d'affinerie, d'un four à réchauffer marchant au bois ou à la houille et d'un laminoir pour le petit fer.

Nous ne parlerons ici que du haut-fourneau.

L'intérieur du fourneau est construit tout entier en grès de Blankenburg, les étalages sont remarquables par leur faible inclinaison ; ils sont formés d'une seule assise de pierres dont chacune occupe un secteur de 30°. La veille de mon arrivée à cette usine, le fourneau, qui était en bonne allure et donnait une fonte grise propre au moulage, se déranger subitement et en moins de deux heures donna de la fonte tout à fait blanche et un laitier noir et boursoufflé ; ce-

Usine de  
Magdesprung.

Observation  
sur la forme  
intérieure du  
haut-fourneau.

pendant on n'avait rien changé à la charge. Cet accident fut de courte durée, le soir la fonte était redevenue aussi grise et coulait aussi liquide qu'auparavant. Deux jours après, un accident analogue se reproduisit quoique à un moindre degré : les scories devinrent vertes et la fonte truitée ; ces dérangements doivent être attribués à des chutes de mine, car on observe alors souvent des morceaux de minerai qui passent presque crus devant la tuyère ; on conçoit comment leur contact peut blanchir la fonte et donner des laitiers chargés d'oxyde de fer.

Il est à croire que la faible inclinaison des étales contribue à rendre fréquentes ces chutes de mine.

On pourrait vraisemblablement modifier avec avantage la forme de ce fourneau en élevant un peu plus l'ouvrage ; en inclinant davantage les étales, on obtiendrait sans inconvénient une descente plus rapide des charges. Avec la forme actuelle, la cuve étant très-large du gueulard au ventre et celui-ci peu éloigné de la tuyère, il faut faire descendre les charges lentement pour que le minerai qui arrive presque cru au niveau des étales ait le temps de se préparer. Il doit y avoir en général avantage à placer le ventre aussi haut que possible, de manière que le minerai ait à parcourir, dans le sens vertical, un long espace de plus en plus rétréci, et arrive après une préparation bien graduée au point où se fait la fusion.

Machine  
soufflante.

La machine soufflante se compose de 3 cylindres en fonte, à double effet, placés sur une même ligne parallèle à l'arbre de la roue hydraulique. Cet arbre porte deux engrenages cylindriques dont chacun mène un pignon placé sur un arbre

en fonte ; l'un de ces arbres en fonte porte à son extrémité une manivelle qui, au moyen d'un balancier et d'une bielle, transmet le mouvement à l'un des pistons soufflants ; l'autre en porte deux, une à chaque bout, pour commander de la même manière les deux autres pistons. Chaque manivelle consiste en un volant en fonte, sur la circonférence duquel est fixé un goujon auquel s'adapte la bielle. Quoiqu'il y ait trois pistons, la pression est loin d'être uniforme près des buses ; je l'ai vue varier au moins du simple au double d'un instant à l'autre ; cela provient de ce que la machine est assez mal entretenue.

On traite dans cette usine du fer oxydé rouge et brun et du fer spathique ; celui-ci se trouve en filons au Meisenberg ; il contient de la galène, de la pyrite de fer et de la pyrite cuivreuse. On forme deux lits de fusion ; le plus pauvre et en même temps le plus fusible tient 27 p.  $\frac{2}{100}$  ; on l'emploie surtout lors de la mise en feu ; il donne une bonne fonte de moulage. Lors de mon passage, on était à la 9<sup>e</sup> semaine de la campagne et on obtenait par semaine avec ce lit de fusion 9 à 10.000 kilog. de fer.

Minerais.

Lits de fusion.

Le lit de fusion riche tient 37 p.  $\frac{2}{100}$  à l'état humide et 42 à 44 p.  $\frac{2}{100}$  après dessiccation. Quand le fourneau est en bonne allure, vers le milieu d'une campagne, le roulement est à peu près le suivant :

Matières passées (humides) en		
24 heures. . . . .	7.246 kil.	6.876 kil.
Fonte obtenue. . . . .	2.670	2.502
Charbon brûlé. . . . .	3.669	3.478
1 de charbon fond. . . . .	1,97	1,98
1 de fonte consommée en charbon.	1,37	1,39
2 buses rectangulaires ainsi que les tuyères.		
Pression moyennement 18 lignes.		
Volume d'air par minute 9 <sup>m<sup>c</sup></sup> . 922.		

L'emploi de l'air chaud dans cette usine ne date que de 1837. L'appareil employé porte l'air à 275° C. Je n'ai pu obtenir les résultats comparatifs de la marche à l'air chaud et de la marche à l'air froid. On m'a dit seulement d'une manière générale, que l'air chaud avait permis d'augmenter la charge de minerai, que les charges descendaient plus lentement sans que pourtant le produit journalier fût diminué. La fonte n'a pas paru plus grise ni de meilleure qualité pour le moulage; il est vrai qu'elle possède déjà à l'air froid cette propriété à un haut degré.

L'économie de charbon a été, dit-on, de 27 p.  $\frac{\circ}{\circ}$ ; mais les essais ont duré trop peu longtemps pour que ce chiffre puisse être adopté comme définitif.

A la mise à feu, en 1838, on n'a pas voulu employer de suite l'air chaud de peur de dégrader l'intérieur du fourneau par une chaleur trop brusquement appliquée, de sorte que l'on marchait encore à l'air froid lorsque j'ai visité cette usine à la 9<sup>e</sup> semaine du roulement.

Usine de  
Sollingerhütte.

L'usine dite Sollingerhütte se compose d'un haut-fourneau de 10 mètr., dans lequel on traite du minerai rouge et brun. L'air chaud a été introduit en 1835 dans cette usine; les tableaux suivants permettent d'en apprécier les effets :

*Air froid. Air chaud.*

Moyennes de 35 semaines de roulement.

Poids des matières passées en		
24 heures. . . . .	6.293 kil.	6.539 kil.
Fonte obtenue. . . . .	2.213	2.305
Charbon employé. . . . .	3.338	2.559
1 de charbon a fondu. . . . .	1,87	2,55

1 de fonte a consommé en charbon. . . . .	1,508	1,11
Nombre de charges par jour. . . . .	23,7	18,2
Economie de combustible. . . . .	26,4 p. 0/0.	
Augmentation de production. . . . .	4,2 p. 0/0.	

L'influence de l'air chaud sur la marche du fourneau s'est fait sentir comme dans les autres usines : l'allure est devenue plus chaude, les scories plus liquides, la proportion de fer de bocard a été réduite de 3,5 p.  $\frac{\circ}{\circ}$  à 2,5 p.  $\frac{\circ}{\circ}$ .

Usine dite Steinrennerhütte. N'ayant pu visiter cette usine, je me borne à rapporter les tableaux suivants qui m'ont été communiqués par M. Albert, directeur général des mines et usines du Hanovre :

Usine de Steinrennerhütte.

*Air froid. Air chaud.*

	Roulement de 102 semaines.	Roul. de 12 sem.
Richesse du lit de fusion. . . . .	25 à 26 p. 0/0	23,6 p. 0/0
Poids des matières fondues en		
24 heures. . . . .	6.869 kil.	6.731 kil.
Fonte obtenue. . . . .	1.749	1.590
Charbon employé. . . . .	3.026	2.378
1 de charbon a fondu. . . . .	2,27	2,83
1 de fonte a consommé en charbon. . . . .	1,73	1,49
Nombre de charges par jour. . . . .	29,3	23
Economie de combustible. . . . .		14 p. 0/0.
Diminution dans la production journalière		10 p. 0/0.

Une partie de cette diminution tient à ce que le minerai traité à l'air chaud était plus pauvre qu'à l'air froid. La diminution dans la quantité de matière fondue en 24 heures est seulement de 2 p.  $\frac{\circ}{\circ}$ , et on économise 20 p.  $\frac{\circ}{\circ}$  du combustible nécessaire pour fondre un poids donné du lit de fusion.

Usine de  
Rübeland.

Les hauts-fourneaux des usines de Rübeland et d'Ilseburg, qui appartiennent au Brunswick, n'emploient pas l'air chaud. Je dirai seulement quelques mots de la première, qui présente plusieurs particularités intéressantes.

Elle se compose d'un haut-fourneau, d'un cubilot pour moulage en seconde fusion et de deux feux d'affinerie.

Remarques sur  
les dimensions  
intérieures du  
haut-fourneau.

Le haut-fourneau se fait remarquer par son gueulard très-large et par sa cuve presque cylindrique. On attache une certaine importance à cette forme, parce qu'on prétend qu'il en résulte une régularité bien plus grande dans la descente des charges. Tout l'intérieur du fourneau est en grès de Blankenburg, à l'exception de la partie supérieure de la cuve qui est en briques sur une hauteur de 5 pieds; les étalages sont comme à Mägdesprung, inclinés seulement de 15°. On a essayé, dit-on, mais sans succès, de leur donner une plus grande inclinaison; on prétend que la descente des charges devient trop rapide, l'allure du fourneau trop froide et la fonte moins grise et moins propre au moulage. Un meilleur remède serait probablement de rétrécir l'ouvrage et d'élever de quelques pouces la naissance des étalages.

Machine  
soufflante.

La machine soufflante alimente à la fois le haut-fourneau, le cubilot et les deux feux d'affinerie; elle se compose de 3 cylindres en fonte à double effet dont les pistons sont mis en mouvement au moyen de bielles et de balanciers.

Nature  
des minerais.

On traite dans cette usine des minerais oxydés rouges ou bruns et un peu de minerai magnétique; ils proviennent tous des mêmes gisements: ils sont en amas couchés en relation avec la roche

de Blatterstein; le minerai hydraté, vers les affleurements; le minerai rouge et le minerai magnétique, dans la profondeur. On emploie pour fondant un minerai calcaire tenant 18 à 20 p.  $\frac{2}{3}$ ; les autres minerais sont siliceux ou argileux.

Depuis 1831 on a construit un creuset-puisard d'après le modèle de celui de Malapane en Silésie; mais la nature de la fonte n'a pas permis de l'employer sans modification.

Quoique bien liquide et de bonne qualité pour le moulage, elle s'épaissit promptement dans le creuset, de sorte que toutes les fois que l'on voulait puiser de la fonte, il fallait percer une croûte qui se formait à la surface malgré le fraïsil dont on avait le soin de la tenir couverte. Pour y remédier, on fut obligé d'exhausser le canal de communication jusqu'à quelques pouces seulement au-dessous du plan supérieur de la dame, afin que les laitiers pussent passer avec la fonte dans le creuset puisard. On est parvenu ainsi à maintenir la fonte bien liquide, mais ce n'est qu'en perdant le principal avantage attaché à l'emploi du creuset-puisard, qui est de pouvoir puiser de la fonte à chaque instant sans arrêter le vent. Le travail des mouleurs doit être organisé de manière qu'on ne vienne jamais puiser assez de fonte pour faire baisser la surface du bain au-dessous de la partie supérieure du canal, ce qui donnerait passage au vent et obligerait d'arrêter les soufflets chaque fois que l'on voudrait puiser de la fonte. Ainsi modifié, le puisard n'est pour ainsi dire plus qu'un appendice du creuset, ne servant qu'à lui donner une plus grande capacité.

Ainsi qu'il a été dit plus haut, le haut-fourneau de Rübeland n'emploie pas l'air chaud, quoique

Emploi d'un  
creuset puisard.

dans cette même usine l'air chaud ait offert de grands avantages au cubilot et au feu d'allinerie.

Roulement du haut-fourneau.

Le tableau suivant donne le roulement du mois de septembre 1838 ; ce roulement peut être considéré comme représentant la marche ordinaire du fourneau :

*Roulement de 35 jours.*

Richesse du lit de fusion. . . . .	32,8 p. 0/0.	
	Dans tout le mois.	En 24 heures.
Poids du lit de fusion. . . . .	254.977 kil.	7.285 kil.
Fonte obtenue. . . . .	83.763	2.393
Charbon consommé (charbon dur). . . . .	121.998	3.486
Nombre de charges. . . . .	1.106	31,6
1 de charbon porte du lit de fusion. . .	2,09	
1 de fonte consommée en charbon. . . .	1,456	
Tuyère de 33 lignes sur 21.		
Buses de 32 — — 20 = 0 <sup>m</sup> ,002602		
Pression variant de 12 à 16 lignes, en moyenne 14 lignes = 0 <sup>m</sup> ,02838.		
Volume d'air par minute, à 0° et 0 <sup>m</sup> ,76. .	11 <sup>m</sup> ,c.421.	

Il est bien vraisemblable que l'air chaud amènerait une économie de combustible ; car la quantité de charbon consommée pour produire un quintal de fonte est plus grande que dans toutes les usines où l'air chaud est actuellement employé, et moindre qu'autrefois à Königshütte, Gittelde et plusieurs autres.

Premiers essais de l'emploi du bois en nature.

Quand j'ai visité cette usine on commençait quelques essais pour substituer au charbon de bois le bois torréfié ou simplement desséché. On avait remplacé d'abord  $\frac{1}{2}$  du charbon (en volume), puis la moitié, par un égal volume de bois torréfié et ensuite de bois simplement desséché auprès du gueulard. Ces essais, qui ne duraient que depuis

trois jours, n'avaient encore conduit à aucun résultat important. La fonte conservait ses qualités ordinaires et la production journalière avait plutôt augmenté que diminué, résultat singulier qui n'était probablement qu'accidentel.

## CHAPITRE II.

### TRAVAIL DANS LES CUBILOTS.

Les usines de Magdesprung et de Rübeland sont de toutes celles du Hartz les seules qui aient des cubilots. La plupart des objets sont moulés en première fusion, et il n'existe pas de fonderie indépendante de hauts-fourneaux. Les jets de moulerie, les grenailles retirées des laitiers, les pièces manquées sont dans les autres usines repassées par petites portions dans le fourneau, soumises à l'affinage ou enfin employées dans les usines à plomb à la réduction de la galène.

Le cubilot de Rübeland marche à l'air chaud ; l'appareil établi au gueulard ressemble, par la forme générale, à celui connu sous le nom d'appareil Talyer, mais il en diffère en ce que l'air passe *successivement* par tous les tuyaux demi-circulaires.

Cubilot de Rübeland.

Ce cubilot est remarquable par sa grande hauteur ; il n'y a qu'une seule buse demi-circulaire de 2<sup>no</sup> de diamètre. On souffle avec une pression de 18 lignes de mercure. On se sert rarement de ce cubilot quand le haut-fourneau est en feu. On y passe principalement les débris de moulerie. Je donne ici les résultats d'un fondage à l'air froid et d'un fondage à l'air chaud.

Travail à l'air chaud et à l'air froid.

1<sup>o</sup> Marche à l'air froid.

60 quintaux = 6.600 livres ont été passés en 20 heures ;  
soit par heure 330 livres.

On a consommé	{	pour remplir et	600 livr. de charbon.
		échauffer le	
		fourneau . . .	
		pour la fusion	2.650
		de la fonte. . .	
			<u>3.250</u>

Sur 100 de fonte passés dans le fourneau on	
obtient, objets moulés. . . . .	72,5
Pièces manquées et jets de moulerie. . . . .	22,3
Déchet. . . . .	5,2
	<u>100,0</u>

Abstraction faite de la quantité de charbon nécessaire pour la mise en train, une partie de charbon fond 2,49 de fonte.

2<sup>o</sup> Marche à l'air chaud.

163 quint. 50 livres = 17.980 livres ont été passés en  
45 heures, soit par heure 399 livres.

On a consommé	{	pour la mise en	600 livr. de charbon.
		train. . . . .	
		pour la fusion. 5.800	
			<u>6.400</u>

Sur 100 de fonte on a, objets moulés et débris, dans le	
même rapport à peu près qu'à l'air froid. . . . .	93,5
Déchet. . . . .	6,5
	<u>100,0</u>

1 de charbon a fondu 3,10 de fonte.

*Effets de l'air chaud.*

Augmentation de production dans un temps donné  
20,9 p. 0/0. Economie de combustible 19,6 p. 0/0. Faible  
accroissement de déchet.

On charge dans le cubilot, par petites portions

à la fois, environ 10 fois par heure. Une charge se  
compose à peu près de 13 livres de charbon et  
40 livres de fonte; on ajoute une petite quantité  
de castine, j'ignore dans quelle proportion. Elle a  
pour but de donner plus de liquidité au peu de  
scories qui se forment soit aux dépens des parois  
du fourneau, soit au moyen du sable qui adhère  
souvent à la fonte.

Le cubilot de Mägdesprung diffère assez peu  
par ses dimensions de celui de Rübeland. L'ap-  
pareil à chauffer l'air est aussi disposé de la même  
manière immédiatement au-dessus du gueulard.  
Les effets de l'air chaud ont été dans le même  
sens qu'à Rübeland, mais je n'ai pu obtenir des  
nombres positifs.

Il paraît qu'une partie de charbon fond 3,57  
parties de fonte. Sur 100 parties de fonte passées  
dans le fourneau on obtient à peu près :

Objets moulés. . . . .	67,6
Jets et pièces manquées. . . . .	25,7
Déchet. . . . .	6,7
	<u>100,0</u>

Les cubilots de Mägdesprung et de Rübeland  
sont tous deux remarquables par leur grande  
hauteur et leur peu de largeur. Leur grande hau-  
teur a pour objet d'économiser le combustible en  
profitant autant que possible de la chaleur portée  
par le courant d'air dans la partie supérieure de  
la cuve. On a admis qu'il fallait des cubilots d'au-  
tant plus hauts que le charbon employé est plus  
léger. La fonte, étant beaucoup plus lourde, tend  
à le déplacer et à gagner promptement le bas du  
fourneau; il faut donc que si quelques morceaux  
viennent à descendre plus vite que le charbon sur

Cubilot de  
Mägdesprung.

Remarque sur la  
forme intérieure  
des cubilots de  
Rübeland et de  
Mägdesprung.



lequel on les a chargés, ils puissent toujours s'échauffer graduellement, de manière à arriver devant la tuyère possédant une température suffisante.

La consommation du combustible à Mägdesprung est de 23 p. o/o, tandis qu'elle est de 40 p. o/o à Rübeland. Cette différence peut s'expliquer du moins en partie par les différences entre les dimensions intérieures des deux cubilots. Celui de Rübeland étant très-large au niveau de la tuyère et le ventre étant situé très-peu au-dessus, il faut, pour produire une température élevée dans toute cette région, activer la combustion en injectant une grande masse d'air avec une forte pression; il résulte de l'injection de cette grande masse d'air une combustion inutile d'une portion de charbon dans les parties plus élevées de la cuve.

La forme du cubilot de Mägdesprung, où le ventre est placé à plus de 4 pieds au-dessus de la tuyère, et dont la cuve se rétrécit graduellement jusqu'au niveau de cette tuyère, semble beaucoup plus rationnelle que la forme adoptée à Rübeland.

( La suite à la prochaine livraison. )

## NOTICE

### *Sur le traitement métallurgique des schistes cuivreux du pays de Mansfeld.*

Par M. LE CHATELIER, Aspirant-Ingénieur des mines.

Les minerais qui alimentent les usines du pays de Mansfeld sont les schistes bitumineux et cuivreux qui sont exploités à la base de la formation du zechstein. La matière métallique, qui se compose presque exclusivement de cuivre pyriteux et panaché, est entièrement disséminée dans la masse. Ces schistes sont pauvres en cuivre, mais leur forte teneur en argent, estimée par rapport à la quantité de cuivre, en fait un minerai précieux. Le gisement, l'exploitation et le traitement de ces schistes ont déjà été décrits dans les *Annales des Mines* par M. Manès, 1<sup>re</sup> série, tome IX; cette notice est destinée principalement à faire connaître les améliorations qui ont été apportées au traitement métallurgique depuis cette époque (1), telles que la substitution de hauts-fourneaux à étalages aux anciens demi-hauts-fourneaux, l'emploi de l'air chaud, le moulage en briquettes, l'établissement définitif d'une usine d'amalgamation, etc... L'extraction de l'argent renfermé dans

(1) Elle est extraite d'un mémoire plus détaillé sur *l'exploitation et le traitement métallurgique des schistes cuivreux du pays de Mansfeld*, fait à la fin de la campagne de 1838.

les schistes cuivreux se fait actuellement par deux méthodes différentes : la liquation et l'amalgamation ; l'avantage de ce dernier procédé étant bien constaté par une expérience de quinze années, on se propose maintenant de substituer à l'usine de liquation un second atelier d'amalgamation. Dans les deux cas, les schistes sont soumis à une fonte crue, et la matte qui en résulte est immédiatement amalgamée ou traitée pour cuivre noir qui est soumis ultérieurement à la liquation.

*De la fonte crue.*

**Grillage.**

Les schistes apportés de la mine sont de suite jetés sur les tas de grillage qui ont des dimensions très-variables ; ils sont plats et très-étendus en surface ; ils ont 1 mètre à 1<sup>m</sup>,50 de hauteur, et contiennent de 600 à 800 fuders (à 60 quintaux le fuder). On met à la partie inférieure du tas un lit de fagots pour l'allumer ; le bitume des schistes suffit pour entretenir la combustion pendant toute la durée du grillage, qui est de deux à quatre mois, suivant la saison. La consommation en fagots est extrêmement faible ; elle ne s'élève qu'à 0,41 p.  $\frac{\circ}{\circ}$  du poids des schistes, ou à 5 p.  $\frac{\circ}{\circ}$  du poids de la matte qu'ils rendent à la fonte.

Le grillage des schistes n'occasionne pas une dépense notable, et il est utile pour la marche du fourneau ; on a essayé de les charger sans les grilles, mais le dégagement des vapeurs a produit un refroidissement considérable et des engorgements dans la cuve du fourneau ; on a été obligé de revenir à l'ancienne méthode. La perte de poids dans le grillage est de 13 p.  $\frac{\circ}{\circ}$  pour les schistes fondus à l'usine de Leimbach ; d'après cela, s'il y avait une amélioration à introduire dans

cette opération, ce serait de l'exécuter près des puits d'extraction et non pas à l'usine ; on éviterait ainsi de transporter 13 p.  $\frac{\circ}{\circ}$  du poids total à une distance qui est souvent de plusieurs lieues, et par des chemins difficiles.

Le schiste qui forme la gangue du minerai renferme une assez grande proportion de calcaire, et se fond très-facilement avec une addition d'environ 10 p.  $\frac{\circ}{\circ}$  de spath fluor. A l'époque du voyage de M. Manès, les fourneaux dans lesquels s'exécutait la fonte crue étaient de forme trapézoïdale avec un léger renflement à la tuyère ; ils avaient 14 pieds de hauteur, les autres dimensions étaient les suivantes (1) :

De la fonte  
des schistes.

	Largeur à la poitrine.		Largeur au fond.		Profondeur.	
	Pi.	po.	Pi.	po.	Pi.	po.
<i>Au gueulard.</i>	1	»	1	9	2	1
<i>A la tuyère.</i>	1	9	2	5	2	4
<i>A la sole.</i>	1	6	2	»	2	»

La quantité d'air lancée par les soufflets en bois et par une seule tuyère était de 200 pieds cubes par minute. Ces résultats se rapportent à la Creuzhütte près Leimbach.

Depuis dix à douze ans on a substitué avec beaucoup d'avantage à ces anciens fournaux des fournaux semblables, pour la forme de leurs différentes parties, aux hauts-fourneaux à fer ; ils ont des étalages et une cuve circulaires présentant la forme de 2 troncs de cône renversés et réunis par une partie cylindrique qui forme le ventre ;

(1) Les mesures employées dans ce mémoire sont les mesures légales de Prusse, qui ont été déjà indiquées dans un précédent mémoire sur l'emploi de l'air chaud dans les usines à fer de la Haute-Silésie, *Annales des mines*, t. XVI, p. 85.



Soufre. . . . .	0,242	} L'essai par voie sèche, ré- pété deux fois, a donné sur 5 gr. argent { 0,0115 0,0110
Cuivre. . . . .	0,386	
Fer. . . . .	0,227	
Zinc. . . . .	0,037	
Argent. . . . .	0,002	
Cobalt et manganèse. Oxygène, eau hygrométr., perte, etc.	traces. 0,094	
	<hr/> 1,000	

On admet, pour la matre de la Creuzhütte, 43 à 44 livres de cuivre au quintal de 114 livres et 7 à 8 loths d'argent, soit :

Cuivre. . . . .	38,1 p. o/o.
Argent. . . . .	0,0018

Les scories sont vitreuses, parfaitement fondues; elles sont très-visqueuses; elles sont colorées en bleu par l'oxyde de cuivre, et peut-être aussi par du cobalt; lorsque la marche du fourneau est dérangée, on obtient quelquefois des scories rouges, d'un rouge de cuivre, vitreuses, mais non transparentes; elles sont colorées par de l'oxydure de cuivre. On a cru longtemps que cette couleur était l'indice certain d'une plus grande teneur en cuivre, mais cela n'a pas toujours lieu; on a trouvé des scories bleues plus riches que les scories rouges; il faut attribuer ces variations à des circonstances particulières de réduction comparables à celles dans lesquelles se trouvent les verres cuivreux dans les différentes flammes du chalumeau. Les scories sont utilisées pour fabriquer des briques; on les moule en parallépipèdes de 1 pied cube environ; on les emploie aussi, pendant qu'elles sont encore chaudes, pour le chauffage domestique et la cuisson des aliments, dans les maisons qui avoisinent les usines.

On consomme en moyenne, à l'air froid, à la

Creuzhütte, 21 à 22 tonnes de charbon et 7 à 8 tonnes de coke par fuder de schistes, ou pour 60 quintaux de lit de fusion; 1 de charbon peut fondre en moyenne 3,3 de lit de fusion. Pour fondre un fuder de schiste, il faut en moyenne 5<sup>h</sup>,6 au charbon de bois, et 4<sup>h</sup>,8 au coke.

Dans l'ancien procédé, pour fondre un lit de fusion de 48 quintaux, il fallait 19 tonnes  $\frac{1}{2}$  de charbon de bois, ou 6 tonnes  $\frac{1}{2}$  de coke, et dans le premier cas 16 heures de temps, dans le second 15 heures. Pour ce lit de fusion de 60 quintaux il aurait fallu au charbon de bois 24 tonnes  $\frac{1}{2}$  de charbon et 20 heures; avec les nouveaux fourneaux on économise donc 3 tonnes de charbon et 15 heures de temps.

Le personnel des ouvriers pour un haut-fourneau se compose actuellement en 24 heures :

De 2 fondeurs. }	} travaillant par postes de 12 heures.
2 chargeurs. }	
2 aides. . . }	
2 rouleurs pour amener les schistes pendant le jour.	

Les résultats favorables obtenus dans les diverses usines de l'Allemagne, et surtout dans les usines à plomb, cuivre et argent de Freyberg, par la substitution de l'air chaud à l'air froid, devaient faire présumer qu'on obtiendrait les mêmes avantages pour la fonte crue des schistes. Les premiers essais ont été faits à l'usine à cuivre de Sangerhausen, à deux lieues d'Eisleben; ces essais, commencés en 1836, ont eu un succès complet, assuré maintenant par trois ans de pratique. Les mêmes essais n'ont été faits à l'usine de Leimbach (Creuzhütte) qu'en 1838; on a obtenu le même succès. Dans cette usine on n'a rien changé à la conduite du fourneau; on a seulement élargi

*Emploi de  
l'air chaud.*

le creuset; on a porté sa largeur de 2 pieds et 2<sup>pi</sup>. 6<sup>po</sup>. à 2<sup>pi</sup>. 4<sup>po</sup>. et 2<sup>pi</sup>. 10<sup>po</sup>.; on a conservé les buses ordinaires en fonte de 2<sup>po</sup>. de diamètre, et la pression est restée égale à 15 loths par pouce carré en moyenne, et variable de 13 à 18 loths. La température de l'air était en moyenne de 200° R.; le maximum a été de 260° R. L'air est chauffé dans un appareil placé entre la machine soufflante et le fourneau: il se compose de 5 étages de caisses quadrangulaires en fonte, placées horizontalement sur des traverses en fonte; il y a 4 caisses à chaque étage; elles sont isolées les unes des autres; mais la face forme saillie sur les côtés, et les rebords ainsi formés ferment tout passage à la flamme d'un étage à l'autre. Les caisses sont réunies d'un étage à l'autre par des tuyaux coudés, isolés de la capacité intérieure du fourneau par un mur en briques; l'air arrive par un tuyau horizontal sur lequel s'embranchent les tuyaux qui vont porter l'air aux 4 caisses de l'étage supérieur; de même 4 tuyaux adaptés sur les caisses inférieures amènent l'air dans un seul tuyau qui le conduit immédiatement aux tuyères. On brûle des fagots de branchages sur une grille placée à la partie inférieure: la flamme vient lécher successivement le fond des caisses de chaque étage et s'échappe par une cheminée. On consume, par fuder de schistes, 17 à 18 douzaines de fagots à 2 silbergros la douzaine; il faut deux hommes en 24 heures pour entretenir l'appareil; ils reçoivent chacun 7 silbergros par jour. Le tableau suivant donne les résultats de la fonte à l'air froid et à l'air chaud pendant une semaine de roulement:

DATE.	Nombre de fuders.	Nombre d'heures.	CHARRON de bois.		POIDS du charbon, à 90 liv. la tonne.	FONDANTS.		MATTE cruc produite.	Fonle de fer.	Engorgements de fourneau.	CHASSES.		Brasque imprégnée de matle cruc.
			Charges.	Tonnes.	qtr. liv.	Chaux fluatée.	Scories de la matle.	qtr. liv.	qtr. liv.	qtr. liv.	Gros.	Menn.	qtr. liv.
<i>Air froid.</i> 7 <sup>e</sup> semaine du 4 <sup>e</sup> trimestre de 1837.	30	169	6,5	6,5	552	30	30	151	2	3	39	3	82
Pour 1 fuder.	1	5,63	22,5	22,5	18	6	1	5	2	13,4	1	14,2	88
<i>Air chaud.</i> 5 <sup>e</sup> semaine du 3 <sup>e</sup> trimestre de 1838.	34	176 ½	5,12	5,12	418	187	34	152	2	4	44	4	27
Pour 1 fuder.	1	5,19	15,06	15,06	11	5,5	1	4	9,2	16	1	33	19

On voit en jetant les yeux sur ce tableau que l'emploi de l'air chaud a produit une économie de temps de 8 à 9 p.  $\frac{2}{3}$ , et une économie de combustible de 33,1 p.  $\frac{2}{3}$ ;

L'économie d'argent est de 16,3 p.  $\frac{2}{3}$ .

La matte est plus riche en cuivre de  $\frac{3}{4}$  à  $3 \frac{1}{4}$  livres, les scories ne sont pas plus riches, elles retiennent toujours un quart de loth au quintal. On n'a fait encore qu'une campagne d'essai; on ne sait pas encore quelle influence l'emploi de l'air chaud aura sur la durée du fourneau: les tuyères en fonte se conservent bien, seulement il faut les regarnir plus souvent d'argile par derrière; les mattes et les scories sortent plus liquides du fourneau, et montrent qu'il y a élévation de température dans l'intérieur; l'apparition plus fréquente du feu derrière les tuyères en est également l'indice. Le gueulard étant toujours obscur, même à l'air froid, on ne peut pas juger de l'abaissement de température qu'il doit éprouver. L'air est lancé par les mêmes buses qu'à l'air froid et sous la même pression; sa masse est bien plus faible; le volume d'air mesuré à la température et à la pression ordinaires, qui est égal à 23 mètres cubes à l'air froid, n'est plus que de 12<sup>m.c.</sup>,5 à l'air chaud; en augmentant la masse d'air lancé dans cette dernière circonstance, il n'y a pas de doute qu'on augmentera considérablement la production journalière. La cause des effets économiques de l'air chaud est, dans ce cas comme dans tous les autres, la conséquence de l'accroissement d'énergie chimique de l'air qui se dépouille plus rapidement de son oxygène, et détermine la concentration de la chaleur dans un plus petit espace au-dessus de la tuyère.

Comme on l'a indiqué plus haut, les premiers essais pour l'emploi de l'air chaud dans les fourneaux de fonte crue ont été entrepris à l'usine à cuivre de Sangerhausen, près d'Eisleben. Les minerais qu'on y traite sont des schistes cuivreux, comme dans les autres usines du pays; mais le schiste cuivreux n'est pas seul métallifère: le *weissliegende*, qui forme le mur de la couche de schiste, est également imprégné de minerai; il renferme 6 à 9 p. 0/0 de cuivre; on l'exploite en même temps que le schiste. Les morceaux riches sont séparés à la main et fondus immédiatement; le reste, réduit en sable et lavé. La couche calcaire qui est au-dessus du schiste, et qu'on désigne sous le nom de *Dach*, est aussi métallifère; on l'ajoute au lit de fusion comme fondant. Les minerais du *weissliegende* sont quartzueux, et par conséquent réfractaires; ils entrent pour  $\frac{1}{4}$  ordinairement dans le lit de fusion. Leur présence nécessite l'addition d'une assez grande quantité de spath fluor; il donne naissance à une quantité très-notable d'acide fluo-silicique, à tel point que toutes les vitres de l'atelier sont fortement attaquées. La fonte se fait dans des fourneaux semblables à ceux de la Creuzhütte. L'usine a été rebâtie en 1836: elle se compose de deux hauts-fourneaux pour la fonte crue, et un demi-haut-fourneau pour le travail du cuivre noir. Les hauts-fourneaux ont, depuis la sole jusqu'au gueulard, 18 pieds; il n'y a qu'une tuyère à 30 pouces au-dessus de la sole; elle est presque horizontale. La buse a 2 pouces de diamètre; l'ouvrage est quadrangulaire, et le reste circulaire. La largeur, au gueulard, est de 2 pieds; à la sole, 2 pieds, et à la naissance des étalages, 2<sup>pi</sup>-8<sup>po</sup>. La

Usine de  
Sangerhausen.

Fonte crue  
à l'air chaud.

pression ordinaire de l'air est de 1 liv. à 1 liv.  $\frac{1}{4}$ . A l'air froid, la tuyère est obscure; elle a un nez de 4 à 5 pouces; elle est brillante à l'air chaud, et il est nécessaire de la refroidir souvent pour l'empêcher de fondre; il est nécessaire de la régarnir plus souvent; elle est en cuivre. Les appareils se composent de 5 caisses superposées, dans lesquelles l'air circule de haut en bas. Dans les résultats qui suivent, la température a été, en moyenne, de 230° R. Un fourneau produit par jour 9 à 13 quintaux de matte crue renfermant 55 à 58 p. o/o de cuivre, et 4 à 4  $\frac{1}{2}$  loths d'argent. La matte et le cuivre noir, qui renferme 8 à 9 loths, sont trop pauvres pour être amalgamés ou liquatés avec bénéfice; la matte est traitée immédiatement pour cuivre noir.

Le lit de fusion se compose actuellement de :

4	charretées de minerai quartzeux en morceaux.
4	<i>id.</i> <i>id.</i> en schlich.
11	<i>id.</i> de schistes grillés.
11	<i>id.</i> de schistes menus moulés en briquettes.
2	<i>id.</i> de minerai calcaire ( <i>Dach</i> ).

Le lit de fusion forme un fuder dont le poids moyen est de 50 à 55 quintaux; on y ajoute 5 quintaux de spath fluor comme fondant. La proportion du minerai quartzeux aux schistes est de 1 à 3. On emploie pour combustible le charbon de bois.

Le tableau ci-joint indique les résultats comparatifs de 18 mois de traitement, tantôt à l'air froid, tantôt à l'air chaud.

FOURNEAU SUPÉRIEUR DANS L'ANCIENNE USINE, n° 1.

DATE des essais.	QUANTITÉ de lit de fusion chargée.	RAPPORT des minerais quartzeux aux schistes.	CHARBON de bois consommé.	MATTE crue produite.	TENEUR de la matte crue en cuivre.	CUIVRE raffiné produit.		DÉPENSE de temps.	FRAIS de la fonte crue.	
						Qlx.	Liv.		Tbal.	S.G. Pfcna.
1836. — 1 <sup>er</sup> trimestre. 3 semaines. <i>Air froid</i> . Pour 1 fuder.	22	1 : 3	502	117 $\frac{1}{2}$ 5,34	46 $\frac{2}{3}$	46	80	504	366	11 4
1836. — 1 <sup>er</sup> et 2 <sup>e</sup> trimestres. 6 sem. n° 1. <i>Air froid</i> . 17 sem. n° 2 et 3. <i>Air chaud</i> . Pour 1 fuder.	66	1 : 3	1.539	370 $\frac{1}{2}$ 5,61	50,3	158	79	1.080	1.130	17 6
1837. — 1 <sup>er</sup> et 2 <sup>e</sup> trimestres. 13 semaines. <i>Air chaud</i> . Pour 1 fuder.	1	"	23,32	"	"	2	44,5	25,45	17	3 10,82
1837. — 1 <sup>er</sup> et 2 <sup>e</sup> trimestres. 12 semaines. <i>Air froid</i> . Pour 1 fuder.	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"
1837. — 3 <sup>e</sup> et 4 <sup>e</sup> trimestres. 19 semaines. <i>Air chaud</i> . Pour 1 fuder.	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"
1837. — 3 <sup>e</sup> et 4 <sup>e</sup> trimestres. 5 semaines. <i>Air froid</i> . Pour 1 fuder.	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"

\* Une mesure de charbon se compose de 3 charges, et est égale à 9/7 de tonne; la tonne de charbon pèse environ 90 livres.

FOURNEAU SUPÉRIEUR DANS LA NOUVELLE USINE, n° 2.

DATE des essais.	QUANTITÉ de lit de fusion chargée.	RAPPORT des minerais quartzeux aux schistes.	CHARBON de bois consommé.	MATTE crue produite.	TENEUR en cuivre de la matte crue.	CUIVRE raffiné produit.		DÉPENSE de temps.	FRAIS de la fonte crue.		
						Qlx.	Liv.		Heures.	Thal.	S. g.
1836. — 1 <sup>er</sup> trimestre. . . . . 3 semaines. <i>Air froid.</i> . . . . Pour 1 fuder. . . . .	23 1	1 : 3 "	519 23,00	122 $\frac{1}{4}$ 5,34	47 $\frac{1}{4}$ "	49 2	47 16	504 21,9	393 17	11 3	6 1
1836. — 1 <sup>er</sup> et 2 <sup>e</sup> trimestres. 17 sem. n° 1. <i>Air froid.</i> . . . . n° 2 et 3. <i>Air chaud.</i> . . . . Pour 1 fuder. . . . .	174 $\frac{1}{2}$ 1	1 : 22 1 : 3,43 "	3.076 17,62	977 $\frac{1}{2}$ 5,60	52,12 "	434 2	73 54	2.856 16,36	2.397 13	11 22	6 1,91
1837. — 1 <sup>er</sup> et 2 <sup>e</sup> trimestres. 13 semaines. <i>Air chaud.</i> . . . . Pour 1 fuder. . . . .	142 $\frac{1}{2}$ 1	1 : 3 "	2.377 16,68	760 $\frac{1}{2}$ 5,34	50,30 "	326 2	16 31,75	2.184 15,32	1.857 13	10 1	2 0,22
1837. — 1 <sup>er</sup> et 2 <sup>e</sup> trimestres. 12 semaines. <i>Air froid.</i> . . . . Pour 1 fuder. . . . .	141 1	1 : 3 "	2.949 20,91	776 $\frac{1}{2}$ 5,50	48,50 "	320 2	10 29,71	2.016 14,30	2.140 15	9 5	" 4,6
1837. — 3 <sup>e</sup> et 4 <sup>e</sup> trimestres. 19 semaines. <i>Air chaud.</i> . . . . Pour 1 fuder. . . . .	233 $\frac{1}{2}$ 1	1 : 3 "	3.519 15,07	1.181 $\frac{1}{8}$ 5,06	48,58 "	488 2	73 10,20	3.192 13,67	2.701 11	28 17	6 1,74
1837. — 3 <sup>e</sup> et 4 <sup>e</sup> trimestres. 5 semaines. <i>Air froid.</i> . . . . Pour 1 fuder. . . . .	55 1	1 : 3 "	1.092 $\frac{1}{8}$ 19,86	294 $\frac{1}{4}$ 5,35	48,80 "	122 2	36 24,66	840 15,28	800 14	2 16	6 4,91

270

TRAITEMENT DES SCHISTES CUIVREUX

FOURNEAU INFÉRIEUR DANS LA NOUVELLE USINE, n° 3.

DATE des essais.	QUANTITÉ de lits de fusion chargée.	RAPPORT des minerais quartzeux aux schistes.	CHARBON de bois consommé.	MATTE crue produite.	TENEUR en cuivre de la matte crue.	CUIVRE raffiné produit.		DÉPENSE de temps.	FRAIS de la fonte crue.		
						Qlx.	Liv.		Heures.	Thal.	S. g.
1836. — 1 <sup>er</sup> trimestre. . . . . 3 semaines. <i>Air froid.</i> . . . . Pour 1 fuder. . . . .	26 1	1 : 3 "	588 22,61	135 $\frac{1}{4}$ 5,20	42 $\frac{3}{4}$ "	53 2	85 8	504 19,4	433 16	12 20	6 1
1836. — 1 <sup>er</sup> et 2 <sup>e</sup> trimestres. 17 sem. n° 1. <i>Air froid.</i> . . . . n° 2 et 3. <i>Air chaud.</i> . . . . Pour 1 fuder. . . . .	163 1	1 : 22 1 : 3,45 "	2.921 17,92	930 $\frac{1}{8}$ 5,79	51,58 "	409 2	13 56,09	2.856 17,52	2.291 14	11 1	4 8,71
1837. — 1 <sup>er</sup> et 2 <sup>e</sup> trimestres. 13 semaines. <i>Air chaud.</i> . . . . Pour 1 fuder. . . . .	149 1	1 : 3 "	2.441 16,38	803 5,39	50,38 "	344 2	50 34,30	2.184 14,66	1.901 12	15 22	8 10,28
1837. — 1 <sup>er</sup> et 2 <sup>e</sup> trimestres. 12 semaines. <i>Air froid.</i> . . . . Pour 1 fuder. . . . .	133 1	1 : 3 "	2.797 21,03	726 5,46	48,50 "	299 2	102 28,06	2.016 15,16	2.037 15	3 9	" 6
1837. — 3 <sup>e</sup> et 4 <sup>e</sup> trimestres. 19 semaines. <i>Air chaud.</i> . . . . Pour 1 fuder. . . . .	223 1	1 : 3 "	3.423 15,31	1.165 $\frac{1}{8}$ 5,21	48,32 "	480 2	2 16,25	3.192 14,28	2.546 11	28 11	6 10,47
1837. — 3 <sup>e</sup> et 4 <sup>e</sup> trimestres. 5 semaines. <i>Air froid.</i> . . . . Pour 1 fuder. . . . .	54 1	1 : 3 "	1.078 19,96	286 $\frac{1}{8}$ 5,30	48,80 "	118 2	54 21,39	840 15,55	790 14	5 18	6 11,90

DU PAYS DE MANSFIELD,

271



En jetant les yeux sur ces tableaux, on voit qu'il est résulté de l'emploi de l'air chaud une triple économie : de combustible, de temps, et par suite, d'argent. Pour pouvoir faire une comparaison exacte, il faut prendre ensemble les résultats de 1836, et ensemble les résultats des trois dernières cases de 1837. En 1837, on a commencé à mouler en briquettes les schlichs et le schiste menu, et delà il est résulté une économie très-notable qui a fait adopter définitivement ce procédé : c'est pour cela que les consommations de 1837, soit à l'air froid, soit à l'air chaud, sont plus faibles que celles de 1836.

Pour le fourneau n° 2, en 1836, on trouve par fuder :

Une économie de charbon de . . .	Mesures.	5,38	soit	23 p. 0/0.
— de temps . . . . .	Heures.	5,54	—	24 —
— d'argent . . . . .	Th. s. g. pf.	3 10 12	—	19 —

En 1837, pour le même fourneau, pour les 1<sup>er</sup> et 2<sup>e</sup> trimestres, à l'air froid, et les 3<sup>e</sup> et 4<sup>e</sup>, à l'air chaud, on a, en faveur de l'air chaud :

Economie de charbon . . . . .	Mesures.	5,84	soit	27 p. 0/0.
— de temps . . . . .	Heure.	0,63	—	40 —
— d'argent . . . . .	Th. s. g. pf.	3 18 3	—	23 —

En supposant une économie moyenne de 13 fr. par fuder, pour une production de 571 fuders, le fourneau n° 2 aurait donné à lui seul 7.423 francs d'économie.

Les minerais traités à Sangerhausen renferment une assez forte proportion de menu provenant du lavage et de l'abattage ; en outre, le lavage donne des schlichs et des schlamms. Ces matières pulvérulentes donnaient lieu à des pertes notables par entraînement, à des engorgements, à des chutes de minerai qui produisaient un enrichissement mécanique de scories, à une marche irrégulière, etc. L'emploi des briquettes a remédié à ces inconvénients, et a produit une économie de combustible et de temps, de telle sorte que, balance faite de l'augmentation de main-d'œuvre et de la diminution de consommation, etc., il y a une économie très-importante. Les essais ont été faits dans les deux fourneaux qui marchaient à l'air chaud ; on a préféré l'emploi de deux fourneaux différents, l'un pour les essais, l'autre pour le contrôle, à l'emploi d'un seul fourneau dont la marche ne se maintient pas toujours la même ; seulement, pour rendre la marche des deux fourneaux aussi comparable que possible, on l'a observée pendant deux semaines avant et deux semaines après les essais. En prenant la moyenne des résultats, on a pu faire une petite correction, et tenir compte de la différence que les deux fourneaux présentaient naturellement pour la consommation de temps et de combustible.

Pour un fuder, les fourneaux exigeaient :

	N° I.	N° II.
	Avant les essais.	Avant les essais.
Charbon . . . . .	24 <sup>ton.</sup> , 52	25 <sup>ton.</sup> , 29
Heures . . . . .	1 <sup>h.</sup> , 30	15 <sup>h.</sup> , 60
	Après les essais.	Après les essais.
Charbon . . . . .	22 <sup>ton.</sup> , 74	22 <sup>ton.</sup> , 86
Heures . . . . .	15 <sup>h.</sup> , 60	16 <sup>h.</sup> , 00
Avantage moyen du n° I sur le n° II :		
	0 <sup>ton.</sup> , 42 de charbon et 0 <sup>h.</sup> , 88 de temps.	

Moulage du menu en briquettes.

Les minerais qui devaient servir aux essais ont été répartis exactement, charretée à charretée, entre les deux fourneaux. La provision de chacun se composait de :

Quint.	livr.		Fuders.
561	00	schistes ordinaires grillés. . . . .	11
190	94	minerais quartzeux. . . . .	3
59	60	— calcaires ( <i>Dach</i> ). . . . .	1
45	70	schlichs et schlamms. . . . .	1
857			16

Le poids du fuder étant en moyenne de 54 quintaux.

Les minerais quartzeux ont été réduits en morceaux de la grosseur d'une noix; le schiste calcaire a été cassé plus grossièrement. Le schiste menu a été séparé du gros, d'abord au râteau, ensuite au crible; on a séparé ainsi tous les morceaux plus gros qu'une lentille; le reste, qui formait le menu, a été moulé en briquettes avec les schlichs et les schlamms; il formait les  $\frac{4}{7}$  en poids et les  $\frac{5}{9}$  en volume des 11 fuders de schistes. Pour faire complètement le mélange, on a étalé le menu sur le sol, sur une hauteur de 1 pied, et par dessus on a répandu les schlichs et les schlamms; on a recoupé le tout à six reprises différentes. Pour cette première opération, les frais se sont élevés à 25 s. gr. Ce mélange fut ensuite réduit en pâte par l'addition d'une quantité d'eau convenable, et moulé en *briquettes* ou *petits pains* que les ouvriers façonnaient dans leurs mains, et portaient ensuite sur des planches à sécher. On a préféré le moulage dans les mains au moulage dans des moules rectangulaires en bois, semblables à ceux qu'on emploie pour la tourbe, parce que le mélange étant pétri sans addition de chaux ou d'argile pour former liant, la solidité des briquettes rectangulaires

n'aurait pas été assez grande; dans le transport et le chargement, les angles se seraient brisés et auraient donné naissance de nouveau à une grande quantité de menu. L'expérience ayant bientôt appris ce qu'un ouvrier pouvait faire dans un jour, on a pu donner ce travail à marchandage, à l'exception toutefois du pétrissage, qui exige un très-grand soin. Pour 5 douzaines de briquettes desséchées, un ouvrier recevait 9 pfennings; un enfant, 6 pfennings. La dépense totale, pour 1.575 douzaines de briquettes, s'est élevée à 6 th. 28 s. gr. La dessiccation a été opérée sur des planches placées en étagère et soutenues par des briques. Par un beau temps, la dessiccation peut se faire en deux ou trois jours; elles sont alors assez solides pour qu'on puisse les transporter au fourneau et les charger sans les briser.

On a fait à dessein les essais à l'air chaud dans le fourneau n° 2, qui se trouvait dans un état d'infériorité par rapport au n° 1. Dans l'autre fourneau, les schistes, les schlichs et les schlamms ont été chargés comme à l'ordinaire: on n'a employé comme fondant que la chaux fluatée mesurée en poids. Les charbons ont été employés frais et répartis tonne à tonne entre les deux fourneaux. Après les essais, comme avant, on avait eu le soin de nettoyer complètement le fourneau en y faisant passer 6 charges de scories. Les crasses qui restaient de la dernière coulée ont été refondues dans un petit fourneau à manche, et la matte crue ainsi obtenue a été réunie à la masse totale.

Les 16 fuders ont donné les résultats suivants.

*Tome XVII, 1840.*

	FOURNEAU n° I.		N° II (briquettes).	
	Quint.	livres.	Quint.	livr.
Nombre de charges. . . . .	824		782	
Durée de la campagne. . . . .	242	heures.	229	heures.
Matte produite. . . . .	71	59,5	74	74,5
Teneur en cuivre au quintal de 110 livr.		63		61 $\frac{1}{2}$
Cuivre total rassemblé dans la matte. . . . .	40	107,1	41	82,6
Poids des scories. . . . .	903		921	
Richesse en cuivre des scories au quint. de 110 livres. . . . .		Loths. 7,5		Loths. 6,75
Cuivre total des scories.	1	101,6	1	84,3
Fonte de fer. . . . .	10	75	9	60
Consommation de spath fluor. . . . .	268	6	233	5
— de charbon. . . . .	Tonnes. 339,75		Tonnes. 318	

A l'inspection seule de ce tableau on voit de suite qu'il y a eu :

*Augmentation de production journalière,*  
*— du rendement des minerais,*  
*Appauvrissement des scories,*  
*Economie de fondant,*  
*Economie de combustible.*

En ramenant les résultats du n° II à ce qu'ils auraient donné si sa marche eût été entièrement semblable à celle du n° I, on a eu pour la durée de la campagne 215 heures, et pour la consommation de combustible 311 tonnes. L'économie de temps est donc de 11 p. o/o, et celle de combustible de 8,4 p. o/o. En faisant abstraction de l'économie de temps, et par suite de l'économie de combustible à brûler dans l'appareil à chauffer l'air, on a, pour l'économie d'argent, le détail suivant :

	Thaler, s. gros, pf.		
Pour 5 liv. 35 de cuivre produit en plus et dont le prix doit être évalué au moins à 26 thalers le quintal. . . . .	1	7	11
Pour 1 quint. 77 liv. de fondant économisé à 5 s. gr. 9 pf. le quintal. . . . .	»	9	10
pour 1 tonne, 78 de charbon, à 16 s. gr la tonne. . . . .	»	28	9
Total. . . . .	2 <sup>th.</sup>	16 <sup>s. gr.</sup>	4 <sup>pf.</sup>
Dont il faut retrancher pour les frais de moulage des briquettes. . . . .	»	18	»
Reste. . . . .	1	28	4

L'économie d'argent s'élève donc à 1<sup>th.</sup> 28<sup>s. gr.</sup> 4<sup>pf.</sup> = 7 fr. 28 par fuder de minerai, ce qui, pour une production de 600 fuders par an, procurerait pour chaque fourneau une augmentation de bénéfice de 4 à 5.000 fr.

L'économie doit être plus grande maintenant que le moulage en briquettes est adopté comme procédé courant, et que l'usine doit être pourvue des appareils nécessaires à cette opération (1).

*De l'amalgamation de la matte crue.*

Les premiers essais d'amalgamation de la matte de cuivre datent de la fin du siècle dernier; cette question avait fixé l'attention de Born et Gellert, qui avaient introduit la méthode d'amalgamation, le premier en Hongrie, le deuxième à Freyberg; ils avaient entrepris des essais pour l'amalgamation de la matte de cuivre à Ulmanka et Freyberg, mais ces premières tentatives laissaient beaucoup à désirer. L'administration géné-

(1) Ces renseignements sur l'usine de Sangerhausen sont extraits du *Bergwerksfreund d'Eisleben*.

rale des mines du pays de Mansfeld, qui traite actuellement environ 34.000 quintaux de matte pour argent, avait le plus grand intérêt à la solution de cette question; les essais entrepris par ses ordres ont enfin été couronnés de succès, et maintenant la moitié de la matte crue est amalgamée dans l'usine de Gottesbelohnung, près Hettstädt, et l'on compte bientôt en établir une deuxième pour remplacer l'usine de liquation. L'usine de Gottesbelohnung a été établie sur le plan de celle d'Halsbrück à Freyberg. Je terminerai cette note en rapportant ici les renseignements qu'une journée de séjour sur cette usine m'a permis de recueillir.

L'usine se compose d'un grand bâtiment rectangulaire à deux étages; au rez-de-chaussée se trouvent: une machine à vapeur à basse pression, de 36 chevaux de force, qui fait marcher tout l'atelier, 3 fours de grillage, 7 tonneaux d'amalgamation, et 4 tonneaux de débouillage pour rassembler le mercure disséminé dans le résidu. Au premier étage se trouvent: des séchoirs, un atelier pour le moulage en briquettes des résidus appauvris par l'amalgamation, un atelier pour le pétrissage de la matte avec les réactifs, un moulin à 5 paires de meules et un crible à bascule pour la matte déjà grillée une fois, etc. Le transport d'un étage à l'autre se fait au moyen de poulies et de câbles mis en mouvement par la machine. Comme accessoire, l'usine d'amalgamation contient, dans un bâtiment séparé, une fonderie avec deux demi-hauts-fourneaux pour la fonte du cuivre noir, et 4 petits foyers pour le raffinage.

La matte est amenée à l'usine par morceaux de la grosseur du poing. Elle est bocardée à sec sous

1° Réduction en farine. Rohmahlen.

un bocard ouvert sur le devant; l'ouvrier chargé de l'opération rejette sans cesse la matte non broyée sous les pilons.

La matte ainsi pilée est criblée sur un tamis métallique assez grossier, ce qui reste dessus est repassé au bocard. La poussière qui a traversé le crible est jetée sur un crible très-fin à 1.444 trous par pouce carré. Ce crible, de forme rectangulaire, est enfermé dans une caisse en bois; un mécanisme particulier en relation avec la machine à vapeur lui imprime des secousses qui font passer la farine à travers les mailles et font tomber le gros à la partie inférieure du plan incliné. Ces grains grossiers sont réduits en farine dans un moulin composé de deux paires de meules en granite à surfaces unies. Ces moulins sont construits comme les moulins à blé; la matière arrive par un sac de toile, pénètre par l'axe de la meule volante, et s'échappe par la circonférence. La matte en s'échauffant graisse les meules et rend cette opération assez difficile. Le bocard donne environ moitié farine; l'autre moitié doit passer sous les moulins. Il y a pour les deux moulins un ouvrier recevant 8 à 10<sup>s-g.</sup> par jour. Le bocardage et le criblage se font à la tâche: on donne 2<sup>th.</sup> 26<sup>s-g.</sup> pour 100 quintaux de matte; le bocard occupe un ouvrier et un aide. Les 2 moulins et le bocard doivent suffire à une consommation journalière de 46 quintaux de matte crue.

Pour dissiper la plus grande partie du soufre et prévenir la formation d'une trop grande quantité d'acide sulfurique dans le grillage avec le sel marin, on fait un grillage préliminaire mais incomplet. Il s'exécute dans des fourneaux hongrois semblables à ceux qu'on emploie à Freyberg. La

2° Grillage préparatoire. Vorrösten.

sole de ces fourneaux est plate, un peu inclinée vers la porte de travail; la chauffe est placée sur le côté. La voûte est très-surbaissée; elle n'est qu'à 18<sup>po</sup>. au-dessus de la sole; celle-ci a une forme quadrangulaire; le côté antérieur est déversé vers la porte pour faciliter le travail dans toutes les parties du fourneau; elle a 7<sup>p</sup>. 6<sup>po</sup>. de large et 7<sup>p</sup>. 10<sup>po</sup>. de profondeur. La grille a 21<sup>po</sup>. de largeur et 6<sup>p</sup>. de longueur; la voute qui la recouvre est à 18<sup>po</sup>. de hauteur. Elle est séparée de la sole par un pont de 6<sup>po</sup>. de hauteur au-dessus de la sole; le passage de la flamme a 1<sup>p</sup>. de hauteur. Il y a des fourneaux simples et doubles; ceux-ci ne diffèrent des premiers que parce qu'ils ont deux soles entièrement semblables et superposées; la flamme passe de l'une sur l'autre et s'échappe ensuite par la cheminée qui est alors au-dessus de la grille. Le minerai chargé sur la sole supérieure éprouve un commencement de grillage et tombe ensuite, par un trou bouché par un tampon d'argile, sur la sole inférieure. La porte de chaque fourneau est garnie d'une plaque en fonte qui forme un seuil saillant, et d'un rouleau en fonte sur lequel reposent les outils pendant le travail. Pour faire le chargement, on appuie sur ce seuil une espèce de table légère en tôle sur laquelle on place la farine crue, on l'introduit ensuite dans le fourneau avec une pelle en fer; on décharge en amenant sous le seuil un petit chariot en tôle dans lequel on fait tomber, au moyen d'un râble, la farine déjà grillée. On charge dans les fourneaux de chaque espèce 3 quintaux de farine crue; on brûle sur les fourneaux à 2 soles, 45 fagots en 2 heures  $\frac{1}{4}$ , et, sur les fourneaux à une sole, 90 fagots en 4 heures. La mesure de 60 fagots pèse

de 2 à 2  $\frac{1}{2}$  quintaux. La flamme, en sortant du fourneau, va circuler dans des conduits en briques recouverts de plaques de fonte et qui chauffent les séchoirs. Les seuls outils dont on se serve sont une pelle en fer, un râble et un râteau à 4 dents écartées de 0<sup>m</sup>, 10. Ces outils ont 0<sup>m</sup>, 60 de largeur et 3<sup>m</sup> de longueur; ils sont terminés par un long manche en bois.

La farine retirée du fourneau est humectée lorsqu'elle est encore chaude; elle est élevée ensuite au premier étage, où elle est soumise au pétrissage.

	Grammes.
Cette matte grillée, traitée par l'eau régale, m'a donné sur 5 grammes : sulfate de baryte. . . . .	0,66
Par l'acide muriatique, 5 grammes donnent : sulfate de baryte. . . . .	0,52
Correspondant à une quantité d'acide sulfurique tout formé, égale à. . . . .	0,178
Il reste pour la matte non décomposée : sulfate de baryte. . . . .	0,14
— et soufre. . . . .	0,019
La matte crue renfermant 24,2 p. 0/0 de soufre, la quantité de matte non décomposée est, sur 5 grammes. . . . .	0,078
Soit 1,5 p. 0/0. Ce résultat est un cas extrême, mais la proportion de matte non grillée ne dépasse pas 4 à 5 p. 0/0.	

L'argent se trouve dans la matte grillée, pour la plus grande partie, à l'état métallique; l'ammoniaque n'enlève qu'une très-faible quantité d'oxyde d'argent, qui se trouve probablement à l'état de sulfate.

La matte crue a donné à l'essai. . . . .	0,00225 d'argent.
Et la matte grillée. . . . .	0,00265

Les fumées du grillage, qui se composent en grande partie de chaux introduite dans les chemi-

nées pour condenser l'acide sulfurique, renferment. . . . . 0,00075 d'argent.

3° Dupétrissage.  
Einsümpfung.

Cette opération s'exécute, dans une chambre particulière, dans deux caisses en bois de 4<sup>m</sup> de longueur, 1<sup>m</sup>,10 de largeur et 0<sup>m</sup>,60 de profondeur. La farine est mêlée grossièrement avec 11 à 12 parties de carbonate de chaux en farine et 9 à 10 p. 0/0 de sel marin pulvérisé. Elle est entassée à l'une des extrémité de la caisse, et 2 ouvriers armés de bèches *en cuivre* la poussent à l'autre extrémité en la brassant avec une quantité d'eau suffisante pour en faire une boue consistante. Dès que le mélange commence à se faire, il y a une effervescence d'acide carbonique; on continue à brasser la matière jusqu'à ce que ce dégagement soit terminé, et on l'abandonne ensuite à elle-même; sa température s'élève d'une manière notable, et elle finit par prendre à la manière du plâtre. Au bout de 12 heures on l'enlève et on la porte dans des séchoirs particuliers où la dessiccation complète s'opère en 24 heures.

L'addition du sel marin a pour but la transformation de l'argent en chlorure d'argent, et l'addition de la chaux la destruction complète des sels métalliques, et en particulier des sels de cuivre qui, dans les tonneaux d'amalgamation, se décomposeraient et souilleraient l'amalgame; elle sert en même temps à régénérer, ou plutôt à préserver le chlorure de sodium, dont la présence est nécessaire dans les tonneaux d'amalgamation pour activer la décomposition du chlorure d'argent. Lorsqu'on fait le mélange avec l'eau, les sulfates de cuivre et de fer se décomposent, et de là résulte le dégagement d'acide carbonique; en même temps il se forme du sulfate de chaux

qui cristallise en absorbant de l'eau, et détermine l'échauffement et la solidification de la masse. On attribue à ce mélange par voie humide plus d'importance qu'il n'en a probablement: on suppose qu'il s'y produit la même réaction que dans l'amalgamation américaine; que les sulfates de cuivre et de fer, réagissant sur le sel marin, se transforment en chlorides qui se décomposent en changeant l'argent métallique en chlorure; mais le temps manque pour que cette réaction puisse se produire d'une manière complète: la chaux neutralise les sulfates avant qu'elle puisse se produire. Un échantillon de ce mélange, essayé par voie sèche, a donné, sur 10 grammes, argent, 0<sup>gr</sup>,0215; d'un autre côté, 10 grammes, traités par l'ammoniaque jusqu'à épuisement complet, ont donné à l'essai, argent 0<sup>gr</sup>,0195. La quantité d'argent soluble dans l'ammoniaque est donc seulement, sur 10 grammes, 0<sup>gr</sup>,00020; soit 9 p. 0/0 de la quantité totale d'argent. En tenant compte de la quantité d'argent qui était immédiatement soluble dans l'ammoniaque avant le mélange, on voit que cette opération n'a qu'une bien faible influence sur la chloruration de l'argent. Sa principale utilité est de produire un mélange intime des matières, d'imprégner de sel marin toutes les particules de matte, de telle sorte que rien ne puisse échapper à l'action du chlore, ce qui n'aurait jamais lieu d'une manière aussi complète dans un mélange exécuté à sec.

La matière desséchée est passée entre deux cylindres qui la désagrègent, et ensuite dans un moulin composé de cinq paires de meules en granite. Chaque paire peut moudre 15 quintaux en 24 heures. Cette farine est blutée sur un crible

4° Réduction  
en farine.  
Klarmachen ou  
Gaarmahlen.

incliné mis en mouvement par la machine, et présentant 2.916 trous par pouce carré.

5<sup>o</sup> Grillage  
définitif.  
Gaarrösten.

La farine est soumise à un nouveau grillage qui a pour but la décomposition des dernières parties de matte, et la transformation de l'argent en chlorure. Ce grillage se fait comme le premier, dans le même four et avec les mêmes outils. On charge dans le fourneau 3 quintaux de matte (non compris les réactifs ajoutés), et l'opération dure 2 heures  $\frac{3}{4}$ ; on consomme 90 fagots. Lorsque l'ouvrier qui dirige le grillage juge qu'il tire à sa fin, il fait les essais pour reconnaître l'état de l'opération. Il prend, avec une cuiller en fer, une partie de la matière grillée et la pulvérise; il en met une portion dans une soucoupe en porcelaine et la délaye avec de l'eau de manière à en faire une boue liquide; il y verse ensuite un peu de mercure bien propre, et broie le tout avec un petit pilon de cuivre; il ajoute de l'eau, et enlève par décantation les matières pulvérulentes; il ne reste que les grains de matte les plus gros avec le mercure. C'est aux apparences que présente ce mercure qu'on juge de l'état de l'opération.

1<sup>o</sup> Si la surface du mercure est recouverte d'une peau grise, que les globules métalliques restent disséminés sans se rassembler, et s'ils font queue, il n'y a pas eu assez de réactifs ajoutés; il faut en remettre une autre portion, en augmentant toutefois la proportion de calcaire.

2<sup>o</sup> Si le mercure se rassemble facilement en un seul globule dont la surface reste d'un blanc mat, faisant queue lorsqu'on l'agite, mais sans se disséminer en globules, l'opération est arrivée au point convenable, et on s'empresse de sortir la matière du fourneau. Lorsqu'il y a trop de réactifs, il se

forme une peau mince d'un jaune clair; le globule de mercure conserve du reste tous ses autres caractères.

3<sup>o</sup> Lorsque le mercure se rassemble en un globule rond et brillant, qui ne fait pas queue lorsqu'on l'agite dans la soucoupe, et auquel s'attachent de petits grains de matte, ou qui se partage en un grand nombre de petites perles brillantes, l'opération n'est pas terminée: il faut encore chauffer quelque temps en poussant le feu plus activement.

La farine grillée est soumise immédiatement à l'amalgamation; la décomposition des sulfures étant déjà presque complète dans le premier grillage, il n'y a pas à craindre, dans le deuxième grillage, que la matte s'agglomère, et il est inutile de la passer de nouveau dans les moulins. L'amalgamation se fait dans des tonneaux en bois qui ont été construits sur le modèle des tonneaux de Freyberg. Les manipulations pour emplir et vider les tonneaux sont aussi les mêmes qu'à Freyberg. Les tonneaux ont de 20 à 21 pieds cubes de capacité; on y charge 6 quintaux de matte, y compris les réactifs; on ajoute 1  $\frac{3}{4}$  quintal à 2 quintaux d'eau chaude à 40°; on ferme les tonneaux et on les fait tourner 4 heures pour former une boue homogène. Pendant toute l'opération, on ne fait faire aux tonneaux que 12 à 14 tours par minute. Les tonneaux renferment des rondelles de fer forgé, ayant la forme de disques aplatis, de 1 pouce de diamètre environ; on fait en sorte qu'il y en ait toujours environ  $\frac{5}{4}$  de quintal: ces disques, en roulant dans le tonneau, accélèrent la formation de la boue. La température du mélange se maintient environ à 20°. Au bout

6<sup>o</sup> Amalgamation.  
Verquicken.

de 4 heures, on introduit 4 quintaux de mercure, et on tourne 20 heures sans augmenter la rapidité des tonneaux. La température s'élève à 25° ou 30°. On examine de temps en temps l'état de la bouillie qui remplit le tonneau, et on ajoute de l'eau si elle n'a pas la consistance nécessaire; on évite toujours, autant que possible, d'ajouter une nouvelle quantité de farine. Au bout de 20 heures après l'introduction de la matre, on arrête les tonneaux, on achève de les remplir d'eau, et on tourne encore 4 heures pour rassembler le mercure; mais on ne fait plus faire aux tonneaux que 8 à 10 tours par minute. On enlève ensuite successivement le mercure et les boues.

7° Filtration  
de l'amalgame.  
*Filtriren.*

Le mercure est filtré dans une poche de coutil sur laquelle il vient couler à mesure qu'il s'échappe des tonneaux. Le mercure se sépare d'abord par son propre poids; un ouvrier achève de le faire filtrer en tordant la poche et la pressant entre ses mains; il reste un amalgame solide renfermant 12 à 13 p.  $\frac{2}{3}$  d'argent.

8° Distillation.  
*Ausglühen.*

L'amalgame est distillé dans des cornues de fonte munies d'une allonge verticale en fonte plongeant dans un baquet plein d'eau; les vapeurs mercurielles se condensent dans l'allonge et au contact de l'eau.

L'argent d'assiette ainsi obtenu est refondu dans un creuset de graphite, où il se débarrasse des traces de mercure qu'il renfermait encore; la température est ménagée dans la cornue de manière à éviter la fusion de l'argent; il est très-pur et ne renferme qu'un peu de cuivre et des traces de fer. Un échantillon d'amalgame, après calcination et fusion du résidu, a donné par l'analyse;

Argent. . . . .	0,944
Cuivre. . . . .	0,026
Fer. . . . .	traces.
	<hr/>
	0,970

Cette grande pureté de l'argent d'assiette est due en partie à l'addition de la chaux qui prévient dans les tonneaux la dissolution de sels métalliques précipitables par le fer. L'argent qui provient des mines du pays de Mansfeld est envoyé à la monnaie de Berlin, où il sert à frapper des pièces d'un thaler qui portent une légende destinée à rappeler leur origine, *Segen des Mansfelder Bergbaues.*

Les boues se rendent en sortant des tonneaux d'amalgamation dans des cuves coniques, dans l'axe desquelles plonge un arbre vertical armé d'une herse en fer; une cuve sert pour deux tonneaux; on achève de la remplir avec de l'eau; la herse est mise en mouvement par la machine à vapeur; en tournant dans la cuve, elle met toute la matre en mouvement et détermine au fond le dépôt d'une nouvelle quantité de mercure. La herse tourne pendant 10 heures avec une vitesse de 10 à 15 tours par minute; on vide la cuve au moyen de bondes placées à des hauteurs différentes; on ouvre successivement les bondes à mesure que les boues s'appauvrissent en mercure; on enlève tous les mois l'amalgame qui s'est déposé au fond de la cuve: il est beaucoup plus impur que l'amalgame des tonneaux, et on le traite à part.

Lavage du résidu  
d'amalga-  
mation.

Les boues se rendent dans des canaux de dépôt où on les laisse séjourner quelque temps; le résidu se dépose assez rapidement et on le retire encore humide; on le mélange avec 13 p.  $\frac{2}{3}$  d'ar-

Moulage  
du résidu



gile en poussière et on le moule en briquettes; il est ensuite traité pour cuivre noir et cuivre rosette dans une usine annexée à l'usine d'amalgamation.

Des pertes  
de métal.

Le résidu d'amalgamation ne renferme en moyenne que 0,00016 d'argent; la matte crue renferme d'un autre côté 0,00225 d'argent; la perte est donc de 7 p.  $\frac{0}{100}$  de la quantité totale d'argent renfermé dans la matte crue. Le cuivre rouge renferme en moyenne 0,00046 d'argent fin; le résidu renferme 25 p.  $\frac{0}{100}$  de cuivre. Dans le résidu d'amalgamation l'argent se trouve à l'état de chlorure d'argent non réduit, et d'argent métallique non dissous par le mercure; enfin, une autre partie doit être entraînée dans le résidu à l'état d'amalgame qui reste disséminé dans la matte sans se rassembler pendant le lavage dans les cuves. On estime que par quintal de cuivre rouge la perte totale surpasse 2 loths, soit 11 à 12 p.  $\frac{0}{100}$  de la quantité totale d'argent renfermée dans la matte; les  $\frac{3}{4}$  environ de cette perte restent dans le résidu, le reste est perdu dans le grillage et toutes les manipulations.

A Freyberg, l'appauvrissement des minerais est plus grand; il ne reste que 3 à 4  $\frac{1}{2}$  p.  $\frac{0}{100}$  de l'argent dans les résidus, et la perte totale est resserrée entre 5 à 9 p.  $\frac{0}{100}$  de la teneur totale.

A Gottesbelohnung, la perte de mercure est en moyenne de 8 livres pour 100 quintaux de matte; dans le budget de l'usine on admet 11 livres de perte, et on les répartit ainsi :

Dans l'amalgamation. . . . .	9 livres.
— la distillation. . . . .	1
— la fonte. . . . .	1

Des essais faits en grand en 1829 ont donné une perte de 7<sup>l</sup>,52 ainsi répartie :

	Livres.
Dans l'amalgamation. . . . .	6,39
— la distillation. . . . .	0,09
— la fonte de l'argent d'assiette. . . . .	1,04

La consommation de fer s'est élevée en 1837 à 5<sup>l</sup>,73 pour 100 quintaux de matte, soit 20 parties de fer pour 100 parties d'argent extraites de la matte; théoriquement on ne devrait consommer que 18,9 parties de fer pour 100 d'argent; la différence est extrêmement petite; on consomme à Freyberg 60 parties de fer pour 100 parties d'argent. Cette faible consommation de fer à Gottesbelohnung tient à l'addition de chaux qui neutralise le cuivre dans les tonneaux d'amalgamation.

L'amalgamation présente sur l'ancien procédé un avantage incontestable; on peut en juger par les nombres suivants. Par quintal de cuivre raffiné on abandonne à chaque usine 9 loths d'argent à déduire sur la teneur en argent déterminée par les essais en petit; elles ont donc pour payer les frais de traitement et former leurs bénéfices ces 9 loths d'argent, plus le gain qu'elles font sur les essais, soit en cuivre, soit en argent; on leur tient compte aussi du prix de vente du cuivre au delà d'un taux déterminé. La recette se compose donc, par quintal de cuivre raffiné :

Comparaison  
des procédés  
d'amalgama-  
tion et de li-  
quation.

	Pour l'usine de liquation.		Pour l'usine d'amalgamation.	
	Th.	s.g. pf.	Th.	s.g. pf.
De 9 <sup>lots</sup> d'argent à 13 <sup>th.</sup> 10 <sup>s.</sup> le marc. . . . .	7	15	»	7 15
Plus haut prix de vente du cuivre. . . . .	»	1 4,07	»	15
Gain en cuivre sur les essais. Gain en argent (métal) sur les essais. . . . .	»	»	»	8 2
	»	10 5	»	25 2,3
Recette totale. . . . .	7 26	9,07	9 3	4,3
Prix de revient du quintal de cuivre (y compris les dé- penses de la machine à va- peur pour l'usine d'amal- gamation). . . . .	6 18	18,9	5 9	5,79
Bénéfice. . . . .	1 7	10,13	3 23	10,51

Ces résultats comprennent pour l'usine de liquation l'intervalle de 1833 à 1836; pour l'usine d'amalgamation, de 1826 à 1837. Le prix du plomb ayant beaucoup augmenté depuis la guerre civile en Espagne, l'avantage de l'amalgamation est encore plus grand maintenant, quoique le prix du sel se soit également élevé.

Le tableau précédent donne en faveur de l'amalgamation une différence de 2<sup>th.</sup> 16<sup>s.</sup>; on a eu, pour 1838, 3<sup>th.</sup> 1<sup>s.</sup> 8<sup>pf.</sup>. En tenant compte à 3 p. o/o de l'intérêt du capital engagé dans la construction et l'établissement de l'usine d'amalgamation, capital qui s'élève à 111.600 thalers, le bénéfice de l'usine d'amalgamation sur celle de liquation se réduit à 2<sup>th.</sup> 18<sup>s.</sup> 3<sup>pf.</sup>; l'usine étant établie depuis plusieurs siècles, le capital doit être considéré comme amorti. Ces nombres ne représentent pas d'une manière absolue l'avantage du premier procédé sur le second, car dans celui-ci

on opère sur le cuivre noir, et il faudrait tenir compte des dépenses nécessaires pour la transformation de la matte en cuivre noir dans les usines de fonte crue.

Cette supériorité bien constatée de l'amalgamation a décidé l'administration des usines à substituer une nouvelle usine d'amalgamation à celle de liquation; en l'établissant sur l'emplacement de celle-ci, on pourra employer la force motrice qui restera disponible et éviter la construction d'une machine à vapeur dont l'entretien coûte à Gottesbelohnung 8.406 thalers par campagne.

*Du raffinage au petit foyer, à l'air chaud.*

L'emploi de l'air chaud pour la fabrication du cuivre rosette a été essayé, mais sans succès, à l'usine de Sangerhausen, dont il a déjà été question dans cette note. Ces essais ont été faits avec le plus grand soin; j'en emprunte les résultats au *Bergwerksfreund*.

On a fait 3 séries d'essais; pour les rendre aussi comparables que possible, on a eu la précaution, en levant les gâteaux de cuivre noir, de les placer alternativement sur deux tas différents, de telle sorte que l'un contint tous les gâteaux d'ordre pair, l'autre tous ceux d'ordre impair; on a pesé les deux tas et on a rétabli la balance en prenant des morceaux sur l'un pour reporter sur l'autre. On a opéré avec des charbons de même qualité. Le tableau suivant présente le résultat des 3 séries pour 1 quintal de cuivre noir soumis au raffinage.

	PREMIER ESSAI. 138 quint. 75 liv.		DEUXIÈME ESSAI. 109 quint. 15 liv. 5.		TROISIÈME ESSAI. 123 quint. 70 liv., 5.		MOYENNE DES 3 ESSAIS. 371 quint. 51 liv.	
	Air froid.	Air chaud.	Air froid.	Air chaud.	Air froid.	Air chaud.	Air froid.	Air chaud.
Charbon de pin . . . . .	tonne. 0,76	tonne. 0,93	tonne. 0,78	tonne. 0,84	tonne. 0,75	tonne. 0,81	tonne. 0,76	tonne. 0,85
Cuivre raffiné (quint. de 110 liv.).	liv. 105,63	liv. 102,70	liv. 102,47	liv. 99,41	liv. 104,32	liv. 101,94	liv. 104,37	liv. 101,48
Cuivre extrait des crasses. . . . .	3,60	3,63	4,97	3,67	4,07	3,80	4,16	3,70
Déchet en cuivre raffiné. . . . .	4,37	7,30	7,33	10,59	5,68	8,06	5,73	8,52
Déchet définitif. . . . .	0,77	3,67	2,55	6,92	1,61	4,26	1,57	4,83
Temps employé. . . . .	heure. 0,52	heure. 0,63	heure. 0,52	heure. 0,62	heure. 0,60	heure. 0,64	heure. 0,55	heure. 0,63
Dépense en charbon consommé. . . . .	th. s.g. pf. 0 15 4	th. s.g. pf. 0 18 6	th. s.g. pf. 0 15 8	th. s.g. pf. 0 16 10	th. s.g. pf. 0 14 11	th. s.g. pf. 0 16 2	th. s.g. pf. 0 13 3	th. s.g. pf. 0 17 2
Cuivre perdu à 30 th. le quintal.	1 6 3	1 2 2	2 0 11	1 26 9	2 13 2	1 4 10	2 12 10	1 9 6
Salaires. . . . .	2 6 3	2 4 11	2 4 10	2 4 9	2 4 11	2 4 10	2 4 11	2 4 10
Échauffement de l'appareil. . . . .	2 2 2	2 2 5	2 2 2	2 2 6	2 2 2	2 2 5	2 2 5	2 2 5
Dépense totale. . . . .	th. s.g. pf. 26 6	th. s.g. pf. 1 23 10	th. s.g. pf. 1 11 5	th. s.g. pf. 2 18 10	th. s.g. pf. 1 3 0	th. s.g. pf. 1 26 3	th. s.g. pf. 1 3 0	th. s.g. pf. 2 1 11
Avantage de l'air froid. . . . .	0 th. 27 s.g. 4 p.f.		1 th. 27 s.g. 5 p.f.		0 th. 23 s.g. 3 p.f.		0 th. 28 s.g. 1 p.f.	

Pendant ces essais l'air a été maintenu à une température de 282° à 241° Réaumur.

En jetant les yeux sur les nombres qui précèdent, on voit que l'air chaud a eu le désavantage; la consommation de charbon a été plus grande qu'à l'air froid, la durée de l'opération plus grande, et, ce qu'il y a de plus important, le déchet beaucoup plus considérable; par suite, la dépense totale a été presque doublée. En outre le cuivre était moins bon, les rosettes se levaient mal, et le foyer se dégradait beaucoup plus. Ces résultats ont semblé décisifs et on a renoncé, à Sangerhausen, à l'emploi de l'air chaud. Les essais n'ont peut-être pas été suffisamment prolongés et variés; avec plus de persévérance on serait peut-être arrivé à des résultats moins désavantageux; ce qui semblerait l'indiquer, c'est que la consommation de charbon à l'air chaud a été en diminuant dans les 3 essais, et c'est pour le 3<sup>e</sup> essai que le désavantage total a été le moindre.

A Grünthal en Saxe (usine de liquation), les essais pour le raffinage ont été également infructueux.

## MÉMOIRE

*Sur la soufflerie du haut-fourneau de la fonderie de Niederbronn, mue par une machine à vapeur, dont les chaudières sont chauffées par la flamme du gueulard de ce haut-fourneau ;*

Par M. Eugène FLACHAT.

La soufflerie du haut-fourneau de Niederbronn (Bas-Rhin), établie en 1837, est destinée à lancer de l'air dans le haut-fourneau et les wilkinsons de la fonderie; elle est mise en mouvement par une machine à vapeur de la force de 20 chevaux, dont les chaudières, établies au niveau de la plate-forme du fourneau, sont chauffées par la flamme du gueulard.

Le système de chauffage par la chaleur perdue présente, dans ses applications, des différences assez grandes avec l'emploi de la chaleur directe pour que l'on soit obligé d'adopter certaines dispositions particulières à ce système.

Les problèmes à résoudre sont les suivants :

Employer le plus utilement possible la chaleur due à la combustion des gaz qui s'échappent du gueulard, sans nuire à la marche du fourneau.

Ensuite obvier aux variations d'intensité de calorifique inhérentes même au mode de chargement et de marche d'un haut-fourneau.

Puis éviter les inconvénients et les dangers qu'amèneraient infailliblement les mouvements des maçonneries que subissent les fours des hauts-

fourneaux sous l'influence des hautes températures.

Enfin adopter des dispositions telles qu'on ne soit pas obligé d'arrêter la production de vapeur et la machine, dans le cas où l'on mettrait hors le haut-fourneau.

Pour résoudre le premier problème, nous avons admis comme résultat d'expériences, qu'un mètre carré de surface directe développant 33 kilogrammes de vapeur, et un mètre carré de surface, sous l'influence de la chaleur des gaz enflammés, n'en développant à peu près que la moitié, il ne fallait compter que sur ce dernier produit, et par conséquent accroître beaucoup les surfaces de chauffe, c'est pour cela que les chaudières qui n'étaient destinées qu'à alimenter une machine de 20 chevaux ont été portées aux dimensions employées pour une machine de 40. De plus, comme la chaleur dont nous pouvions disposer n'était due qu'à la combustion des gaz qui s'échappent du haut-fourneau, nous avons dû chercher à favoriser cette combustion. Pour cela nous avons donné de grandes sections aux carneaux (1), afin de diminuer la vitesse d'écoulement des produits de la combustion, et de les exposer plus longtemps au rayonnement des surfaces chaudes et étendues de l'enveloppe réfractaire du massif des fours recevant les chaudières. Ensuite, au-dessous de la porte de chargement, nous avons ménagé une ouverture destinée à permettre l'introduction de l'air extérieur pour ser-

(1) La section des carneaux des bouilleurs est de 37 décimètres carrés, celles des carneaux des chaudières de 50 décimètres carrés.

vir à la combustion des gaz non encore enflammés. De cette manière les gaz inflammables exposés au rayonnement des surfaces chauffées, et trouvant dans l'air extérieur, qui est attiré par le tirage, l'oxygène nécessaire à leur combustion, sont dans les meilleures conditions pour s'enflammer. Cette grande section de carneaux a d'ailleurs un autre but, c'est de permettre le libre écoulement de la grande quantité de flamme et de gaz qui s'échappe du gueulard afin de n'altérer en rien la marche du haut-fourneau.

En second lieu, les variations de température au gueulard sont très-grandes; en effet, au moment de la charge on introduit une grande quantité de charbon et de mine humide qui refroidit les gaz et les empêche de s'enflammer, puis bientôt ce charbon est en ignition et développe une grande chaleur; il fallait donc obvier à ces variations de température, qui auraient infailliblement amené de grandes inégalités dans la production de vapeur, c'est sur l'excès de chaleur dont on peut disposer dans certains instants que l'on a compté pour régulariser la quantité de vapeur produite, c'est pour cela que nous avons adopté pour les fourneaux des chaudières de grands développements, afin de multiplier les surfaces soumises à l'influence de la flamme du gueulard. Cela explique encore pourquoi nous avons adopté de grandes dimensions pour les chaudières: c'est qu'il nous fallait augmenter les surfaces du métal comme nous avons augmenté celles pour l'inflammation des gaz. Ensuite ces grandes dimensions avaient l'avantage d'accroître le volume de l'eau et celui de la vapeur, pour que, par les variations d'intensité du foyer, l'une ne soit pas altérée dans

sa chaleur et l'autre dans son volume, et par conséquent dans sa pression.

Pour résoudre le troisième problème, nous avons observé que les mouvements des maçonneries, dus à leur dilatation, sont très-sensibles pour la chemise intérieure du haut-fourneau et pour la tour elle-même, puisqu'ils peuvent aller jusqu'à 0<sup>m</sup>,10 verticalement; nous avons donc rendu le massif qui entoure les chaudières indépendant de cette partie intérieure, et comme il fallait que le conduit servant à mener les produits de la combustion sous les chaudières eût son origine au gueulard lui-même, on a fait cet avant-carneau en briques réfractaires, n'offrant aucune liaison avec le reste du massif et pouvant glisser sur lui en suivant les mouvements de dilatation de la tour intérieure (0<sup>m</sup>,20); puis pour éviter que ces briques ne diminuent la section de passage de la flamme et des gaz on s'est donné la facilité de pouvoir en enlever un ou même deux rangs s'ils s'élevaient trop haut.

Enfin, pour que l'appareil ne soit pas arrêté par le chômage du haut-fourneau, on a ménagé contre la masse un foyer supplémentaire qui suffit pour produire la quantité de vapeur nécessaire à la marche de la machine.

L'application de la chaleur perdue s'est faite à Niederbronn sur un fourneau marchant au charbon de bois, mais on comprend que ce système s'appliquerait aussi bien à un haut-fourneau marchant au coke, puisque les produits de la combustion de l'un et de l'autre sont de la même nature et de la même composition chimique.

Le but de ce mémoire est de donner la description et les dimensions de la chaufferie, et les ré-

sultats que l'on a obtenus par la marche de la machine à Niederbronn.

Cette machine de 20 chevaux est à balancier et à deux cylindres dans le système de Wolf; le cylindre soufflant est placé à l'extrémité du balancier opposée à celle sur laquelle agissent les tiges des pistons à vapeur.

*Dimensions de la soufflerie.*

Le cylindre soufflant a les dimensions suivantes :

Diamètre intérieur. . . . .	1 <sup>m</sup> ,40
Surface. . . . .	1 <sup>m</sup> <sup>2</sup> ,5394
Course du piston. . . . .	1,23
Volume engendré par le piston. . . . .	1 <sup>m</sup> <sup>3</sup> ,903

Lorsque la soufflerie marche pour le haut-fourneau seul, la manivelle fait 7,5 tours par minute; la vitesse du piston est alors de

$$\frac{1,23 \times 2 \times 7,5}{60} = 0^m,308,$$

et le volume d'air lancé hors du cylindre soufflant est de 1<sup>m</sup><sup>c</sup>,903  $\times$  2  $\times$  7,5 = 28<sup>m</sup><sup>c</sup>,545 ou 856 pieds cubes anciens.

*Travail utile.*

La pression du vent sur le piston, indiquée au manomètre, est de 0<sup>m</sup>,055 de mercure ou

$$13,6 \times 0^m,055 = 0^m,748 \text{ d'eau.}$$

La pression sur le piston peut être assimilée à une colonne d'eau de 0<sup>m</sup>,748 de hauteur, ayant pour base la surface du piston, et dont le poids est 1,5394  $\times$  0,748  $\times$  10.000 kil. = 1.152 kil.

La vitesse du piston étant de 0<sup>m</sup>,308 par se-

conde, le travail utile par seconde pour lancer la quantité d'air énoncée plus haut, est de

$$\frac{1.152 \times 0^m,308}{75^m} = 4,73 \text{ chevaux.}$$

*Dimensions des cylindres à vapeur.*

La machine à vapeur est à deux cylindres à détente et à condensation, marchant à moyenne pression :

Le grand cylindre a de diamètre. . . . .	0 <sup>m</sup> ,502
Sa surface est de. . . . .	0 <sup>m</sup> ,9,1980
La course du piston. . . . .	1 <sup>m</sup> ,23
Et le volume de ce cylindre. . . . .	0 <sup>m</sup> ,c,2435
Le diamètre du petit cylindre est de. . . . .	0 <sup>m</sup> ,329
Sa surface de. . . . .	0 <sup>m</sup> ,9,0850
La course du piston. . . . .	0 <sup>m</sup> ,887
Le volume de ce cylindre. . . . .	0 <sup>m</sup> ,c,0755

La vapeur qui entre dans le petit cylindre se détend dans le grand et le rapport de la détente de la vapeur est de 1 à 3,20, ou à peu près  $\frac{1}{3}$ .

*Travail de la machine.*

Pour évaluer le travail dû à la vapeur pendant une course du piston, on peut supposer que la vapeur qui pénètre dans le petit cylindre, au lieu de se détendre dans un autre cylindre, se détend dans un seul cylindre du même diamètre que le petit et que le volume de celui-ci est égal aux volumes des deux autres réunis. Le volume de ces 2 cylindres est  $0^m,c,0755 + 0^m,c,2435 = 0^m,c,319$ .

La course du piston d'un cylindre de 0<sup>m</sup>,329 de diamètre, ayant ce volume, serait de 3<sup>m</sup>,753.

Voici le calcul du travail produit par la vapeur sur la machine, d'après la formule donnée par M. Combes, *Annales des mines*, 3<sup>e</sup> série, tome, V.

En appelant A la surface du piston et L sa course, AL son volume.

P la pression de la vapeur par mètre carré.

n le degré de détente qui est le rapport des volumes des 2 cylindres = 3,20.

p la pression dans le condenseur = 0<sup>at</sup>,13 ou 1.343 kil. par mètre carré; le travail total de la vapeur pendant une course du piston est donné par la formule :

$$AL \left\{ \frac{P}{n} \times (1 + \log. n) - p \right\},$$

dans laquelle log. n est un logarithme népérien; ce dernier est égal au logarithme ordinaire multiplié par 2,3026.

La machine marchant ordinairement pour le fourneau seul à 7,5 tours et à la pression de 1<sup>at</sup>,75, le travail qu'elle développe dans une course sera de :

$$0,319 \left\{ \frac{18077,5}{3,2} \times (1 + \log. 3,2) - 1343 \right\} = 3.470^k \times 1^h.$$

dynamies ou 46<sup>ch</sup>,27. Le nombre de courses par minute étant de 15, chaque course dure 4 secondes, et le travail théorique, produit par seconde, est de  $\frac{46,27}{4} = 11^ch,50$ .

Le travail utile à produire dans les mêmes circonstances étant 4<sup>ch</sup>,73 pour lancer 856 pieds cubes d'air à la pression de 0<sup>m</sup>,055 de mercure, on voit que le coefficient du travail de la machine est de  $\frac{4,73}{11,58} = 0,408$ .

On a formé de cette manière le tableau suivant, page 302, indiquant le travail de la machine à différentes pressions de vapeur, l'effet utile à produire

	PRESSION DE LA VAPEUR par mètre carré.		TRAVAIL dû à la vapeur pendant une course du piston, en		TRAVAIL DE LA MACHINE lorsque la manivelle fait			
	Avant la détente.	Après la détente.	Dyna- mics. k. m.	Che- vaux. ch.	t. 7	7,5	8	t. 9
al. 1,50	15,495	4,872	2,913	38,84	9,06	9,71	10,36	11,55
1,75	18,077,5	5,649	3,470	46,27	10,80	11,58	12,37	13,88
2	20,660	6,456	4,026	53,70	12,53	13,42	14,32	16,11
2,25	23,242,5	7,263	4,583	61,13	14,26	15,28	16,30	18,44
2,50	25,825	8,070	5,140	68,56	16,00	17,14	18,30	20,57
Quantité d'air sorti du cylindre.					P. c.	P. c.	P. c.	P. c.
Vitesse du piston du cylindre soufflant. . . . .					799	856	913	970
Travail utile à produire. . . . .					m.	m.	m.	m.
					0,287	0,308	0,328	0,368
					ch.	ch.	ch.	ch.
					4,41	4,73	5,04	5,67

d'après la vitesse de la machine, et la quantité d'air lancé hors du cylindre, à la pression constante de 0<sup>m</sup>,055 de mercure.

*Chaudières.*

Chaque chaudière, si elle était chauffée par un foyer spécial, serait de la force de 40 chevaux. Ces chaudières sont en tôle de 4 lignes d'épaisseur, à deux bouilleurs, et cylindriques, terminées par 2 demi-sphères; elles ont les dimensions suivantes :

Chaudière : longueur intérieure. . . . . 6<sup>m</sup>,00  
diamètre intérieur. . . . . 1<sup>m</sup>,00

Les bouilleurs ont 6<sup>m</sup>,75 de longueur et 0<sup>m</sup>,40 de diamètre intérieur; les tubulures de jonction des bouilleurs à la chaudière ont 0<sup>m</sup>,30 de longueur et 0<sup>m</sup>,175 de diamètre.

La surface de chauffe est :

Pour une chaudière. . . . . 8<sup>m</sup>,4,4244  
Pour ses deux bouilleurs. . . . . 17, 8488  
Pour les tubes de jonction. . . . . 0, 7700

Surface totale de chauffe d'une chaudière. 27, 0432

Les carnaux des chaudières s'élèvent jusqu'au milieu de la chaudière, et les bouilleurs sont presque entièrement enveloppés par la flamme.

*Volume des chaudières.*

La capacité d'une chaudière et de ses bouilleurs est la suivante :

Chaudière. { Cylindre. . . . . 3<sup>m.c.</sup>,925 } 4<sup>m.c.</sup>,450  
                  { Sphère. . . . . 0, 525 }  
2 bouilleurs. . . . . 1, 170  
6 tubes de jonction. . . . . 0, 043

Volume total d'une chaudière. . . . . 5, 663



*Quantité d'eau que l'on peut vaporiser par la flamme du gueulard du haut-fourneau.*

On a fait quelques expériences sur la quantité de calories ou unités de chaleur que peut développer la flamme du gueulard. Ces expériences ont été faites de la manière suivante :

Après avoir fermé complètement la cheminée qui se trouve au-dessus du gueulard, on a fait passer toute la flamme du fourneau sous une seule chaudière; on faisait marcher la machine à vapeur à 7,50 tours de manivelle par minute, la pression étant de 1<sup>at</sup>,75, on a fermé le robinet du tuyau de décharge, servant à faire sortir l'excès de vapeur formé dans les chaudières. On a marqué l'heure et l'on a observé la hauteur de l'eau dans la chaudière; on a laissé augmenter la tension de la vapeur, et à mesure qu'elle augmentait, on fermait le robinet du tuyau de conduite aux cylindres à vapeur, pour conserver à la machine la vitesse uniforme de 7,5 par minute. Au bout de 38 minutes, la pression de la vapeur dans la chaudière était de 3<sup>at</sup>,25; on a observé de nouveau la hauteur de l'eau dans la chaudière, et laissé sortir la vapeur par le tuyau de décharge; l'alimentation d'eau s'est faite pendant tout ce temps, et lançait dans la chaudière un grand excès d'eau. Ayant observé la hauteur de l'eau au commencement et à la fin de l'expérience dans la chaudière, on a pu mesurer la quantité d'eau introduite; elle a été mesurée égale à 325 litres.

Les effets produits par la flamme du gueulard peuvent se classer ainsi :

1° Formation de la vapeur consommée pendant la marche de la machine;

2° Élévation de pression de la vapeur contenue dans la chaudière et les tuyaux de conduite;

3° Élévation de température de l'eau contenue dans la chaudière, par suite de l'augmentation de pression;

4° Élévation de température de l'eau injectée dans la chaudière, à la température correspondante à la pression finale;

5° Élévation de température du métal de la chaudière.

Nous allons évaluer quelle quantité de chaleur il a fallu pour produire ces divers effets :

1° Le volume du petit cylindre à vapeur étant de 0<sup>m.c.</sup>,0755, et le nombre de cylindrées ou courses de piston, 15 par minute, le volume de vapeur consommée par la machine en une minute est de :

$$0,0755 \times 15 = 1,1325,$$

et pendant toute la durée de l'expérience, qui a été de 38 minutes, cette consommation a été de

$$1,1325 \times 38 = 43 \text{ mètres cubes.}$$

Malgré l'augmentation de pression de la vapeur, il faut supposer que celle qui a été introduite dans le cylindre pendant tout le temps était de 1<sup>at</sup>,75, car la vitesse de la machine a été maintenue à 7<sup>t.</sup>,5 continuellement; en fermant le robinet d'arrivée de vapeur à mesure que la tension augmentait, on a dépensé un moins grand volume de vapeur, mais à une plus grande densité, ce qui revient au même; en un mot, le poids de vapeur consommée a été le même, quelle qu'ait été la tension, puisque la force de la machine n'a pas varié.

A 1<sup>at</sup>,75, le poids de 1 mètr. cube de vapeur étant

1 kil. à très-peu de chose près, le poids de la vapeur consommée par la machine en 38 minutes a été de 43 kil.; ces 43 kil. de vapeur provenant de l'eau du condenseur qui est déjà à 20° quand on l'introduit dans la chaudière, ont exigé, pour être transformés en vapeur,

$$(650 - 20) \times 43 = 27.090 \text{ calories.}$$

2° La pression initiale de la vapeur dans la chaudière 1<sup>at</sup>,75, ayant été portée à 3<sup>at</sup>,25, la vapeur enfermée dans les tuyaux de conduite et la chaudière a acquis une plus grande température et par conséquent absorbé un certain nombre de calories.

Le volume des tuyaux de conduite est 0<sup>m.c.</sup>,120; le volume plein de vapeur de la chaudière était de 1<sup>m.c.</sup>,43 à la fin de l'expérience; total 1<sup>m.c.</sup>,55.

Au commencement de l'expérience, le volume de vapeur, à 1<sup>at</sup>,75, était de 1<sup>m.c.</sup>,85.

A 1<sup>at</sup>,75 le poids de 1<sup>m.c.</sup>,85 de vapeur est. 1<sup>k.</sup>,85

A 3<sup>at</sup>,25 *id.* de 1<sup>m.c.</sup>,55 *dito.* est. 2,70

Vapeur formée. . . . . 0<sup>k.</sup>,95

Soit 1 kil. qui a exigé 650 unités de chaleur.

3° A la pression initiale de 1<sup>at</sup>,75, la température de l'eau dans la chaudière était de 117°,1; et à la fin de l'expérience la température de l'eau correspondante à la pression de 3<sup>at</sup>,25 était 137°,7; toute l'eau contenue dans la chaudière a donc subi une augmentation de température 137°,7 — 117°,1 = 20°,6.

L'eau s'élevait dans la chaudière à 0<sup>m.</sup>,10 au-dessus du milieu, et le volume total de l'eau était de :

Jusqu'à la moitié de la chaudière. 2<sup>m.c.</sup>,225

10° au-dessus du milieu. . . . . 0,578

Bouilleurs. . . . . 1,170

Tubulures. . . . . 0,043

Total. . . . . 4<sup>m.c.</sup>,016 ou 4.016 kil.

La quantité de chaleur que cette masse d'eau a absorbée pour que la température s'élève de 20°,6 est :

$$4.016^k \times 20,6 = 82.730 \text{ calories.}$$

4° L'eau d'alimentation introduite dans la chaudière à 20°, a été élevée à la température de 137°,7 correspondant à la tension finale de la vapeur 3<sup>at</sup>,25; elle a donc éprouvé une augmentation de température égale à 137°,7 — 20 = 117°,7, et cette quantité d'eau étant 325 litres, a absorbé

$$325 \times 117,7 = 38.252 \text{ calories.}$$

5° Enfin le métal des chaudières a aussi acquis une température plus élevée qui est aussi égale à la différence des températures correspondantes à la pression finale et initiale, cette différence ou la température gagnée par le métal est 137°,7 — 117°,1 = 20°,6.

La chaudière pèse environ 10.000 kil. et la capacité calorifique du fer étant 0,125 de celle de l'eau, la quantité de chaleur absorbée par le métal de la chaudière a été de :

$$0,125 \times 10.000^k \times 20,6 = 25.750 \text{ calories.}$$

En résumé, pendant 38 minutes la flamme du gueulard a développé la quantité de calories suivante :

1° Formation de la vapeur consommée par la machine à vapeur. . . . .	27.090 calories.
2° Elévation de pression de la vapeur contenue dans la chaudière et les tuyaux de conduite. . . . .	650
3° Elévation de température de la masse d'eau contenue dans les chaudières. . . . .	82.730
4° Elévation de température de l'eau d'alimentation. . . . .	38.252
5° Elévation de température des chaudières. . . . .	25.750
Total. . . . .	174.472 calories.

La quantité d'eau que cette chaleur peut vaporiser est de  $\frac{174.472}{650} = 268^k,4$  en 38 minutes, soit par heure  $424$  kil., et par minute  $7^k,063$ .

Le travail théorique de 1 kil. de vapeur à la tension de  $1^m,75$  détendu de 1 à 3, 2 étant de 39.385 dynamies, le travail développé par les  $7^k,063$  que la flamme du gueulard peut vaporiser par minute, est de  $39.385 \times 7,063 = 278.176$  dynamies. Un cheval-vapeur développant 4.500 dynamies par minute, le travail produit par le gueulard sera de  $\frac{278.176}{4.500} = 62$  chevaux théoriques.

En supposant que le coefficient d'effet utile soit 0,35, la force utile serait de :

$$62 \times 0,35 = 21,7 \text{ chevaux.}$$

La force de chaque chaudière étant de 40 chevaux, on voit qu'elles pourraient utiliser toute la force produite par le gueulard.

La surface de chauffe de la chaudière étant de 27 mètres carrés, la quantité d'eau vaporisée par heure et par mètre carré est de :

$$\frac{424}{27} = 15^k,7.$$

La charge du fourneau est de  $16^m,50$  de charbon par 24 heures, le mètre cube de charbon pèse environ 210 kil.; la consommation de charbon dans le fourneau serait, d'après cela, par heure :

$$\frac{16^m,50 \times 210}{24} = 144^k,4,$$

et la production de vapeur serait de  $\frac{424}{144,4} = 2^k,66$  par 1 kil. de charbon de bois.

Un kil. de charbon pouvant développer 7.200 calories peut produire à peu près :

$$\frac{7.200}{650} = 11 \text{ kil. de vapeur.}$$

Ainsi la quantité de chaleur développée par la flamme du gueulard n'est que les 0,242 de celle qui est développée par la masse de charbon introduite dans le haut-fourneau.

#### *Description de la chaufferie.*

On a établi deux chaudières, quoiqu'on n'en chauffe qu'une pour faire marcher la machine; cette disposition, quoique beaucoup plus coûteuse que celle qui n'aurait qu'une seule chaudière, a l'immense avantage de ne pas interrompre la marche du fourneau lorsqu'il y a des réparations à faire à la chaudière dont on se sert, réparations qui pourraient quelquefois nécessiter la mise hors du fourneau, et le chômage de l'usine.

*Explication de la planche VIII.*

La *fig. 1* représente l'élévation latérale du haut-fourneau, la coupe longitudinale d'une chaudière à vapeur et de son fourneau, et la coupe transversale de la chambre de la machine, dans laquelle cette dernière est vue en projection verticale.

La *fig. 2* est une projection horizontale du haut-fourneau, des chaudières et de leurs fourneaux, une partie du four des chaudières est coupée pour laisser voir les carneaux d'arrivée et de sortie de la flamme.

*Fig. 3.* Cette figure représente une coupe transversale des chaudières, et une coupe longitudinale de la chambre de la machine dans laquelle on voit celle-ci en élévation et vue de face.

Enfin la *fig. 4* est une coupe horizontale du haut-fourneau et de la chambre de la machine; elle fait voir la machine en plan, ainsi que la conduite d'air de la soufflerie aux fourneaux.

Le gueulard A du fourneau (*fig. 1* et *2*) est entouré d'une cheminée carrée en briques de faible hauteur, fermée en haut par une plaque de fonte *ab*, au milieu de laquelle est une couverture circulaire B, que l'on ferme avec un registre en tôle R, mobile autour de charnières, et que l'on manœuvre par une chaîne et des poulies.

Un large carneau pratiqué ACC' dans la paroi de la cheminée du gueulard du côté des chaudières, et se divisant en deux parties C et C', conduit à volonté la flamme dans l'un ou l'autre four

des chaudières; R' et R'' sont deux registres en fonte au moyen desquels on fait passer la flamme sous la chaudière que l'on veut chauffer.

La flamme parcourt d'abord le carneau CD (*fig. 1, 2* et *3*) enveloppant les bouilleurs, remonte sous les chaudières par l'ouverture *cd* pratiquée dans la petite voûte en briques, placée entre les deux bouilleurs, qui sépare le carneau des bouilleurs de celui des chaudières; elle revient le long des chaudières par le carneau EG, à l'extrémité duquel (*fig. 2* et *3*), il y a un registre en fonte R''' que l'on ouvre pour faire passer la flamme dans la cheminée en tôle HI. Cette cheminée a 0<sup>m</sup>,80 de diamètre; sa section est de 50 décimètres carrés et sa hauteur 6<sup>m</sup>,50; elle est surmontée d'un registre R''' pour régler le tirage.

A l'extrémité de chaque chaudière du côté du gueulard est un foyer supplémentaire F (*fig. 1* et *3*), dont on voit la porte *gh* (*fig. 2*). On ne s'en sert que lorsqu'on met en feu le fourneau, parce qu'alors il ne produit pas de flamme, ou bien lorsque, par suite de dérangements survenus dans la marche du fourneau, la flamme du gueulard n'est pas suffisante pour chauffer la chaudière ou enfin quand on met hors le haut-fourneau. JJ (*fig. 1* et *3*), est une voûte sous chaque chaudière pour diminuer le massif et isoler par un espace rempli d'air la maçonnerie chauffée par la flamme, du plancher en bois sur lequel elle repose; L est également une voûte entre les deux fours pour éviter le massif de maçonnerie.

Les chaudières reposent par les bouilleurs sur

des supports en fonte (*fig. 1*), encastrés dans la maçonnerie.

Le four des chaudières est construit sur un fort plancher *mn* (*fig. 1* et *2*), en madriers de 0,10 d'épaisseur, et recouvert d'un carrelage en briques de 0,110 d'épaisseur. Ce plancher est établi sur un grillage de fortes poutres longitudinales et transversales. Les poutres longitudinales *op* s'appuient sur les poutres transversales *pp*, sur les deux murs de la chambre de la machine et sur les tours du fourneau. Les poutres transversales *pp*, au nombre de 4, sont encastrées, 3 dans le mur de la chambre de la machine, et la 4<sup>e</sup> repose sur une rangée de colonnes en fonte *n*, qui s'appuient sur la bute carrée de la tour du fourneau. *MO* est un arc en pierre de taille, qui reporte le poids des chaudières dans la partie *M*, où elles sont peu soutenues verticalement sur le mur de la chambre de la machine.

*P* et *P'* (*fig. 3* et *4*) sont les 2 cylindres à vapeur de la machine.

*Q* condenseur dans lequel est enfermée la pompe à air.

*S* colonnes en fonte supportant l'entablement sur lequel reposent les paliers du balancier.

*T* cylindre soufflant à l'extrémité du balancier; à droite et à gauche du cylindre soufflant sont attachées deux petites bielles en fonte, qui transmettent par trois manivelles le mouvement à l'arbre coudé du volant; le cylindre soufflant est supporté sur quatre petites colonnes en fonte.

*U* est le régulateur d'air de la soufflerie; il se compose de deux cylindres concentriques en

fonte, laissant entre eux un espace de 0<sup>m</sup>,10 que l'on remplit d'eau; dans cet espace se meut une cloche en tôle qui emmagasine l'excès d'air que le piston du cylindre soufflant fournit lorsqu'il est au milieu de sa course; et le rend, lorsque la manivelle arrive au point mort. La cloche oscille donc, monte lorsque le piston est au milieu de sa course et redescend lorsqu'il est à la fin; cette cloche suivant tous les mouvements du piston, on en a profité pour régler l'arrivée de la vapeur sur le piston. La tige de la cloche mobile est mise en communication avec le robinet d'arrivée de la vapeur au moyen des petites triangles, et l'on règle ainsi la marche de la machine, d'après la quantité de vent à fournir aux fourneaux; ce système de régulateur présentant une construction et un calcul nouveaux, nous en donnerons le détail dans un article spécial; *VXY* est la conduite en fonte qui amène l'air de la soufflerie à la tuyère du haut-fourneau.

Depuis l'époque où nous avons réuni les résultats précédents que nous a donnés l'application de notre système, nous avons lu dans les *Annales des mines* (VI<sup>e</sup> livraison de 1838) un mémoire de M. Robin, contenant le résultat des diverses expériences dont nous donnons le résumé.

Ces expériences sont faites sur de la vapeur à la tension de 2<sup>at</sup>,5. On a laissé arriver la flamme du gueulard sous la chaudière. En même temps on a fait passer la vapeur dans le cylindre de la machine en prenant la précaution d'en laisser échapper par le tuyau de trop plein, lorsque la tension dépassait 2<sup>at</sup>,5. Le volume d'eau évaporée en 1<sup>h</sup> 10' a été de 666 litres. Et pour avoir

la quantité de calorique fournie par la flamme du gueulard, on a cherché le nombre de calories contenues dans 666 kilog. d'eau en se servant de la formule  $p(550 + t)$ .

$p$  représentant le poids de l'eau ;

$t$  la température de la vapeur ;

On l'a trouvée égale à 452.080 calories en 70 minutes ou. . . . . 387.497 par heure.

En supposant qu'un combustible, chauffant directement, utilise 0,60 de la quantité de calories qu'il contient et en admettant que l'appareil était construit dans les meilleures conditions, la flamme du gueulard serait utilisée aux 0,60 de sa puissance calorifique ; cette puissance serait donc représentée d'après l'expérience précédente par 645.828 calories. On peut déduire la quantité de charbon qui représente la chaleur de la flamme du gueulard, en admettant qu'un kilogramme de charbon ordinaire contenant 0,20 d'eau donne 6.000 calories, on aurait 107<sup>k</sup>,6 de charbon ; or, comme par heure le haut-fourneau reçoit 210 kil. de charbon, l'expérience prouve qu'il en échappe 0,51 par le gueulard ou 25,82 kil. de charbon par jour, ce qui constitue par an en calculant à 6 fr. moyennement les 100 kil. de charbon, une somme de 56.545 fr.

Pour estimer cette perte, M. Robin admet qu'un cheval de vapeur pour une machine de Wolf exige par heure 25.000 calories, ce qui donne 25<sup>ch</sup>,8.

Les autres expériences de M. Robin s'accordent avec le résultat précédent, et en prenant les moyennes, en supposant qu'on brûle aussi com-

plètement que possible les gaz produits par la combustion, on aura les chiffres suivants :

Calories de la flamme du gueulard par heure.	667.444
Perte de combustible employé dans le haut-fourneau. . . . .	54,9 p. 0/0
Force perdue en chevaux de vapeur. . . . .	36,6

L'auteur de l'article inséré dans les *Annales des mines* a fait encore une autre expérience pour déterminer la quantité de calories développées par la flamme du gueulard ; il a fait passer la vapeur produite par la chaudière, dans un temps donné, dans le condenseur, en y faisant arriver l'eau nécessaire à la condensation ; on a mesuré cette quantité d'eau qu'on a trouvée égale à 10.059 litres d'eau, et l'on a déterminé sa température par une suite d'observations ; on a trouvé ainsi que la vapeur avait fourni 381.806 calories ; si l'on retranche 156.920 calories que contenait l'eau d'injection qui entrait à 15°,6, on arrive au chiffre de 224.886 calories. A ce dernier nombre il faut ajouter la quantité de chaleur que l'eau de la chaudière a acquise en raison de l'augmentation de pression, qui, de 2<sup>at</sup>,5, est monté à 3<sup>at</sup>,5. La quantité d'eau restée dans la chaudière contenait 630.604 calories sous la pression de 2<sup>at</sup>,5. Elle en contient 688.377 sous la pression de 3<sup>at</sup>,5 ; il faut donc ajouter la différence 59.773 au chiffre 224.886, ce qui donnera 284.259.

Et d'après les hypothèses déjà énoncées, on aurait pour la flamme du gueulard 474,431 calories ou 18 chevaux,9.

L'infériorité de ce résultat sur ceux qui précédent provient de plusieurs causes.

la quantité de calorique fournie par la flamme du gueulard, on a cherché le nombre de calories contenues dans 666 kilog. d'eau en se servant de la formule  $p(550 + t)$ .

$p$  représentant le poids de l'eau ;

$t$  la température de la vapeur ;

On l'a trouvée égale à 452.080 calories en 70 minutes ou. . . . . 387.497 par heure.

En supposant qu'un combustible, chauffant directement, utilise 0,60 de la quantité de calories qu'il contient et en admettant que l'appareil était construit dans les meilleures conditions, la flamme du gueulard serait utilisée aux 0,60 de sa puissance calorifique ; cette puissance serait donc représentée d'après l'expérience précédente par 645.828 calories. On peut déduire la quantité de charbon qui représente la chaleur de la flamme du gueulard, en admettant qu'un kilogramme de charbon ordinaire contenant 0,20 d'eau donne 6.000 calories, on aurait 107<sup>k</sup>,6 de charbon ; or, comme par heure le haut-fourneau reçoit 210 kil. de charbon, l'expérience prouve qu'il en échappe 0,51 par le gueulard ou 25,82 kil. de charbon par jour, ce qui constitue par an en calculant à 6 fr. moyennement les 100 kil. de charbon, une somme de 56.545 fr.

Pour estimer cette perte, M. Robin admet qu'un cheval de vapeur pour une machine de Wolf exige par heure 25.000 calories, ce qui donne 25<sup>ch</sup>,8.

Les autres expériences de M. Robin s'accordent avec le résultat précédent, et en prenant les moyennes, en supposant qu'on brûle aussi com-

plètement que possible les gaz produits par la combustion, on aura les chiffres suivants :

Calories de la flamme du gueulard par heure.	667.444
Perte de combustible employé dans le haut-fourneau. . . . .	54,9 p. 0/0
Force perdue en chevaux de vapeur. . . . .	36,6

L'auteur de l'article inséré dans les *Annales des mines* a fait encore une autre expérience pour déterminer la quantité de calories développées par la flamme du gueulard ; il a fait passer la vapeur produite par la chaudière, dans un temps donné, dans le condenseur, en y faisant arriver l'eau nécessaire à la condensation ; on a mesuré cette quantité d'eau qu'on a trouvée égale à 10.059 litres d'eau, et l'on a déterminé sa température par une suite d'observations ; on a trouvé ainsi que la vapeur avait fourni 381.806 calories ; si l'on retranche 156.920 calories que contenait l'eau d'injection qui entrait à 15°,6, on arrive au chiffre de 224.886 calories. A ce dernier nombre il faut ajouter la quantité de chaleur que l'eau de la chaudière a acquise en raison de l'augmentation de pression, qui, de 2<sup>at</sup>,5, est monté à 3<sup>at</sup>,5. La quantité d'eau restée dans la chaudière contenait 630.604 calories sous la pression de 2<sup>at</sup>,5. Elle en contient 688.377 sous la pression de 3<sup>at</sup>,5 ; il faut donc ajouter la différence 59.773 au chiffre 224.886, ce qui donnera 284.259.

Et d'après les hypothèses déjà énoncées, on aurait pour la flamme du gueulard 474,431 calories ou 18 chevaux,9.

L'infériorité de ce résultat sur ceux qui précèdent provient de plusieurs causes.

1° Perte de calorique par les tuyaux de conduite qui n'étaient pas enveloppés.

2° Perte par les parois du condenseur et de la bâche destinée à mesurer l'eau.

3° Perte de chaleur par suite de la quantité notable d'eau que la vapeur entraîne.

CHIMIE. (EXTRAITS.)

TRAVAUX DE 1839.

1. *De la force de tension de quelques GAZ CONDENSÉS*; par M. Bunsen. (Ann. de Pog., t. 46, pag. 97.)

J'ai d'abord mesuré la résistance des tubes de verre que je devais employer. Pour cela, je les ai complètement remplis d'eau, après y avoir introduit un petit manomètre, et je les ai exposés, en les plongeant dans de l'eau que j'ai chauffée graduellement, à une température qui s'est élevée à 100°; ce qui, par l'effet de l'expansion de l'eau intérieure, représentait une pression de 150 atmosphères. Lorsque les tubes éclatent sous l'effort d'une semblable pression, il s'y fait ordinairement une infinité de fissures longitudinales parallèles et on entend un bruit perçant.

Un tube de 11<sup>m.m.</sup>  $\frac{2}{5}$  de diamètre intérieur, et de 1<sup>m.m.</sup>  $\frac{2}{5}$  d'épaisseur, n'a éclaté que sous une pression de 80 atmosphères, et j'ai trouvé des tubes d'un plus petit diamètre qui résistaient à une pression de 200 atmosphères. Mais au bout d'un temps leur ténacité diminue tellement que j'en ai vu qui, ayant supporté une pression de 30 atmosphères, éclataient tout à coup sous une pression à peine égale à 4 atmosphères. J'attribue cet effet à ce que l'élasticité du verre diminue, comme celle de tous les autres corps, à mesure qu'augmente la durée du temps pendant lequel il a été soumis à une forte pression.



J'ai soumis du cyanogène, de l'acide sulfureux et de l'ammoniaque liquide à différentes températures, dans des tubes de verre contenant un manomètre, et j'ai eu pour résultat les tensions suivantes, calculées en mètres de mercure :

Températures.	Acide sulfureux.	Cyanogène.	Ammoniaque.
— 33,7	»	»	0 <sup>m</sup> ,749
— 30,0	»	»	»
— 25,0	»	»	»
— 20,0	»	0,80	»
— 15,0	»	1,10	»
— 10,0	0,78	1,41	»
— 5,0	1,11	1,73	3 ,64
0	1,48	2,07	3 ,61
+ 5	1,91	2,44	4 ,26
+ 10	2,89	2,88	4 ,98
+ 15	2,93	3,33	5 ,78
+ 20	3,54	3,80	6 ,67
+ 25	4,20	»	»

L'acide sulfureux entre en ébullition à — 10°,5 sous la pression barométrique de 0<sup>m</sup>,744.

Le cyanogène devient liquide à — 25° C. et commence à se solidifier à — 30°, en prenant une texture rayonnante. Son point d'ébullition est — 20°,7 C.

Le gaz ammoniaque a besoin d'être parfaitement desséché avant d'être liquéfié. Son point d'ébullition est à — 33°,7 C.

J'ai vainement essayé de réduire à l'état liquide, par un abaissement de température qui a été jusqu'à — 50°, le gaz qui résultait de la combinaison de l'hydrogène avec le chlore, le brome, l'iode et le phosphore.

On peut obtenir l'hydrogène sulfuré à l'état liquide, en soumettant de l'hypersulfure d'hydrogène à la décomposition dans un tube; mais il

faut pour cela la présence d'un peu d'eau. Si on introduit quelques morceaux de chlorure de calcium dans les tubes, l'hypersulfure peut être conservé intact tant que le tube reste fermé hermétiquement.

2. *Sur un NOUVEAU CALORIMÈTRE destiné à mesurer exactement la chaleur dégagée pendant la combustion, précédé de quelques remarques sur la nature des différentes houilles;* par M. Ure. (Bibl. de Gen., t. 24, p. 172.)

Ce calorimètre consiste en un grand bain de cuivre contenant cent galons d'eau. Il est traversé à quatre reprises, et à des niveaux différents, par des tubes aplatis, larges de 9 pouces, allant en zigzag, et finissant en bas par un tuyau arrondi qui passe par le fond du bain et s'ajuste à la partie supérieure d'un petit fourneau de mine de plomb. Le fourneau inférieur, qui contient le combustible, est entouré, à la distance d'un pouce, d'un autre fourneau qui sert à empêcher la déperdition de la chaleur dans l'atmosphère. Une tuyère venant d'un soufflet à double courant d'air entre dans le cendrier du fourneau et fournit un courant d'air constant pour la combustion, qui est commencée au moyen d'une demi-once de charbon de bois rouge. La chaleur produite est si complètement absorbée dans cet appareil que l'air qui s'échappe à l'orifice supérieur du tube est pour l'ordinaire exactement à la température de l'atmosphère.

Une demi-livre d'anthracite du pays de Galles, brûlée dans cet appareil, chauffe 600 livres d'eau

de 0°,4 R., d'où il suit qu'une livre d'antracite élève la température de 12.000 l'eau de 0°,4 R. Une livre de houille de la meilleure qualité ne peut échauffer de 0°,4 que 9.000 livres d'eau; la houille ordinaire ne chauffe que 7.500 fois son poids d'eau. Le bon charbon de bois, après qu'il a été exposé à l'air, en chauffe 10.500.

Il est digne de remarque qu'une houille qui produit dans sa combustion beaucoup d'hydrogène carboné et d'eau, ne donne pas autant de chaleur qu'une houille également riche en carbone, mais d'une nature moins hydrogénée, ce qui tient à ce que beaucoup de chaleur reste à l'état latent dans le gaz et dans la vapeur d'eau. De même, l'évaporation des matières volatiles non consumées dans les houilles flambantes, enlève sans profit une grande proportion de chaleur qu'elles donneraient sans cette circonstance. Il en résulte que les chimistes qui estiment la valeur calorifique des houilles, d'après la proportion de carbone qu'elles renferment, ou par la proportion d'oxygène nécessaire pour opérer leur combustion, ou bien encore par l'emploi de la litharge, obtiennent des résultats fort erronés.

3. *Recherches sur les quantités de CHALEUR dégagées dans les combinaisons chimiques; par M. Hess. (Comptes rendus, 1840, p. 759.)*

J'avais trouvé que, quand deux substances se combinent entre elles en plusieurs proportions, les quantités de chaleur dégagées par ces différentes combinaisons se trouvent entre elles dans un rapport simple et multiple. L'importance de

ce fait, dont je considère l'énoncé comme une loi générale, m'a forcé de répéter mes expériences avec soin, en voici les résultats. La chaleur dégagée est exprimée par la quantité d'eau qu'une partie d'acide (supposé toujours anhydre) élève de 1° cent.

Acide employé.	Eau ajoutée.	Chaleur dégagée.	Multiples.
S	H	310,86	8
H <sup>2</sup> S	H	77,86	2
H <sup>2</sup> S	H	38,9	1
H <sup>3</sup> S	3H	38,9	1
H <sup>6</sup> S	xH(excès d'eau).	38,9	1

Si au lieu d'opérer directement, en produisant la combinaison de l'eau et de l'acide sulfurique en proportions fixes, on mêle l'acide (de la composition indiquée dans le tableau) à un excès d'eau suffisant pour dégager toute la chaleur du mélange de l'acide à l'eau, on obtient les nombres suivants :

Acide employé.	Chaleur dégagée.	Multiples.	Différences.
S	513,96	13	} . . . . 8
H <sup>2</sup> S	194,56	5	
H <sup>2</sup> S	116,7	3	} . . . . 2
H <sup>3</sup> S	77,8	2	
H <sup>6</sup> S	38,9	1	} . . . . 1

Plus tard, je compte reprendre encore ces expériences dans le but de parvenir à des résultats aussi rigoureux que possible; pour le moment, la chose essentielle était certainement de découvrir un rapport général qui permit d'interpréter

avec succès les recherches ultérieures. Ces recherches m'ont conduit à la loi suivante :

*Une combinaison ayant eu lieu, la quantité de chaleur dégagée est constante, soit que la combinaison s'opère directement, soit qu'elle ait lieu indirectement et à différentes reprises.*

Si l'on sature une base par l'acide sulfurique, on trouve qu'un acide plus fort dégage plus de chaleur qu'un acide plus faible; mais qu'on ajoute à la chaleur dégagée par l'acide plus faible la quantité de chaleur dégagée par l'eau, pour le ramener à cet état de dilution, et l'on aura un nombre constant.

Acide employé.	Chaleur dégagée		Somme.
	par l'ammoniaque.	par l'eau.	
H <sup>1</sup> S	595,8	»	595,8
H <sup>2</sup> S	518,9	77,8	596,7
H <sup>3</sup> S	480,5	116,7	597,2
H <sup>6</sup> S	446,2	155,6	601,8
	Moyenne.		597,8

J'ajouterai encore les chiffres fournis par la potasse, et qui m'ont coûté le plus de peine à vérifier.

Acide employé.	Chaleur dégagée		Somme.
	par la potasse.	par l'eau.	
H <sup>1</sup> S	597,2	»	597,2
H <sup>2</sup> S	527,1	77,8	604,9
H <sup>3</sup> S	483,4	116,7	600,1
H <sup>6</sup> S	445,4	133,6	601,8
	Moyenne.		601.

On obtient des résultats tout à fait semblables avec la soude et la chaux; toutes ces bases dégagent avec l'acide sulfurique la même quantité de chaleur.

Si l'on applique la loi des proportions multiples aux recherches de M. Dulong, on s'aperçoit de suite que la chaleur dégagée par la combustion du carbone rentre dans cette loi, et l'on trouve que dans la formation de l'acide carbonique, la quantité dégagée par le premier atome d'oxygène est à la quantité dégagée par le second comme 3 : 2. On retrouve encore un rapport semblable pour les deux oxydes du cuivre. Appliquons ceci à la combustion du charbon dans le haut-fourneau, et nous trouverons que deux atomes d'oxygène, employés à produire de l'oxyde de carbone, dégagent 6° de chaleur, tandis qu'ils ne dégageraient que 5° s'ils étaient employés à produire de l'acide carbonique. On peut se demander pourquoi l'oxyde de fer, mêlé au charbon et fortement échauffé sur un point, ne continue pas à opérer la combustion du charbon, et n'est pas réduit en fer. Admettons, pour la chaleur dégagée par l'oxygène combiné au fer, un rapport semblable que pour le carbone, et nous trouverons que si le peroxyde est  $2Fe+O$ , la chaleur totale dégagée par les trois atomes d'oxygène sera 8°, tandis que ces trois atomes, employés à produire du protoxyde, auraient dégagé 9° de chaleur. Ils ne contiennent donc plus que  $\frac{1}{3}$  de chaleur disponible, ce qui paraît être insuffisant pour entretenir le mélange à la température requise. Le résultat n'est pas saillant dans ce cas, parce que le nombre d'atomes d'oxygène est très-limité. Mais considérons la

poudre à canon, ou un mélange de salpêtre et de charbon. Pourquoi brûle-t-il si facilement? Nous supposons, pour l'acide nitrique, une série analogue à celle que nous avons vue plus haut. Soit la quantité de chaleur dégagée par le premier atome d'oxygène 16°, par le second 8, par le troisième 4, par le quatrième 2, et par le cinquième 1. La somme de la chaleur dégagée serait 31, tandis que la chaleur totale serait  $5 \times 16$  ou 80. La combinaison contient donc encore les  $\frac{2}{5}$  de chaleur disponible qui, si l'on a encore égard à la chaleur correspondante à l'excès d'affinité du carbone pour l'oxygène sur celle de l'azote, nous explique suffisamment la chaleur dégagée par la combinaison du mélange. Un des cas qui se présenteront le plus souvent à résoudre est certainement celui de savoir si une combinaison de trois atomes (telle que Mn) est  $R + 2O$ , ou  $RO + O$ . Dans toutes les décompositions chimiques, on néglige d'ordinaire d'avoir égard aux quantités de chaleur dépensées. Nous croyons, par exemple, avoir suffisamment expliqué la préparation de l'oxygène par l'équation suivante:  $Mn + 3HS = MnS^3 + H$  et  $H$ . Si ces formules étaient la traduction exacte du phénomène, la chaleur nécessaire pour produire la décomposition serait constante depuis le commencement jusqu'à la fin de l'opération; mais elle ne l'est pas. On n'a qu'à faire l'expérience avec une lampe à esprit de vin, qui permette de bien régler la chaleur, et l'on trouvera que l'opération se partage en deux périodes très-distinctes. On obtient d'abord  $2Mn$  et  $3HS = MnS^3 + H$  et  $O$  et  $2H$ ; c'est-à-dire qu'il ne se dégage que le quart de

l'oxygène du peroxyde (Mn). Si l'on augmente alors considérablement la chaleur, on obtient encore exactement la même quantité d'oxygène que la première fois, plus de l'acide sulfurique hydraté, et vous avez en définitive  $MnS^3 + H = 2MnS$  et  $HS$ .

La seconde loi, énoncée plus haut, nous conduit à des résultats non moins intéressants. M. Ure a publié, comme vous l'avez vu (*The Atheneum*, 1839, n° 620) des recherches sur la quantité de chaleur dégagée par plusieurs houilles. De ces expériences il tire le résultat que la méthode généralement usitée jusqu'à présent, et qui consiste à mesurer l'effet utile d'un combustible par la quantité d'oxygène qu'il exige pour sa combustion, doit être rejetée. M. Ure trouve que plus une houille contient d'hydrogène, moins elle donne de chaleur, ce qu'il attribue à la formation de vapeurs qui absorbent une portion du calorique. J'apprécie d'autant plus cette expérience, que l'auteur, qui n'en connaissait pas la cause, donne une explication évidemment fautive, vu que la combustion finale ne donne, abstraction faite des matières étrangères, que des gaz. Or, voici ce qu'il en est: la somme de chaleur correspondante à une certaine quantité d'eau et d'acide carbonique, que nous supposons provenir de la combustion, *étant constante*, il est évident que si l'hydrogène se trouvait combiné antérieurement au carbone, cette combinaison n'a pas pu avoir lieu sans dégagement de chaleur; cette quantité déjà éliminée ne peut plus se retrouver dans la quantité dégagée par la combustion définitive. Il

en résulte pour la pratique la règle fort simple, qu'un combustible composé dégage toujours moins de chaleur que ses éléments pris séparément. Un coup d'œil jeté sur les expériences de M. Dulong suffira pour convaincre qu'elles se prêtent très-bien à ce mode d'interprétation. Quand nous connaissons mieux les quantités de chaleur dégagées par la combinaison de plusieurs éléments, la quantité de chaleur dégagée par la combustion d'une substance organique deviendra un élément important, et qui nous conduira à une connaissance plus intime de sa constitution. J'ai la pleine conviction que nous n'aurons une idée précise des phénomènes chimiques que quand nous parviendrons à indiquer dans nos formules les rapports du calorique comme nous indiquons aujourd'hui le chiffre relatif des atomes pondérables; au moins la thermo-chimie promet-elle de nous dévoiler les lois encore secrètes de l'affinité.

4. *Expérience pour déterminer la FLUIDITÉ et la viscosité de divers liquides à la même température, ou du même liquide à divers degrés de chaleur; par M. Ure. (Bibl. de Gen., t. 23, p. 409.)*

Ayant eu occasion d'examiner officiellement le mode d'action et le mérite d'une nouvelle lampe inventée par M. Parker, et dans laquelle l'huile est chauffée par la flamme à la température de 200 à 250° F. (75 à 97° R.) avant que d'arriver à la mèche, il m'a été nécessaire de m'assurer du degré de fluidité qu'acquerrait l'huile par l'élévation de

la température. Lorsqu'on brûle dans cette lampe de l'huile de baleine du sud, qui a peu d'odeur, est à fort bon marché, mais qui est très-visqueuse, la lumière surpasse en pureté et en blancheur la lumière de la meilleure lampe mécanique garnie de l'huile végétale la plus pure, ou même d'huile de blanc de baleine. Cette supériorité, due en partie à la forme de la cheminée et à ce que l'huile est maintenue uniformément au niveau de la base de la flamme, doit être surtout attribuée à la haute température que l'huile acquiert et à la fluidité qui en est la conséquence, et qui lui permet d'entrer en plus complète combustion que ne pourrait le faire de l'huile froide et visqueuse. Cette élévation préliminaire de température paraît agir d'après le même principe que l'emploi de l'air chaud pour la fusion du fer dans les hauts-fourneaux.

Le premier appareil que j'ai employé consistait en un petit siphon de verre et une capsule de platine qui contenait une quantité mesurée du liquide à écouler par le siphon. Mais les essais faits par ce procédé m'ayant paru susceptibles d'erreur, des différences pouvant provenir de changements dans la position du siphon, j'ai répété les expériences par un procédé plus exact.

Le liquide, soit froid, soit élevé à une température déterminée, est placé dans un entonnoir en verre, terminé par un tube bien cylindrique d'un huitième de pouce en diamètre, et de trois pouces de longueur. L'entonnoir est supporté par un pied, et laisse écouler le liquide qu'il contient, dès que l'on retire une cheville de bois qui ferme l'orifice du tube. Un chronomètre, placé à côté, donne en secondes le temps que dure l'écoulement. Le volume du liquide employé est pour tous

les cas le même, c'est-à-dire une mesure contenant 2.000 grains d'eau à 65° F. (14,6 R.). Il est clair que le temps de l'écoulement des liquides ayant la même pesanteur spécifique et le même volume, et mis dans le même vaisseau, ne peut varier qu'en raison de la viscosité de ces liquides, et doit servir en conséquence à la mesurer. Il faudrait peut-être introduire une légère correction aux résultats obtenus, lorsqu'on emploie des liquides chauffés, et cela, en raison de l'expansion du tube de verre par la chaleur; mais cette cause d'erreur a été jugée assez faible pour pouvoir être négligée dans la pratique.

Une mesure contenant :

	Secondes.
2.000 grains d'eau à 60° F. (12°,4 R.) s'écoula	en 14
» » 68° F. (16° R.) »	13
» » 164° F. (58°,6 R.) »	12

Lorsque l'entonnoir et le tube de verre étaient légèrement enduits d'huile, quoique très-ouverts et paraissant propres, puisqu'on les avait lavés à l'eau bouillante, l'écoulement était fort modifié, ainsi :

Une mesure contenant :

	Secondes.
2.000 grains d'eau à 150° F. (52°,4 R.) s'écoula	en 22
» » 142° F. (48°,8 R.) »	23
» » 94° F. (27°,5 R.) »	24
» » 56° F. (10°,6 R.) »	25

tant est grande l'influence répulsive de l'huile pour retarder l'écoulement de l'eau au travers d'un petit orifice.

Une mesure de 2.000 grains d'eau à 65° F. remplit de :

	Pesant. spécif.	Température.	Secondes.
Essence de térébenthine.	0,874	65° F. (14°,6 R.)	en 14
Esprit pyroxilique. . . . .	8,830	<i>id.</i>	14½
Alcool. . . . .	0,830	<i>id.</i>	16
Acide nitrique. . . . .	1,340	<i>id.</i>	13½
Acide sulfurique. . . . .	1,840	<i>id.</i>	21
<i>Id.</i> . . . . .	»	262° F. (108°,1 R.)	15
Solution saturée de sel marin. . . . .	1,200	65° F. (14°,6 R.)	13
Huile de spermaceti. . . . .	0,890	<i>id.</i>	45½
Huile de navette belle. . . . .	0,920	<i>id.</i>	100
Huile de veau marin blanche. . . . .	0,920	<i>id.</i>	66
Huile de baleine du sud belle. . . . .	0,920	<i>id.</i>	66
Huile de spermaceti. . . . .		254° F. (98°,6 R.)	15
Huile de navette. . . . .		<i>id.</i>	17
Huile de baleine du sud. . . . .		250° F. (96°,7 R.)	17

L'huile de navette est si visqueuse, qu'elle ne brûle qu'avec difficulté dans les lampes ordinaires; mais dans la lampe à échauffement de Parker, elle donne une très-belle lumière.

Dans mon premier appareil à siphon, où la pression du liquide n'était que d'un demi-pouce, différence de niveau dans les deux branches du siphon, j'ai remarqué que la mesure d'huile de spermaceti ne s'écoulait qu'en 2,700 secondes, tandis que la même quantité d'essence de térébenthine n'en exigeait que 95. Il semble, en conséquence, que la fluidité d'une huile visqueuse diminue en très-rapide proportion avec la diminution de la pression. De là il résulte qu'une huile brûlera bien dans une lampe mécanique, où elle est élevée au niveau de la base de la flamme par un mouvement d'horlogerie, tandis qu'elle donnera une très-faible lumière dans une lampe où l'huile n'est soumise qu'à une faible pression.

5. *Ductilité du verre*; par M. Colladon. (Bibl de Gen., t. 23, p. 411.)

Le conservateur du musée d'Avignon a remarqué que presque tous les vases de verre que l'on a trouvés enfouis à Vaison, étaient mous et ductiles au moment où on les a découverts, à tel point qu'on pouvait les pétrir, les ployer et les couper avec une lame de couteau; mais que ces objets reprennent la fragilité et la dureté du verre ordinaire, après quelques heures d'exposition à l'air. Ces effets ne s'observent d'ailleurs que sur les vases enfouis à une profondeur d'au moins trois mètres.

6. *Sur plusieurs composés gazeux formés par les éléments de l'eau*; par M. le professeur Hare, de Pensylvanie. (J. de Pharm. t. 25, p. 400.)

Je remarquai, il y a quelques années, que, lorsque le gaz oléfiant (carbure bi-hydrique de Berzélius) était enflammé avec un volume égal d'oxygène, il se déposait du carbone, tandis que le gaz qui en résultait occupait un espace deux fois plus considérable que le mélange lui-même avant son explosion. Je crois, aujourd'hui, pouvoir rendre compte de ce phénomène. Je me suis assuré, par de nombreuses expériences faites à l'aide de ma jauge eudiométrique à baromètre (1), que si une substance gazeuse ou inflammable,

(1) Cet instrument (*barometer gage eudiometer*) a été décrit, avec gravure, dans un des volumes des Transactions de la Société philosophique de Philadelphie.

volatile, se trouvait en contact avec les éléments gazeux de l'eau, au moment de leur explosion, il arrivait qu'au lieu de condensation il y avait génération d'un gaz permanent formé par l'union de la matière inflammable avec l'eau au moment où elle se forme. Ainsi, deux volumes d'oxygène et quatre d'hydrogène avec un volume de gaz oléfiant, en donnent six d'un gaz permanent qui brûle de la même manière que le carbure d'hydrogène léger (carbure tétrahydrique de Berzélius), et en a l'odeur. La même quantité d'hydrogène pur et d'oxygène avec un demi-volume d'éther hydrique donne, pour moyenne, le même résidu. Un volume de mon nouvel éther hyponitieux, dans les mêmes circonstances, donne cinq volumes de gaz.

On obtient un produit analogue en brûlant les mêmes éléments de l'eau en contact avec une huile essentielle. Avec celle de térébenthine, on obtient un gaz dont cent pouces cubes pèsent 16 grains  $\frac{1}{2}$ ; ce qui est à peu près la même pesanteur que celle du carbure d'hydrogène léger. Le même volume de gaz fourni par le gaz oléfiant ou l'éther pesait, terme moyen, 13 grains  $\frac{1}{2}$ . Le gaz oléfiant que j'employais dans ces expériences pesait seulement 30 grains  $\frac{1}{2}$  par cent pouces cubes; conséquemment, dilaté *per se* en six volumes, il ne devait peser qu'un sixième de ce poids, ou un peu plus de 5 grains par cent pouces cubes. Il ne peut donc y avoir de doute que le gaz obtenu par ces moyens ne soit principalement composé d'eau, ou de ses éléments, dans la proportion de deux volumes d'hydrogène pour un d'eau.

Avec un volume du nouvel éther hyponitieux, six volumes du mélange d'hydrogène et d'oxygène

donnent une moyenne d'environ cinq volumes de résidu. Le gaz obtenu dans l'une ou l'autre des expériences ci-dessus mentionnées ne contient point d'acide carbonique; et lorsqu'il est fourni par le gaz oléfiant, il semble donner à l'analyse la même quantité de carbone et d'hydrogène que ce gaz en contenait avant l'expansion.

Ces faits indiquent une source d'erreurs dans les expériences d'analyse des mélanges gazeux par la combustion avec l'hydrogène et l'oxygène, expériences dans lesquelles la condensation qui avait eu lieu était prise comme base d'estimation. Il paraît que l'eau produite dans ces expériences peut donner lieu à de nouveaux composés, par sa combinaison avec certaines substances volatiles qui peuvent être présentes.

7. *Sur l'HYDROGÈNE PHOSPHORÉ et IODO-PHOSPHORÉ*; par M. H. Rose. (Ann. der Pharm. t. 30, p. 320.) (Institut, 1839, n° 313, p. 457.)

*Hydrogène phosphoré.* M. Leverrier a fait connaître, il y a déjà quelques années, diverses expériences sur les deux modifications du gaz hydrogène phosphoré, et a cherché à démontrer que le gaz qui s'enflamme spontanément est mêlé à une moindre quantité de gaz hydrogène phosphoré, et que celui qui contient le moins de phosphore consiste en un atome de phosphore et deux atomes d'hydrogène. Ce gaz, dont le gaz ordinaire spontanément inflammable doit contenir environ  $\frac{1}{5}$  de son volume, n'a été ni préparé par lui, ni déterminé dans sa composition par des essais. Il suppose en effet qu'il s'enflamme de lui-

même à l'air, et que l'inflammabilité du gaz ordinaire est la conséquence de la présence de cette espèce hypothétique de gaz. Par l'influence de la lumière ce gaz se décompose, selon lui, en hydrure solide de phosphore (consistant en un atome de phosphore et un atome d'hydrogène) et en gaz hydrogène phosphoré ordinaire. Les seules recherches que M. Leverrier ait faites pour établir cette substance hypothétique, consistent, selon lui, en ce que, dans l'analyse du gaz inflammable ordinaire, il a obtenu une très-petite quantité de phosphore qui excède celle que devrait fournir la formule  $P + 3 H$ .

M. Leverrier, en avançant cette assertion, paraît ne pas avoir été au courant des nombreuses expériences que plusieurs chimistes avaient faites avant lui pour découvrir la cause de l'inflammation spontanée du gaz hydrogène phosphoré. En particulier, il semble ne pas connaître les travaux de M. Graham, ainsi que les expériences de M. Magnus sur l'hydrure solide de phosphore.

Dans les nombreuses recherches que j'ai faites sur le gaz à inflammation spontanée, je l'ai d'abord débarrassé soigneusement de la vapeur de phosphore avec laquelle il pouvait être uni, en même temps que je le faisais sécher complètement, au moyen d'un ballon tubulé qui contenait du chlorure de calcium et ce que je le conduisais à travers un tube long de 4 à 5 pieds rempli également de chlorure de calcium. Lorsque la chaleur était faible dans la préparation du gaz et quand il n'y avait pas eu détonation dans le tube, il se déposait du phosphore en vapeur, qui avait suivi le gaz et la vapeur d'eau seulement dans le chlorure du ballon et au plus sur les portions du chlorure à



l'entrée du tube. Le gaz ainsi obtenu était parfaitement exempt de vapeur d'eau et pouvait, sans déposer de phosphore ou de l'hydrure de phosphore, être conservé dans l'obscurité ou à la lumière diffuse, ou même à la lumière du soleil. C'est avec ce gaz hydrogène phosphoré, ainsi purifié, que j'ai fait les essais que j'ai décrit précédemment. Il est possible et même vraisemblable que le phosphore qui se dépose sur le chlorure de calcium contienne de l'hydrogène et soit un hydrure de phosphore, mais je n'ai pas cherché à m'en assurer.

C'est une opinion déjà ancienne que l'hydrogène phosphoré spontanément inflammable perd, par son exposition et surtout par l'action des rayons solaires, une portion de son phosphore, et se transforme en un gaz qui n'est pas inflammable spontanément, parce qu'on croyait qu'il contenait moins de phosphore que le gaz inflammable. Depuis longtemps, j'avais eu à plusieurs reprises l'occasion de remarquer que le gaz préparé de la manière décrite ne déposait jamais de phosphore; mais ce n'est qu'après la publication du mémoire de M. Leverrier que j'ai fait quelques recherches à cet égard. L'hydrogène phosphoré obtenu soit en traitant une solution de potasse et de phosphore, soit en chauffant de l'acide phosphoreux, se purifie de la même manière par le chlorure de calcium, et se conserve très-bien soit sur le mercure, soit sur de l'eau bien bouillie renfermée dans des flacons bouchés avec de bons bouchons recouverts d'un lut. Une partie des flacons ainsi préparés fut portée et conservée dans un lieu obscur; une autre partie fut exposée pendant deux années aux rayons solaires, et quoique l'ac-

tion de la lumière eût à plusieurs époques été exaltée par une chaleur très-intense, qui se réfléchissait à midi d'un mur blanc sur les flacons, le gaz n'en resta pas moins inaltérable dans tous les flacons, et parfaitement semblable à celui conservé aussi dans d'autres flacons, mais dans un lieu obscur.

Ces expériences réfutent les assertions de M. Leverrier, qui d'ailleurs étaient en contradiction avec les essais que j'avais faits depuis longtemps. Il a eu l'idée, comme on sait, de combiner l'hydrogène phosphoré avec quelques chlorures volatiles, en particulier le chlorure de bismuth, ceux d'étain et d'alumine, et même avec l'hydrogène chloré. Le gaz obtenu par l'ébullition du phosphore dans une dissolution de potasse fournit ces combinaisons aussi bien que celui obtenu en chauffant de l'acide phosphoreux hydraté. Dans ces combinaisons on pouvait séparer le gaz à l'état de gaz spontanément inflammable quand on y versait de l'ammoniaque liquide non inflammable lui-même, et même quand on les étendait avec d'autres liquides aqueux. De cette manière on pouvait obtenir un gaz spontanément inflammable en chauffant de l'acide phosphoreux, et non inflammable en faisant bouillir du phosphore avec une solution de potasse, ce qu'au reste M. Graham avait déjà obtenu par un autre moyen.

*Hydrogène iodo-phosphoré.* En analysant ce corps, j'ai conjecturé qu'on pourrait obtenir des composés analogues avec le sel ammoniaque, par le motif que tous deux cristallisent en cubes, circonstance qui servirait à établir un isomorphisme entre l'hydrogène phosphoré et l'ammoniac. Mais il reste encore, à cet égard, un peu

d'incertitude, attendu que les formes cristallines des systèmes réguliers de cristallisation peuvent être obtenues des corps les plus divers.

Lorsque j'ai fait connaître, au commencement de 1832, mes expériences sur le gaz hydrogène phosphoré, j'admettais que ce gaz consistait en un demi-volume de vapeur de phosphore et un volume et demi d'hydrogène condensés en un volume, attendu qu'en général on doit considérer la pesanteur spécifique des gaz élémentaires et des vapeurs comme proportionnelle à leurs poids atomiques. Un peu plus tard, M. Dumas a fait connaître ses travaux sur la détermination du poids de la vapeur du soufre et de celle de phosphore, d'où il résulte que ce qu'on nomme un atome de phosphore correspond à un demi-volume de vapeur. A dater de cette époque, il fallut bien admettre dans l'hydrogène phosphoré un quart de volume de vapeur de phosphore et un volume et demi d'hydrogène condensés en un volume, si on ne voulait pas abandonner l'idée, qui, du reste, ne se trouve démontrée par rien, que la vapeur de phosphore dans le gaz hydrogène phosphoré avait le même poids que la vapeur pure. En effet, si un volume et demi d'hydrogène dans le gaz hydrogène phosphoré s'unit à un quart de volume de vapeur de phosphore, et dans l'ammoniaque à un demi-volume d'azote, et si les rapports de condensation dans ces deux gaz ne sont pas ceux annoncés, il n'est pas par conséquent vraisemblable que dans leurs combinaisons cristallisées solides ils seront isomorphes.

J'ai préparé depuis plus de huit ans de l'hydrogène iodo-phosphoré, et je l'ai conservé dans un tube scellé à la lampe aux deux bouts. Au moyen

de la flamme d'une lampe à esprit de vin on a fait passer ce corps d'un endroit dans un autre et on l'a concentré autant que possible. Favorisés par des circonstances favorables, des cristaux de ce corps, d'une très-grande beauté, s'étaient déposés. Ces cristaux, parfaitement purs et diaphanes, avaient un bel éclat diamanté; leurs arêtes avaient une ou plusieurs lignes de grandeur; mais, quoique les plus gros cristaux ne pussent être apparents qu'à travers le verre, et que les petits, à cause de leur mobilité, ne fussent pas propres à servir à des mesures, on put néanmoins se convaincre parfaitement qu'ils ne formaient point de cubes, mais qu'ils appartenaient au système tétraédrique (*viergliedrigen*) de cristallisation.

Maintenant, comme le sel ammoniac appartient à un système régulier de cristallisation, il s'ensuit irrévocablement que l'ammoniaque et l'hydrogène phosphoré ne peuvent être isomorphes.

8. *Sur les EXPLOSIONS dans les mines*; par M. Graham (Institut, 1839, n° 300).

Après les explosions qui ont lieu dans les mines, l'atmosphère se trouve chargée d'une énorme proportion d'acide carbonique qui s'oppose à ce que l'on puisse porter secours aux ouvriers. Dans un bon nombre de cas, il a été démontré que l'oxygène de l'air n'était pas épuisé après l'explosion, quoiqu'il fût rendu irrespirable par 5 à 10 p. o/o d'acide carbonique. J'ai trouvé que le meilleur moyen de lui enlever promptement cet acide, était de le mettre en contact avec un mélange, à parties égales, de chaux éteinte en poudre sèche

et de sel de Glauber, qui absorbe l'acide avec une extrême avidité. On pourrait pénétrer sans danger dans les mines qui contiennent de l'air vicié par un gaz malfaisant quelconque, en forçant l'air à se tamiser à travers un coussin d'un pouce d'épaisseur que l'on placerait sur la bouche, et qui aurait été rempli du mélange précité.

9. *Sur le poids atomique du CARBONE*; par M. Berzélius. (Ann. de Pogg. t. 47, p. 199.)

Dans ces derniers temps, quelques chimistes, et Dumas en particulier, ont cru que le poids atomique admis pour le carbone (76,438) était trop élevé. Cette opinion est essentiellement motivée sur ce que, dans les analyses de substances organiques, de la naphthaline en particulier, on obtient un excès qui ne peut être attribué à une erreur dans le poids atomique de l'hydrogène, et qu'il est difficile d'expliquer autrement que par le nombre trop élevé admis pour le poids atomique du charbon. J'ai donc repris l'examen de cette question importante.

Je rappelle d'abord que l'expérience sur laquelle repose la détermination du nombre 76,438 est des plus simples, et en même temps des plus exactes. C'est avec Dulong, dans le laboratoire de Berthollet, à Arcueil, avec les excellents instruments qui s'y trouvaient, que je l'ai faite. Elle consistait à prendre la pesanteur spécifique du gaz acide carbonique. Peu d'expériences offrent autant de garanties d'exactitude que celle-là. Il est aisé d'obtenir le gaz acide carbonique à un état de pureté parfait, de déterminer s'il est mélangé

d'air, et dans quelle proportion; il n'entre dans la composition de ce gaz aucun élément dont le poids atomique soit susceptible de quelque incertitude, etc.

Faraday, Mitscherlich, Laurent, Dumas, Liebig, Blanchet, Sell, et, dernièrement sous la direction de Liebig, Woskresenski, ont tous trouvé, dans l'analyse qu'ils ont faite de la naphthaline par la combustion, une proportion de carbone de 94 à 95 p. o/o, et par conséquent de 6 à 5 p. o/o d'hydrogène; tandis que, d'après le calcul, on aurait dû obtenir 93,873 p. o/o de carbone, et 6,127 d'hydrogène, en prenant 76,438 pour le poids atomique du carbone. En admettant que la naphthaline soit  $C^8H^8$  ou  $C^8H^6$ , on a bien 94,23 ou 94,84 p. o/o de carbone, mais il n'y a que 5,77 ou 5,16 d'hydrogène, ce qui suppose un si grand excès de l'eau obtenue par l'analyse, qu'une telle composition est inadmissible. Il est probable que la naphthaline renferme un nombre d'atomes simples plus considérable; mais en supposant même qu'elle fût représentée par  $C^{10}H^{16}$ , il y aurait encore 94,15 p. o/o de carbone, et 5,85 d'hydrogène, ce qui donne encore un excès d'eau plus grand qu'il ne peut l'être dans une analyse bien faite.

Il faut donc qu'il y ait une erreur; cette erreur est dans la méthode d'analyse, ou elle est dans le nombre adopté pour le poids atomique du carbone. C'est seulement de l'examen de cette dernière alternative que j'ai eu à m'occuper.

C'est en opérant sur des carbonates et des oxalates de plomb, vu que le poids atomique de l'oxyde de plomb est déterminé avec assez de certitude, que, secondé par M. Lars Swanberg, j'ai cherché à résoudre la question.

On prit 17,8005 grammes de carbonate de plomb, obtenu en faisant tomber goutte à goutte, dans du nitrate de plomb, une solution de carbonate d'ammoniaque pur en excès, et en lavant et séchant parfaitement bien à 165°; ces 17,8005 gr. furent chauffés dans un creuset de platine à une faible chaleur rouge, puis refroidis sur de l'acide sulfurique; il resta 14,8559 grammes d'oxyde de plomb; donc le poids de l'acide carbonique était de 2,9446, ce qui donne, pour le poids atomique de ce gaz, 276,405, et pour celui du carbone, 76,405. — L'oxyde avait une couleur d'un jaune pur, et se dissolvait sans résidu dans l'acide acétique étendu.

De l'oxalate de plomb, obtenu par un précipité avec de l'acide oxalique en excès dans de l'acétate de plomb, fut séché à 140° cent., puis on en brûla 12,399 grammes dans le même ballon où on l'avait pesé et séché; on eut pour résidu une masse jaune-citron pâle, du poids de 9,3478 grammes, qui, dissoute elle-même dans de l'acide acétique étendu, laissa un résidu de plomb métallique pesant 0,1413, et correspondant à une perte d'oxygène de 0,0109, en sorte qu'on eut, pour le poids de l'oxyde, 9,3587, et pour celui de l'acide oxalique, 3,0403. Il en résulte que le poids atomique de l'acide oxalique est 453,022, et celui du carbone 76,511.

Deux autres expériences, faites également avec l'oxalate de plomb, donnèrent des nombres légèrement plus élevés, ce qui tient probablement à ce que l'oxalate de plomb dont on avait fait usage avait été obtenu au moyen du nitrate de plomb. J'attache donc une plus grande confiance aux deux premières expériences; seules elles ne suf-

firaient peut-être pas pour déterminer le poids atomique du carbone, mais leur résultat, qui donne 76,458 pour le poids atomique, s'accorde tellement bien avec celui qui est déduit de la pesanteur spécifique du gaz acide carbonique, et qui est 76,438, qu'il est difficile de ne pas demeurer convaincu que ce nombre est bien le véritable. Le poids atomique du carbone n'est par conséquent pas plus faible, d'autant plus que les autres expériences auraient donné un nombre plutôt plus fort.

Une autre question que soulève la détermination du poids atomique du carbone, est de savoir si l'acide carbonique doit être représenté par  $C+O$ , et l'oxyde de carbone par  $2C+O$ , ou bien si l'oxyde de carbone étant  $C+O$ , l'acide carbonique est  $C+2O$ . — Dans le premier cas, le poids atomique du carbone serait la moitié de ce qu'il est dans le second, c'est-à-dire 38,219. Dumas, et d'après lui quelques autres chimistes français, admettent ce dernier nombre; mais, en comparant le degré de vraisemblance des deux poids, je trouve que le plus fort, c'est-à-dire 76,438, doit être préféré. Dans ce cas, l'oxyde de carbone se compose de 1 volume d'oxygène et 1 volume de carbone en vapeur sans condensation; l'acide carbonique, de 2 volumes d'oxygène et 1 volume de carbone condensés en 2 volumes, condensation analogue à celle que présente la composition de l'eau. Avec la valeur 38,219, l'oxyde de carbone se compose de 2 vol. carbone et 1 vol. oxygène condensés en 2 volumes, et l'acide carbonique, de 1 vol. carbone et 1 vol. oxygène sans condensation. Il faudrait pouvoir déterminer directement le volume du carbone à l'état de gaz pour décider entre ces deux manières de voir, qui ont pour le

moment autant de vraisemblance l'une que l'autre.

Mais si l'on examine la question en ayant égard à la composition des carbonates, on trouve que la balance penche en faveur du poids atomique 76,438. Le fait que les sels neutres renferment 1 atome d'acide pour 1 atome de base, et 1 atome du radical, soit de l'acide, soit de la base, est si général qu'on n'y a trouvé jusqu'ici d'exception que dans les acides qui sont formés de 2 atomes de radical et de 1, 3 ou 5, c'est-à-dire d'un nombre impair d'atomes d'oxygène. Si l'acide carbonique était représenté par  $C+O$ , les carbonates neutres de baryte, de strontiane et de chaux se composeraient de 1 atome de base et de 2 d'acide carbonique; on devrait s'attendre à pouvoir, en chauffant doucement, chasser l'un des atomes en conservant l'autre, ce qui n'a pas lieu. La manière dont ces carbonates se comportent s'accorde au contraire beaucoup mieux avec la composition  $C+2O$ .

Un autre motif en faveur de cette dernière formule est tiré des autres combinaisons que le carbone forme avec l'oxygène. En effet, si le poids de l'atome de carbone est 38,219, l'acide oxalique sera  $C^2O^3$ , l'acide mélitique  $C^3O^3$ , l'acide mésoxalique  $C^2O^4$ , l'acide croconique  $C^3O^4$ , et l'acide rhodizinique  $C^4O^7$ , tandis qu'avec le nombre 76,438, le nombre des atomes de carbone est moitié moindre, ce qui est surtout vraisemblable pour les acides oxalique et mésoxalique. C'est à la suite de quelques analyses telles que celles de l'indigo, qui semblaient conduire à la nécessité d'admettre un demi-atome de carbone, si l'on adoptait pour son poids atomique 76,438, que M. Dumas a été conduit à préférer 38,219; mais je crois qu'il est plus prudent de considérer

ce résultat analytique comme susceptible d'être rectifié, que d'être obligé de regarder les carbonates neutres comme composés de 1 atome de base et de 2 atomes d'acide carbonique (1).

10. *Observations sur les empoisonnements par la VAPEUR DU CHARBON*; par M. Bird. (Bibl. de Genève, t. 23, p. 245.)

L'air dans lequel on a brûlé du charbon contient, outre de l'oxygène et de l'azote, de l'acide carbonique, de l'oxyde de carbone, de la vapeur aqueuse, une huile empyreumatique volatile, du carbonate, de l'hydrochlorate et du sulfate d'ammoniaque.

Le gaz acide carbonique asphyxie par l'action délétère spécifique qu'il exerce sur le système nerveux.

Il suffit que la proportion du gaz délétère dépasse  $3\frac{1}{2}$  p. o/o pour que ses effets soient mortels pour les animaux dans un mélange de 79 p. o/o

(1) Si l'on se laisse diriger dans la détermination du poids de l'atome de carbone par la chaleur spécifique de ce corps simple, non-seulement on trouvera que le nombre 38,219 ne peut être adopté, mais même 76,438 serait trop petit, et c'est le double qu'il faudrait prendre. En effet, d'après quelques essais que nous avons faits, M. Marcet et moi, la chaleur spécifique du carbone pur serait d'environ 0,26, nombre qu'a également trouvé M. Avogadro, ce qui donnerait 152 environ pour le poids de son atome, d'après la loi de Dulong et Petit, que les atomes des corps simples ont tous la même chaleur spécifique. Mais c'est évidemment, sous le rapport chimique, un nombre trop fort, et pour le moment, celui qui paraît être le plus vraisemblable est 76,438. (A. de la Rive.)

d'acide carbonique et de 21 d'oxygène, de même que dans un mélange de 21 d'acide carbonique et de 79 d'oxygène. Une bougie brûle cependant avec vivacité dans ce dernier mélange, ce qui prouve que, dans les localités qui donnent des motifs de suspecter la présence de l'acide carbonique, la combustion de la bougie n'est pas toujours un indice de l'absence de ce gaz.

La proportion d'acide carbonique dans l'air expiré par les animaux à sang chaud est de 12,75 p. 0/0, et pour les animaux à sang froid, de 13,116.

11. *Affinité de l'ACIDE SULFURIQUE pour l'eau*; par M. Watson. (S. R. de Londres, juin 1838.) (Institut, 1839, n° 278.)

En plaçant des portions d'acide sulfurique concentré pesées, ensuite étendues de quantités connues d'eau sous le récipient de la machine pneumatique, à côté de capsules contenant des portions égales d'acide concentré pur à 1,8428 de densité, j'ai reconnu que l'acide étendu se concentrait et était amené à la densité de 1,814, à une température qui peut varier de 65 à 67° F., et que de l'acide de cette force dessèche un espace vide quand la température n'excède pas 57°.

Au milieu de l'air atmosphérique, lorsque l'affinité de l'espace pour la vapeur, ou la force d'évaporation, est égale à 0,75 pouces de mercure, elle balance exactement l'affinité pour l'eau de l'acide sulfurique à 1,249 de densité.

La force d'évaporation de l'air s'exerçant sur un pareil acide est moindre que celle du vide à la même température. Mes expériences prouvent que

l'évaporation n'est pas due à une affinité chimique entre la vapeur et l'air, mais elles confirment l'opinion que l'obstacle à cette évaporation dans l'air libre est plutôt dû à la pression qu'à la force d'inertie des particules de l'air.

Je crois que la fabrication de l'acide sulfurique serait accélérée par l'admission régulière de la vapeur d'eau dans les chambres de condensation maintenues à une température élevée et constante.

12. *Production particulière de l'ACIDE SULFURIQUE*; par M. H. Rose. (Ann. de Pogg., t. 47; p. 161.)

On sait que le gaz hydrogène sulfuré ramène à des degrés d'oxydation moindres les oxydes les plus avancés de quelques métaux. En général cette réduction a lieu avec formation d'eau et dépôt de soufre; mais j'ai reconnu que, dans quelques-uns, il se forme en même temps une quantité très-notable d'acide sulfurique.

Avec l'acétate de fer ou le chlorure en dissolution à froid il ne s'en produit pas du tout; mais si l'on chauffe la dissolution du chlorure, on trouve de l'acide sulfurique dans la liqueur.

Si l'on ajoute de l'acide acétique ou de l'acide hydrochlorique à une dissolution étendue de chromate de potasse neutre, et qu'on y fasse passer ensuite du gaz hydrogène sulfuré, il ne se forme pas du tout d'acide sulfurique quand les dissolutions sont froides; mais il s'en forme si ces dissolutions ont été préalablement chauffées.

L'iodate de potasse ou de soude en dissolution est décomposé par l'hydrogène sulfuré avec for-

mation d'une grande quantité d'acide sulfurique, même à froid : il en est de même des bromates; mais les chlorates, non plus que les perchlorates alcalins, ne sont aucunement altérés par ce gaz.

L'hydrogène sulfuré transforme en acide hydriodique l'iode que l'on met en suspension dans l'eau : à froid il ne produit pas la moindre trace d'acide sulfurique; mais, si l'on chauffe, il s'en forme une quantité très-notable.

Lorsqu'il se précipite d'une liqueur quelconque dans laquelle il se trouve dissous, le soufre est dans un état de division extrême; mais on remarque qu'il conserve sa couleur quand cette liqueur ne renferme pas d'hydrogène sulfuré, et que, dans le cas contraire, il est tout à fait blanc, et comme laiteux. J'ai reconnu que ce soufre blanc renferme toujours en combinaison une certaine quantité, fort petite, d'hydrogène sulfuré qu'il est impossible d'en séparer par le lavage.

---

13. *Nouveau composé d'ACIDE SULFURIQUE ANHYDRE et d'OXYDE D'AZOTE*; par M. H. Rose. (Institut, 1840, n° 325, p. 107.)

Si on fait arriver du gaz oxyde d'azote sec dans de l'acide sulfurique anhydre, on obtient un corps blanc, dur, non fumant, qui attire promptement l'humidité de l'air, et enfin se résout peu à peu en un liquide incolore qui ne fume pas non plus. Jeté dans l'eau, il s'y dissout aussitôt en répandant avec abondance des vapeurs rouges; la dissolution contient de l'acide sulfurique et de l'acide nitrique. Si on le jette dans l'eau dans un vase vide d'air, il se développe aussitôt un gaz incolore, qui

forme des vapeurs rougeâtres, dès qu'on introduit l'air atmosphérique. — L'acide sulfurique concentré dissout une grande quantité de ce composé d'acide sulfurique et d'oxyde d'azote; on ne peut parvenir par l'application de la chaleur à chasser l'oxyde d'azote de la solution. Si on ajoute de l'eau à cette solution, il se dégage aussitôt par le contact de l'air d'abondantes vapeurs rouges. — Si on jette une petite quantité de ce composé dans une dissolution de vitriol vert, celle-ci se colore aussitôt fortement en noir. Dans d'autres solutions salines on ne remarque au contraire aucun changement. — L'alcool transforme ce corps en éther nitrique; avec l'ammoniaque il produit du sulfate d'ammoniaque à une haute température, et avec le contact de l'air il est complètement volatil. — Dans ce composé, l'acide, comme dans les sulfates neutres, contient trois fois autant d'oxygène que l'oxyde d'azote.

---

14. *De l'ACIDE HYPOSULFUREUX libre*; par M. Langlois, professeur de chimie à l'hôpital militaire d'instruction de Strasbourg. (Comptes rendus, 1840, p. 461.)

Depuis les travaux de M. Herschel et de M. Gay-Lussac sur l'acide hyposulfureux et ses combinaisons, on n'a rien publié, je crois, de nouveau sur ce sujet. Ces savants ont essayé d'isoler cet acide en décomposant l'hyposulfite de strontiane par les acides forts. Herschel employait l'acide sulfurique, et M. Gay-Lussac se servait d'acide chlorhydrique dissous dans l'alcool. Mais, quel que fût le procédé mis en usage, l'acide n'avait qu'une

existence éphémère ; il se transformait bientôt en gaz sulfureux et en soufre, encore n'était-il pas pur.

Ces recherches prouvaient cependant que l'acide hyposulfureux existait, et que, variant les moyens, on pourrait sans doute un jour le mettre en liberté.

L'étude des propriétés de l'hyposulfite de potasse m'a conduit à la découverte que j'ai l'honneur de communiquer à l'Académie. Ce sel fut obtenu par la méthode ordinaire, en faisant réagir le soufre sur une dissolution de bisulfite de potasse. Ses caractères physiques ne sont pas les mêmes que ceux indiqués par le chimiste anglais et les autres auteurs. La forme de ses cristaux est prismatique et non aiguillée ; il n'est pas déliquescent et rougit la teinture de tournesol. Dissous dans l'eau et soumis à l'action des acides énergiques, il n'éprouve aucune altération. Après avoir versé dans cette dissolution un excès d'acide sulfurique, la liqueur fut abandonnée à elle-même pendant plusieurs jours, et n'a point perdu de sa transparence. Ce qui est digne de remarque, c'est que l'eau-mère, dans laquelle les cristaux d'hyposulfite ont pris naissance, produit, par les acides, de la vapeur sulfureuse et un dépôt de soufre. La force qui préside à la cristallisation semble donc modifier la constitution du sel, puisque les cristaux ne se comportent pas comme le liquide qui les a fournis.

Ces observations conduisaient naturellement à faire des essais pour isoler l'acide hyposulfureux de l'hyposulfite de potasse.

D'abord j'ai employé l'acide tartrique, j'ai obtenu facilement un précipité de bitartrate de potasse, sans aucun signe de décomposition de l'a-

cide mis en liberté. J'aurais pu persister dans ce moyen, mais j'ai préféré me servir d'acide perchlorique, qui forme avec la potasse un sel plus insoluble encore que celui produit par l'acide tartrique.

Ayant fait dissoudre l'hyposulfite de potasse dans l'eau froide, j'ai versé, par petites parties, dans la solution, de l'acide perchlorique. Le perchlorate de potasse se dépose promptement, et le liquide reste transparent. Avec un peu d'attention, il est facile d'atteindre le point où la liqueur ne contient ni acide perchlorique, ni hyposulfite de potasse, mais seulement de l'acide hyposulfureux. On filtre ensuite pour séparer le perchlorate.

La concentration de l'acide ne peut avoir lieu qu'à une douce chaleur ; si la température s'élève trop, il ne tarde pas à se décomposer. Pour parer à cet inconvénient, il vaut mieux le concentrer au-dessus de l'acide sulfurique, dans le vide de la machine pneumatique.

L'acide ainsi obtenu est liquide, sans couleur ; sa consistance est légèrement sirupeuse. Il arrive un moment où sa densité ne peut être augmentée sans en décomposer une partie. Sa saveur est fortement acide et amère ; il ne paraît pas très-caustique.

Exposé à l'air libre, il en attire l'humidité.

Introduit dans un petit tube de verre et chauffé, l'acide hyposulfureux se décompose à la température de 80°C. Il se produit du gaz acide sulfureux et un dépôt de soufre.

Il ne trouble pas les sels de chaux et de strontiane. Le précipité qu'il forme dans la solution de baryte disparaît en ajoutant de l'eau distillée ou quelques gouttes d'acide nitrique.



Il ne produit rien dans la dissolution des sels de fer, de zinc et de cuivre.

Dans les sels de plomb, il détermine un précipité blanc qui devient noir par la chaleur.

Il forme d'abord, dans la solution de nitrate d'argent, un dépôt blanc jaunâtre qui prend aussitôt une couleur noire. Il se produit du sulfure et du sulfate d'argent.

Les sels de mercure et de platine sont précipités en noir.

Il agit, comme on le voit, sur les différents sels, de la même manière que l'hyposulfite de potasse.

L'acide nitrique réagit instantanément sur l'acide hyposulfureux concentré; du deutoxyde d'azote se dégage, du soufre se dépose, et la liqueur contient de l'acide sulfurique.

L'action de l'acide chlorique n'est pas moins remarquable que celle de l'acide nitrique; la décomposition des deux acides a lieu immédiatement avec un mouvement tumultueux. On voit apparaître du soufre, du chlore, et les réactifs indiquent dans la liqueur la présence de l'acide sulfurique. Le phénomène est semblable à celui que l'on observe quand on laisse tomber quelques gouttes d'acide chlorique sur l'alcool ou sur l'éther. Dans ce dernier cas, il y a de plus inflammation du corps combustible en excès.

L'acide chlorique, dont l'action est si vive sur l'acide hyposulfureux, n'agit pas sur l'hyposulfite de potasse.

L'emploi de l'acide perchlorique, pour extraire l'acide hyposulfureux, devrait faire présumer que ces deux acides pouvaient se trouver en présence sans se détruire. En effet, l'acide perchlorique,

mêlé à l'acide hyposulfureux concentré, n'a rien produit.

L'acide sulfurique paraît en opérer la décomposition en élevant la température. L'acide chlorhydrique est sans action sur lui.

Je n'ai point fait d'expériences pour établir directement la composition de l'acide hyposulfureux. Mes recherches à cet égard n'ont eu lieu que sur l'hyposulfite de potasse. Je suis à peu près certain que, dans cet acide, le soufre et l'oxygène se trouvent dans les proportions indiquées par M. Gay-Lussac. L'hyposulfite de potasse, chauffé sur une lame de platine ou dans un tube de verre, laisse échapper du soufre; le résidu est formé entièrement de sulfate neutre de potasse, sans sous-sulfate ni sulfure. Ce fait ne pourrait bien s'expliquer qu'en considérant ce sel comme formé de 1 atome de potasse et de 3 atomes d'acide hyposulfureux. La chaleur détruirait 2 atomes d'acide, dont l'oxygène se porterait sur l'atome non décomposé, pour former l'acide sulfurique retenu par l'oxyde de potassium.

15. *Sur quelques faits relatifs aux composés oxydés du soufre*; par M. Persoz. (Comptes rendus, 1840, p. 573 et 665.)

Lorsque l'on fond du soufre avec du carbonate potassique, outre le sulfure de potassium, il se forme non pas du sulfate, mais du sulfo-sulfate potassique.

On obtient facilement l'acide *sulfo-sulfurique* (acide *hyposulfureux*) en décomposant le sulfo-sulfate potassique ou sodique par le nitrate ou

l'acétate plombique, et faisant passer un courant d'hydrogène à travers le précipité mis en suspension dans l'eau. Pour l'avoir à l'état concentré on filtre la liqueur et on l'évapore dans le vide ou dans une étuve à une température peu élevée.

C'est un liquide incolore qui rougit fortement le tournesol. Lorsqu'il est concentré il se décompose par la chaleur avec dépôt de soufre. L'acide sulfurique le décompose de la même manière.

En raison de son analogie avec l'acide oxysulfurique on peut prévoir la plupart de ses propriétés.

On peut encore obtenir l'acide sulfo-sulfurique en faisant réagir le sulfide hydrique, soit sur l'acide sulfureux sous l'influence de l'eau, soit sur l'acide sulfurique.

Dans la formation des hyposulfites il se produit plusieurs sels qui diffèrent par leurs propriétés et leur composition, et qui peuvent avoir pour base tantôt un oxyde, tantôt un sulfure et tantôt enfin un mélange de sulfobase et d'oxybase.

---

16. *Sur l'acide iodique cristallisé*; par M. Rammeisberg. (Ann. de Pog., t. 16, p. 156.)

L'acide iodique cristallisé séché à l'air est anhydre. Cet acide n'a pas, comme on l'a cru, la propriété de se combiner avec l'acide sulfurique.

---

17. *Recherche sur la composition de l'acide phosphorique cristallisé*; par M. Péligot. (Comptes rendus, 1840, p. 693.)

Ayant conservé pendant longtemps de l'acide

phosphorique sirupeux dans des flacons bouchés, il s'y est formé deux couches de cristaux, l'une supérieure, transparente et dure, l'autre inférieure, de la consistance du sucre de miel. Les ayant analysés séparément, après les avoir desséchés, j'ai trouvé 0,27 à 0,28 d'eau dans les premiers, et 0,22 à 0,23 dans les seconds; l'hydrate à trois équivalents en contiendrait 0,274, et l'hydrate à deux équivalents 0,201. On sait que l'acide phosphorique vitreux n'en contient qu'un atome. Les prévisions de M. Graham sur l'existence de trois hydrates se trouvent ainsi justifiées.

---

18. *Manière d'agir de l'acide sulfureux sur l'acide arsenique*; par M. Wohler. (Ann. der Pharm. mai 1839.)

Une dissolution d'acide arsénique saturée d'acide sulfureux, laisse déposer, au bout de peu de temps, des cristaux octaédriques, transparents et assez gros, d'acide arsenieux: c'est même là un bon moyen d'obtenir ce dernier acide bien cristallisé. En chauffant, la réduction s'effectue en peu de temps.

Cette décomposition de l'acide arsénique par l'acide sulfureux donne encore la facilité de précipiter rapidement l'arsenic à l'état de sulfure par l'hydrogène sulfuré, précipitation qui, comme on sait, n'a lieu que très-lentement lorsque l'arsenic n'est pas à l'état d'acide arsenieux; il suffit pour cela d'ajouter de l'acide sulfureux à la dissolution d'acide arsénique, de faire bouillir cette dissolution pour en chasser l'excès d'acide sulfureux, et d'y introduire ensuite un courant d'hydrogène sulfuré.

19. *Action de l'ACIDE ARSÉNIQUE sur le SUCRE DE CANNE*; par M. Elsner. (Ann. de Pogg., t. 46, p. 481.)

On sait que, pour découvrir de petites quantités d'acide sulfurique libre, M. Runger se sert d'une dissolution de 1 p. de sucre dans 30 p. d'eau: il enduit une plaque de porcelaine avec cette dissolution; il la chauffe à 100° à l'aide de la vapeur d'eau, et il verse alors par gouttes le liquide dans lequel il recherche l'acide sulfurique: la couleur noire qui apparaît au contact lui fait conclure la présence de cet acide, parce que la plupart des autres acides libres ne décomposent pas le sucre de cette manière.

J'ai trouvé que l'acide arsénique présente un caractère spécial, en ce qu'il tache la porcelaine enduite de sucre en un beau rouge ponceau. La réaction est encore sensible avec une liqueur qui ne renferme que  $\frac{1}{1200}$  d'acide arsénique.

Dans la réaction de l'acide arsénique sur le sucre, il se produit de l'acide ulmique, et l'acide arsénique est ramené à un degré inférieur d'oxydate.

M. le professeur Hunefeld a montré que le sucre de lait, la gomme, etc., se comportent de la même manière que le sucre de canne avec les acides.

20. *Analyse de l'ACIDE CARBONIQUE*; par M. Doberiner. (Journ. fur Chem., 1839, n° 10.)

On prend du carbonate de chaux en poudre extrêmement fine et bien sèche; on le met dans un tube d'essai avec du sodium coupé en petits mor-

ceaux, puis on chauffe sur la lampe à alcool. Quelques secondes après la décomposition s'opère avec dégagement de lumière, mais sans explosion et sans danger pour l'expérimentateur.

La masse devient noire, et après qu'elle a été lavée avec de l'eau et un acide, elle laisse du charbon pur.

On remarque qu'il ne se forme pas du tout d'oxycarbure dans cette opération, ce qui porte à croire, contrairement à l'expérience de M. Liebig, que le radical de l'acide carbonique est le carbone et non pas l'oxyde de carbone.

21. *Observations pour servir à l'histoire de l'ACIDE TARTRIQUE*; par MM. Soubeiran et Capitaine. (Journ. de Pharm., t. 25, p. 737.)

MM. Dumas et Liebig ayant fait la remarque curieuse que l'émétique possède la propriété de perdre par la chaleur deux équivalents d'eau de plus que les autres tartrates, M. Liebig a admis, pour expliquer le fait, qu'une partie de l'oxyde d'antimoine est réduite, en formant de l'eau avec une partie de l'hydrogène de l'acide, et que l'antimoine réduit restait à l'état métallique dans la combinaison.

Dans la vue de jeter quelque lumière sur la question de la composition de l'acide tartrique, nous avons examiné le tartrate ferrico-potassique et le tartrate borico-potassique.

Pour préparer le premier sel, il faut délayer dans l'eau du bitartrate de potasse pur et de l'hydrate de peroxyde de fer également à l'état de pureté, et faire digérer le tout ensemble pendant

24 à 36 heures, à une température de 50° à 60°, en ayant la précaution d'agiter de temps en temps. En faisant évaporer la liqueur filtrée à une douce chaleur dans des vases très-plats, on obtient le sel sous forme d'écaillés brillantes, d'une couleur brune presque noire, et qui paraissent d'un rouge de rubis par transparence.

Ce sel a la composition de l'émétique sans eau de cristallisation. Il contient :

Oxyde ferrique $\text{Fe}^2\text{O}^3$ . . .	0,3029	1 at.
Oxyde potassique $\text{KO}$ . . .	0,1826	1
Acide tartrique $\text{C}^8\text{H}^8\text{O}^8$ . .	0,5145	1
	<hr/>	
	1,0000	

Lorsqu'on le chauffe à une chaleur peu supérieure à 100°, l'oxyde de fer se réduit en partie avec dégagement d'eau et d'acide carbonique, et cette réduction commence même à s'opérer lorsque l'on tient en ébullition ses dissolutions concentrées.

Le tartrate borico-potassique ou crème de tartrate soluble a une composition correspondante à celle de l'émétique et du tartrate de potasse et de fer séchés à 100°. Il est difficile d'avoir le sel bien pur. Pour cela le mieux est de précipiter par l'alcool une dissolution concentrée de crème de tartre soluble, et de chauffer en la broyant la matière qui s'est précipitée : deux ou trois opérations pareilles suffisent pour achever la purification.

Ce tartrate double supporte une chaleur de 285° C. sans éprouver d'altération, et sans cesser d'être soluble; mais de 100° à 285° il abandonne 0,0837 d'eau, ou deux équivalents, tout comme l'émétique.

La crème de tartre soluble ne renfermant pas d'élément réductible, il est évident que l'explication proposée par M. Liebig, relativement à l'émétique, ne peut pas être admise.

Mais on peut, d'une manière aussi simple que facile, représenter la composition de l'acide tartrique et des tartrates, en adoptant pour équivalent de l'acide la formule  $\text{C}^8\text{H}^4\text{O}^8 = \text{T}$ , et admettant que cet acide s'unit toujours à 4 équivalents de base, eau ou oxyde métallique, deux de ces équivalents étant plus fortement retenus que les autres. On a alors :

$\text{T} + 2\text{H}^2\text{O} + \text{H}^2\text{O}$ ,  $\text{H}^2\text{O}$  acide tartrique cristallisable.

$\text{T} + 2\text{H}^2\text{O} + \text{H}^2\text{O}$ ,  $\text{KO}$  crème de tartre.

$\text{T} + 2\text{H}^2\text{O} + \text{KO}$ ,  $\text{KO}$  tartrate neutre de potasse.

$\text{T} + 2\text{H}^2\text{O} + \text{KO}$ ,  $\text{NO}$  sel de seignette.

$\text{T} + 2\text{H}^2\text{O} + \text{PO}$ ,  $\text{PO}$  tartrate de plomb.

Et les sels basiques connus seraient les suivants :

$\text{T} + 2\text{H}^2\text{O} + \text{KO}$ ,  $\text{Sb}^2\text{O}^3$  émétique séché à 100°.

$\text{T} + 2\text{H}^2\text{O} + \text{KO}$ ,  $\text{Fe}^2\text{O}^3$  tartrate ferrico-potassique.

$\text{T} + 2\text{H}^2\text{O} + \text{KO}$ ,  $\text{BO}^3$  crème de tartre soluble.

Puis en chauffant ces sels au-dessus de 100°, l'eau saline se trouverait déplacée; mais grâce à l'excès de base, la constitution des tartrates serait maintenue; ceci expliquerait comment les tartrates basiques sont les seuls qui peuvent perdre 2 at. d'eau par la chaleur, les autres ne contenant pas de base qui puisse les remplacer.

22. *Expériences pour servir à l'histoire de l'ALCOOL, de l'ESPRIT DE BOIS et des ÉTHERS*; par M. Kuhlmann. (Journ. de Pharm., t. 26, p. 210.)

Dans ce mémoire, mon but n'a pas été de m'oc-

cuper de spéculations relatives à la constitution chimique des éthers, mais d'étendre le cadre des faits qui seuls me paraissent devoir nous conduire à asseoir enfin sur des bases inébranlables cette partie si importante de nos théories.

J'ai donc fait toutes mes expériences sans leur donner une direction spéciale vers un système arrêté; et dans mes équations j'ai employé toujours les formules brutes de  $C_4H_{10}O_2$  et de  $C_1H_8O$ , pour désigner l'alcool et l'esprit de bois.

1. J'ai divisé mon travail en cinq parties. Dans la première, je jette un coup d'œil général sur les combinaisons que l'alcool et l'éther peuvent former avec les corps avides d'eau. Après avoir indiqué les circonstances où l'alcool et l'éther jouent le rôle de l'eau de cristallisation, je suis conduit à attribuer à ces corps le rôle d'acides ou de bases lorsqu'ils entrent dans des combinaisons qui présentent tous les caractères d'une matière saline. Ce n'est pas sans une certaine hésitation que j'ai admis l'existence de composés alcooliques, dans lesquels l'alcool joue le rôle de base. En présence de nos idées sur la constitution de l'alcool, idées qui tendent à envisager ce corps comme un hydrate d'éther, je devrais être conduit à regarder les combinaisons d'alcool comme des combinaisons d'éther et d'eau. Rien n'empêche sans doute de les envisager ainsi, mais rien ne conduit forcément à le faire; et certes, en examinant la question sans préoccupation de nos théories sur la constitution des alcools et des éthers, on admettra sans difficulté l'existence de composés alcooliques, quelque peu de stabilité que ces composés puissent présenter dans quelques circonstances. Ce sont, du reste, des questions que j'abandonne à la sagacité des

auteurs des diverses théories sur l'éthérification.

J'ai cru nécessaire d'admettre l'existence des composés alcooliques, parce que j'avais à distinguer ces corps d'une autre série également nombreuse de composés, que j'ai obtenus directement par la combinaison de l'éther avec les corps avides d'eau, et dont les propriétés diffèrent essentiellement de celles des composés alcooliques. Ainsi, tandis que par l'action de l'eau mes composés alcooliques donnent toujours de l'alcool, mes composés éthers donnent toujours de l'éther; tandis que tels composés alcooliques s'altèrent par la chaleur en donnant de l'éther, de l'huile, etc., les composés éthers correspondants se volatilisent sans altération; de ce nombre sont les composés que forme le perchlorure d'étain. D'autres composés alcooliques sont vaporisables sans altération, et ne se transforment en composés éthers que sous l'influence d'une température de  $140^\circ$  environ; telle est la combinaison de l'alcool avec le fluorure de bore.

Ce que je dis ici de l'alcool, quant aux combinaisons dans lesquelles il entre, est également applicable à l'esprit de bois.

J'ai fait voir que le rôle basique appartient non-seulement à l'alcool, à l'esprit de bois et à l'éther sulfurique, mais que les éthers des hydracides se trouvent dans le même cas; j'ai fait connaître le résultat de quelques essais sur cette sorte de composés.

2. Dans la deuxième partie de mon travail, je m'occupe de l'action de la chaleur sur les combinaisons alcooliques et méthyliques; celles d'abord où l'alcool et l'esprit de bois jouent le rôle d'a-

cides ; celles ensuite où ces corps forment l'élément électro-positif des composés.

Les combinaisons des bases puissantes avec l'alcool ou l'esprit de bois ne donnent jamais d'éther par l'action de la chaleur ; leur décomposition n'a lieu généralement qu'à une température peu élevée, et les parties d'alcool ou d'esprit de bois qui sont retenues, ne se décomposent que vers la température de 250°, et donnent lieu dès lors à des carbures hydriques à l'état de gaz, et dans quelques circonstances à une huile empyreumatique.

Les combinaisons d'alcool et de certains chlorures métalliques donnent toujours de l'éther vers la température de 140°, lorsque la combinaison est soumise à l'action de la chaleur en présence d'un excès d'alcool ; l'éther qui se dégage est alors de l'éther sulfurique en partie. Lorsque l'on opère avec un excès de chlorure éthérifiant, il ne se produit que de l'éther hydrochlorique qui, dans ce dernier cas, peut être obtenu à la température de 85° à 90°. L'éther ne se dégage pas toujours à l'état de liberté ; en opérant avec des chlorures volatils, l'éther s'obtient souvent, et surtout vers la fin des distillations, à l'état de combinaison avec ces chlorures.

En opérant la distillation d'un mélange de 100 parties de perchlorure d'étain avec 53,79 parties d'alcool absolu, ou 2 atomes perchlorure pour 3 atomes d'alcool, on obtient la plus forte proportion d'éther. Pour le perchlorure de fer, la proportion la plus convenable est celle de 100 perchlorure et de 57,82 alcool absolu, c'est-à-dire 2 atomes alcool pour 1 atome perchlorure. Lorsqu'on emploie des proportions d'alcool plus considéra-

bles que celles indiquées, l'excès distille sans décomposition avant l'éthérification.

La présence d'un peu d'eau peut nécessiter des modifications dans les proportions indiquées, mais n'empêche pas l'éthérification d'avoir lieu.

Les mélanges d'alcool absolu et de perchlorure d'étain ou de perchlorure de fer anhydre, faits dans les proportions convenables pour être représentés par les formules :  $2 \text{Sn Cl}_4$ ,  $3 \text{C}_2 \text{H}_5 \text{O}$ , et  $\text{Fe}_2 \text{Cl}_6$ ,  $2 \text{C}_2 \text{H}_5 \text{O}_2$ , peuvent être conservés pendant quinze jours dans le vide, sans perdre aucune partie des corps mis en présence et sans subir aucune altération.

La constitution des composés éthérés a lieu également dans des rapports simples et qui paraissent correspondre à ceux qui président à la formation des composés alcooliques. En faisant un mélange de 100 parties de perchlorure d'étain et 57,88 d'éther absolu, ce qui représente 2 atomes d'éther pour 1 atome de perchlorure, et en plaçant ce mélange dans le vide à la température ordinaire, un excès d'éther libre se volatilise, et cet excès représente  $\frac{1}{4}$  de la quantité employée, de sorte que le composé qui reste doit être formulé par  $2 \text{Sn Cl}_4$ ,  $3 \text{C}_2 \text{H}_5 \text{O}$ . En chauffant ce produit dans le vide jusqu'à 40 ou 50°, il distille et se condense dans le col de la cornue à l'état de beaux cristaux brillants, présentant la forme de tables rhomboïdales.

L'éthérification a été produite par l'action de la chaleur sur les composés alcooliques de perchlorure d'antimoine, de chlorure de zinc et de chlorure d'aluminium. Ce dernier ne donne que de l'éther hydrochlorique. Le chlorure d'arsenic ne m'a pas donné d'éther. L'action de la chaleur sur

les composés d'alcool et de fluorure de bore donne à 140° une combinaison étherée qui distille : avant 140°, une partie du composé alcoolique se vaporise sans altération. Le produit dans la cornue se transforme successivement en un composé étheré donnant de l'éther par son mélange avec l'eau. En opérant avec le perchlorure d'étain, le résidu dans la cornue, après dégagement d'une partie de l'éther, donne, par le contact de l'eau, constamment de l'alcool. Cette différence peut être attribuée à la grande volatilité du composé étheré de perchlorure d'étain, qui fait que ce composé s'échappe en vapeur dès qu'il est produit, ce qui n'a pas lieu pour le composé d'éther et de fluorure de bore qui ne se vaporise que vers 140°. Le fluorure de silicium ne donne pas lieu à l'éthérification de l'alcool.

3. Après l'éthérification de l'alcool par les chlorures et les fluorures métalliques, je me suis occupé d'examiner l'action des agents sur l'esprit de bois à une température élevée. Nous avons dit que l'esprit de bois formait des combinaisons alcooliques. L'action de la chaleur sur ces composés, où l'esprit de bois joue le rôle électro-positif, présente une grande analogie avec celle qu'elle exerce sur les composés alcooliques. Lorsque, dans le mélange d'esprit de bois et de chlorure éthérifiant, l'esprit de bois domine, il se forme, ainsi que cela a lieu pour l'alcool, deux espèces d'éther : un éther méthylique particulier qui vient se condenser à la température 0 et se maintient liquide à la température ordinaire, et de l'éther méthylhydrochlorique qui ne se condense qu'à des températures très-basses. Lorsque les chlorures sont en grand excès, ce n'est que ce

dernier éther qui se produit. Les températures auxquelles l'éthérification de l'esprit de bois a lieu sont généralement moins élevées que celles qui conviennent à l'éthérification de l'alcool. Ces températures sont celles de 125 à 150°. La proportion la plus favorable pour produire l'éthérification par le perchlorure d'étain paraît être celle de deux atomes esprit de bois et un atome perchlorure. La réaction des chlorures éthérifiants sur l'esprit de bois présente cette différence remarquable avec celle produite sur l'alcool, qu'avec l'esprit de bois le mélange se colore toujours en rouge brun, et que par l'addition de l'eau avec ce mélange il se précipite une matière d'apparence résineuse, ce qui n'a pas lieu avec l'alcool ; enfin les résidus de la distillation contiennent toujours une matière résineuse ou du charbon, et les chlorures s'y trouvent ramenés à l'état de proto-chlorures.

Le fluorure de bore transforme l'esprit de bois en éther méthylique ordinaire très-difficilement condensable ; cet éther ne se dégage jamais isolé, mais toujours combiné avec du fluorure de bore, dont il se sépare par le contact de l'eau.

Le fluorure de silicium ne donne pas plus d'éther avec l'esprit de bois qu'avec l'alcool.

4. La quatrième partie de mon travail a rapport à l'action de l'acide sulfurique anhydre sur l'alcool absolu. J'ai constaté que, contrairement à l'opinion généralement admise, l'acide sulfurique sec pouvait aussi transformer l'alcool absolu en éther, et j'ai fait connaître la condition à laquelle cette transformation a lieu.

J'ai fait voir qu'un mélange de deux atomes acide sulfurique anhydre et d'un atome alcool absolu ne donnait jamais d'éther, mais qu'en em-

ployant un mélange constitué dans la proportion d'un atome acide pour un atome alcool, l'éthérification avait lieu aux températures ordinaires, c'est-à-dire de 140 à 160°. Lorsqu'on emploie une plus grande quantité d'alcool, l'excès d'alcool distille avant l'éthérification; mais lorsqu'on augmente un peu la quantité d'acide, on obtient une plus grande quantité d'éther. Les proportions qui m'ont donné le plus d'éther sont celles de quatre atomes acide pour trois atomes alcool absolu.

L'éthérification par l'acide phosphorique anhydre n'a lieu que très-incomplètement et seulement en opérant avec un excès d'alcool.

L'esprit de bois anhydre donne avec l'acide sulfurique anhydre de l'éther méthylique, lorsque dans le mélange l'esprit de bois domine.

La manière la plus simple de se rendre compte de l'éthérification, tant en ce qui concerne les chlorures que les acides anhydres, consiste à assimiler la décomposition des composés alcooliques neutres ou même basiques, en ce qui concerne les chlorures, à la décomposition de beaucoup de sels ammoniacaux qui, de neutres, passent par l'action de la chaleur à l'état de sels acides, en perdant de l'ammoniaque, avec cette différence toutefois que lorsque l'alcool est déplacé à la température de 140 à 150° il se convertit en éther et en eau. L'eau est retenue en partie par les acides, et peut même être entièrement décomposée par les chlorures éthérifiants, en donnant naissance à de l'acide hydrochlorique et à de l'oxyde. Cette manière d'envisager le phénomène de l'éthérification explique facilement comment l'acide sulfurique peut servir à transformer successivement en éther et en eau une quantité presque illimitée

d'alcool de densité convenable, ajoutée peu à peu au mélange éthérifiant; elle ne nécessite pas de faire intervenir une force occulte, ainsi que l'ont proposé MM. Mitscherlich et Berzélius.

En considérant l'éthérification par l'acide hydraté comme le résultat de la décomposition d'un bisulfate d'alcool ou d'éther et d'eau (acide sulfovinique), on se rend compte encore de la réaction en attribuant à l'eau les propriétés basiques. L'eau joue en effet un rôle dans ces réactions, car j'ai fait voir que bien que deux atomes d'acide anhydre ne donnent pas d'éther avec un atome d'alcool absolu, à cause de l'excès d'acide, on obtient une grande quantité d'éther en employant deux atomes d'acide hydraté.

Dans tous les cas d'éthérification, il faut que la décomposition des composés alcooliques ait lieu à la température de 130 à 140° pour donner de l'éther. J'ai démontré l'évidence de ce fait dans la dernière partie de mon travail.

5. J'ai fait voir que lorsqu'on opère dans le vide la distillation d'un mélange de deux atomes d'acide sulfurique hydraté et d'un atome d'alcool absolu, mélange qui, dans les circonstances ordinaires, donne de l'éther, l'ébullition commence à 50°; il distille de l'alcool jusqu'à 104°, époque à laquelle il passe de l'huile de vin et de l'eau sans éther.

Avec les chlorures éthérifiants des résultats analogues ont lieu; il ne se forme pas une quantité bien sensible d'éther hydrochlorique; mais avec ces corps éthérifiants il ne distille pas d'huile; même à la température de 160°.

Dans la réaction par l'acide sulfurique, la formation d'huile de vin sans éther, à la température



de 104°, après un dégagement d'alcool, est digne de remarque; elle montre que pour l'éthérisation en général la température de 140° environ est d'absolue nécessité.

Quant aux carbures huileux, ils peuvent être obtenus même à froid : c'est ce qui se trouve démontré par l'action lente du fluorure de bore sur l'alcool absolu.

Dans le grand nombre d'expériences consignées dans ce travail, il en est beaucoup sans doute qui méritent un examen plus étendu. Telles sont les réactions des acides et des chlorures anhydres sur les éthers des hydracides, et par suite sur les éthers organiques; l'action lente des chlorures et fluorures éthérifiants sur l'alcool : des recherches analytiques sont aussi nécessaires pour fixer les idées sur différents points, notamment sur la nature de l'éther méthylique liquide produit par les chlorures; sur le composé cristallin rose obtenu par l'action de l'eau sur le résultat de la décomposition lente du fluorure de bore par l'alcool; il s'agit enfin de faire ressortir l'analogie qui existe entre les composés que j'ai fait connaître et les produits désignés sous le nom de sels éthérés de Zeize. Il m'eût été agréable de compléter mieux le cadre de mes recherches; mais empêché par mes occupations industrielles de poursuivre en ce moment ce travail, j'ai cru, dans l'intérêt des questions théoriques qui s'y rattachent, devoir le livrer, quelque incomplet qu'il soit, à la connaissance des chimistes, en appelant leur attention sur les différents points qu'il laisse indécis.

23. *Mémoire sur l'origine et les caractères distinctifs des TÉRÉBENTHINES*; par M. GUIBOURT. ( Journ. de Pharm., t. 25, p. 477. )

*Térébenthine de Chio.* Nébuleuse ou presque opaque; très-consistante et presque solide; d'un gris verdâtre ou jaune verdâtre; d'une odeur faible de fenouil ou de résine élémi; d'une saveur parfumée, privée de toute amertume et d'âcreté. Traitée par l'alcool rectifié, elle laisse un résidu insoluble, résineux, glutiniforme.

*Térébenthine du mélèze.* De la consistance du miel; visqueuse et ne coulant pas de suite par l'inclinaison du vase, si ce n'est en été; uniformément nébuleuse ou d'une transparence non complète; couleur peu prononcée, jaune verdâtre; odeur tenace, un peu fatigante; saveur très-amère, jointe à une grande âcreté à la gorge; très-peu siccative et conservant longtemps sa consistance à l'air; non solidifiable par un seizième de magnésie calcinée, entièrement soluble dans l'alcool rectifié.

*Térébenthine du sapin.* Laitieuse, mais devenant complètement transparente par le repos ou la filtration; tout à fait liquide, ou au moins très-coulante; odeur très-suave, analogue à celle du citron; saveur médiocrement âcre et médiocrement amère. Assez promptement siccative à l'air, et solidifiable à sa surface; solidifiable également par un seizième de magnésie calcinée. Non entièrement soluble dans l'alcool. Le soluté, trouble et laiteux d'abord, laisse déposer, en s'éclaircissant, une résine grenue, insoluble.

*Baume du Canada, térébenthine de l'abies balsamea.* Liquide, d'une transparence parfaite,

ou quelquefois nébuleuse, mais devenant complètement transparente par le repos; presque incolore lorsqu'elle est récente, mais prenant en vieillissant une couleur jaune doré; odeur forte, *sui generis*, très-agréable; saveur médiocrement âcre et amère; très-siccative et devenant sèche et cassante à sa surface, même dans des bouteilles fermées, lorsqu'elles sont en vidange. Très-imparfaitement soluble dans l'alcool.

*Térébenthine de l'épicia ou poix de Bourgogne.* Solide, quoique coulante; très-tenace, opaque, d'une couleur fauve, d'une odeur forte et balsamique, d'une saveur douce, parfumée, non amère. Non complètement soluble dans l'alcool.

*Poix factice du pin maritime.* Presque blanche ou d'un jaune pâle; solide, coulante, mais devenant sèche et cassante à sa surface. Saveur amère très-marquée; odeur forte de la térébenthine de Bordeaux ou de son essence; entièrement soluble dans l'alcool.

*Térébenthine de Bordeaux.* Épaisse, grumeleuse, et se séparant en deux couches: une transparente colorée, une grenue, consistante et opaque; ou bien entièrement formée d'un dépôt grenu, consistant et opaque; d'une odeur forte et désagréable; d'une saveur âcre et amère; très-siccative à l'air, très-solidifiable par la magnésie; entièrement soluble dans l'alcool.

24. Rapport sur un mémoire de M. Selligie, relatif à de nouveaux procédés de fabrication du gaz pour l'éclairage. (Commissaires,

MM. Thénard, d'Arcet et Dumas.) (Comptes rendus, 1840, p. 861.)

M. Selligie exploite les schistes bitumineux qui se trouvent dans le département de Saône-et-Loire entre Autun et le canal du Centre. Il a déjà établi trois usines pour extraire l'huile de ces schistes, l'une à Saint-Léger-du-Bois, l'autre à Surmoulin et la troisième à Igornay.

Dans ces usines on soumet les schistes bitumineux à la distillation en vases clos. Ils laissent pour résidu une matière charbonneuse susceptible d'être employée comme charbon désinfectant ou décolorant, mais dont jusqu'ici on n'a tiré aucun parti, et ils fournissent comme produits volatils des huiles consistant essentiellement en divers carbures d'hydrogène, et des gaz inflammables que l'on dirige dans le foyer du fourneau pour les utiliser comme combustible.

On rencontre parmi les schistes d'Autun des masses de richesse très-diverse. Tout ce qui fournit moins de 0,06 d'huile à la distillation est rejeté. Les matières qui font l'objet du travail courant donnent en moyenne 0,10; mais il n'est pas rare d'en trouver qui produisent 0,20 ou 0,25, et certaines variétés vont jusqu'à produire 50 p. 0/0 de leur poids de substances huileuses.

1,400 kilogrammes de bitumes liquides, produit brut journalier du travail de deux usines, se composent de :

498	d'huile légère d'une densité variable de 0,766 à 1,080; c'est celle qu'on applique à la production du gaz.
362	d'une huile beaucoup plus fixe, susceptible d'être utilisée dans l'éclairage à la lampe.
168	d'une matière grasse contenant 0,12 de paraffine.
242	de goudron ou brai.

1.300

Pour préparer le gaz avec son huile légère, M. Selligie se sert de l'appareil suivant. Trois tubes situés verticalement dans un fourneau d'une construction particulière y sont chauffés au rouge. Le premier et le second renferment du charbon, et à mesure que ce charbon disparaît, on le remplace, opération qui s'exécute de cinq heures en cinq heures. Ce charbon est destiné à opérer la décomposition de l'eau qui est introduite en filet continu dans le premier tube, où elle se transforme en hydrogène et en oxyde de carbone, et en acide carbonique. Mais comme il importe d'éviter la production de l'acide carbonique, on dirige les gaz fournis par le premier tube dans le tube suivant, où ils rencontrent encore du charbon incandescent à l'aide duquel l'acide carbonique formé d'abord est ramené à l'état d'oxyde de carbone. Par la disposition du fourneau, ce tube est le plus chaud des trois, ce qui favorise la décomposition totale de l'acide carbonique.

Le troisième tube est rempli de chaînes en fer, dont l'objet est de présenter une grande surface métallique incandescente propre à distribuer la chaleur d'une manière égale et rapide aux gaz ou vapeurs qui vont le traverser. Il reçoit d'une part les gaz provenant de la décomposition de l'eau, de l'autre un filet continu d'huile de schiste. Cette huile se décompose en produits nouveaux plus volatils et qui passent tout entiers avec le gaz dans un réfrigérant qui, en refroidissant les produits, en fait reparaitre une partie. Les maillons de la chaîne ne se recouvrent d'aucun dépôt carbonieux.

En faisant passer dans l'appareil 4 litres d'eau et 5 litres d'huile par heure, on se procure en une

journée de 20 heures 210,000 litres de gaz propre à l'éclairage.

Le gaz ainsi préparé n'exige d'autre purification que celle qui s'obtient par son passage à travers un réfrigérant où se condense l'huile non décomposée, ainsi que la vapeur d'eau qui a résisté également à la décomposition. Il est absolument exempt de composés sulfurés et brûle sans répandre de mauvaise odeur.

Loin de perdre de ses qualités en s'éloignant du gazomètre, le gaz ainsi obtenu devient d'un meilleur emploi. Refroidi jusqu'à 25° C. au-dessous de zéro, il ne perd pas sensiblement de son pouvoir éclairant. L'expérience prouve donc que si dans cette circonstance il se dépose des vapeurs combustibles hydrocarburées, il en reste toujours assez pour produire l'effet utile.

Un bec de gaz, qui fournit une lumière égale à celle d'une carcel et deux tiers, consomme de 105 à 120 litres de gaz à l'heure.

---

25. *Extrait d'un rapport sur un Mémoire présenté à l'Académie des sciences par M. Séguin, ayant pour titre : RECHERCHES SUR LA DISTILLATION DES MATIÈRES ANIMALES. (Commissaires : MM. Arago, Becquerel, Dumas, Séguin; d'Arcet, rapporteur.) (Comptes rendus, 1840, p. 457.)*

M. Séguin s'est proposé de recueillir les produits gazeux provenant de la distillation des matières animales, de les purifier convenablement, de les rendre propres à l'éclairage des villes, et

d'augmenter ainsi le nombre des produits utiles de l'opération.

Les muscles des animaux, restés sans emploi et abandonnés sur le sol des voiries, ont surtout fixé l'attention de M. Séguin. Ces matières animales, contenant au moins 60 centièmes d'eau, ne pouvaient pas être emmagasinées sans de graves inconvénients, et leur approvisionnement étant d'ailleurs fort irrégulier, M. Séguin dut d'abord penser à en opérer la dessiccation à peu de frais. Il a exécuté cette opération de la manière la plus satisfaisante sous le double rapport de l'économie et de la salubrité. En effet, ces matières animales sont desséchées, dans l'appareil de M. Séguin, par la chaleur perdue des appareils distillatoires, et la buée s'élevant des matières animales, entraînée par une ventilation bien dirigée, est obligée de traverser le foyer du fourneau, où elle se désinfecte complètement.

Après avoir ainsi desséché à bas prix, sans nuire à la salubrité de l'air, les matières premières qu'il emploie, M. Séguin a eu à étudier et à régulariser la distillation des matières animales; il a déterminé par de nombreux essais la disposition la plus convenable à donner à la cornue, et la température la plus avantageuse à employer pour produire le gaz de la meilleure qualité. Avec la disposition d'appareil adoptée par M. Séguin, les cornues devaient être chauffées un peu au-dessus du rouge-cerise.

Les produits que l'on obtient de la distillation des matières animales sont, comme on le sait, plus nombreux et plus compliqués que ceux que l'on a ordinairement à traiter dans les usines à gaz. Les produits solides, qui sont le noir d'os et le

charbon des muscles, peuvent être versés immédiatement dans le commerce; mais il n'en est pas de même des produits liquides, des vapeurs et des gaz recueillis pendant le cours de l'opération: ces derniers produits sont des carbures d'hydrogène, les uns liquides, les autres gazeux; comme ils sont accompagnés par du sulfure de carbone, du carbonate, de l'acétate et de l'hydrosulfate d'ammoniaque, ces divers produits exigent l'application de connaissances chimiques précises pour être convenablement purifiés et appropriés aux usages auxquels on les destine.

M. Séguin les force à passer à travers une solution d'hydrochlorate de chaux, qui retient tout le carbonate d'ammoniaque. La séparation du sulfure de carbone qui, en brûlant, aurait produit de l'acide carbonique et de l'acide sulfureux, et qu'il était par conséquent très-important de séparer du gaz pour le rendre propre à l'éclairage, était une opération délicate; M. Séguin paraît être arrivé à son but, en faisant passer à froid et lentement le gaz, au sortir du premier épurateur, dans un tuyau rempli de morceaux de soufre, et en n'envoyant le gaz au gazomètre qu'alors qu'il ne donne plus d'acide sulfureux en brûlant: c'est ici le soufre qui, en se dissolvant dans le sulfure de carbone, le retient sans le décomposer, en annule la tension, et achève ainsi complètement la purification du gaz.

Le gaz, après avoir été ainsi purifié, ne contient plus, d'après M. Séguin, qu'environ 10 gr. de vapeurs empyreumatiques par mètre cube, et il jouit d'un pouvoir éclairant tel, qu'il n'en faut que 22 litres pour donner, pendant une heure, autant de lumière qu'en produit la lampe de Carcel.

M. Séguin dit qu'en soumettant à la distillation un cheval du poids moyen de 255<sup>kil.</sup>,75, il obtient :

22.309 litres de gaz pouvant entretenir un grand bec d'éclairage pendant 359 heures;

11<sup>kil.</sup>,35 de sel ammoniac;

Et 15<sup>kil.</sup>,75 de noir d'os.

La commission trouve, dans les documents qu'elle possède sur la fabrication du sulfate d'ammoniac, la preuve qu'il pourrait obtenir, dans un travail suivi, une proportion plus grande de sel ammoniac et surtout de noir d'os : la commission est donc loin de regarder la quantité des produits obtenus par M. Séguin comme étant exagérée, et elle croit même que, sous ce rapport, le compte de fabrication qu'il a donné à la fin de son mémoire pourrait bien être amélioré.

La commission a reconnu que le gaz provenant de la distillation des matières animales, tel que le prépare M. Séguin, brûle sans odeur et fournit une lumière vive, blanche et d'un grand pouvoir éclairant.

---

26. *Sur la décomposition des* SUBSTANCES ORGANIQUES PAR LA BARYTE; par MM. Pelouze et Millon. (Comptes rendus, 1840, p. 48 et 84.)

La baryte anhydre enlève aux substances organiques tout l'acide carbonique que leur composition élémentaire leur permet de fournir : la baryte hydratée pousse la destruction plus loin et tend à brûler tout le carbone, tandis que l'hydrogène qui provient de la substance se réunit à celui qui provient de la décomposition de l'eau, et se dégage à l'état de liberté.

---

27. *Expériences sur la* FERMENTATION; par M. Ure. (Bib. de Gen., t. 23, p. 423.)

La fermentation peut s'opérer dans les grains sans addition de ferment, à une température convenable : elle commence presque aussi promptement, seulement elle est moins active et elle produit moins d'alcool.

En ajoutant à une liqueur fermentescible 5 p. 0/0 de ferment, la fermentation cesse à la température de 39° R., et elle ne se rétablit pas par le refroidissement. Avec 10 p. 0/0 de ferment, le même effet de cessation a lieu à 39° R., mais la fermentation se rétablit par le refroidissement.

Si l'on fait passer de l'air chauffé au rouge dans un matras contenant de la chair et de l'eau ou des dissolutions de sucres, il ne se manifeste aucune fermentation; mais celle-ci s'établit aussitôt que les liqueurs sont mises en contact avec l'atmosphère à la température ordinaire.

L'extrait de noix vomique étant un poison pour les animalcules et n'affectant pas les moisissures végétales, tandis que l'arsenic les tue également tous deux, il a été facile de s'assurer que les globules vivants qui servent à la fermentation sont de nature végétale et appartiennent à la famille des conferves. Les recherches de MM. Cagniard de la Tour, Schwann et d'autres ont démontré que ces globules paraissent croître et se développer pendant la fermentation lorsqu'on les suit à l'aide du microscope, et que ce n'est qu'après que cet accroissement a été observé que le gaz acide carbonique commence à se dégager.

---

28. *Sur les HYPOCHLORITES*; par M. E. Millon.  
(J. de Pharm., t. 25, p. 595.)

On admet généralement que les composés décolorants formés par l'action directe du chlore sur les alcalis sont des mélanges de chlorures métalliques et de sels constitués par un acide particulier, l'acide hypochloreux. Cette hypothèse paraissait solidement établie par la découverte que M. Ballard a faite d'un composé particulier de chlore et d'oxygène formé d'un équivalent de chlore et d'un équivalent d'oxygène; mais en examinant l'action de ces mélanges supposés de chlorure et d'hypochlorite sur les sels des sections inférieures, on découvre une série de faits nouveaux qui sont inexplicables par la théorie des hypochlorites, et qui conduisent à une manière neuve et tout à fait inattendue d'envisager les composants décolorants. Voici ces faits :

Si l'on fait agir une solution récente de chlorure de chaux sur une solution de nitrate de plomb, on obtient un précipité blanc qui jaunit bientôt, et qui, par des nuances de plus en plus foncées, devient brun. Dans la liqueur surnageante on ne trouve que du nitrate de chaux. On avait considéré le précipité blanc comme du chlorure de plomb qui, par la décomposition postérieure de l'hypochlorite, se convertissait en oxyde puce; mais en séparant le précipité blanc aussitôt qu'il s'est formé, on reconnaît sans peine qu'il ne possède pas les propriétés du chlorure de plomb. Il continue de se colorer en l'absence de l'hypochlorite de chaux sous l'influence d'une température peu élevée; et l'analyse démontre que le précipité blanc et le précipité devenu brun sont deux états

isomériques d'un même corps qui a pour formule  $PbOCl$ . C'est un composé qui correspond à l'oxyde puce, et dans lequel l'oxygène constituant le bioxyde est remplacé par son équivalent de chlore. Le même composé se forme encore lorsqu'on fait arriver un courant de chlore sec sur de la litharge provenant de la calcination du carbonate de plomb. — En remplaçant le nitrate de plomb par le nitrate de protoxyde de fer, il se dépose un corps brun qui a toutes les propriétés extérieures du peroxyde de fer, mais qu'on représente par la formule  $Fe^2O Cl$ ; c'est encore un peroxyde dans lequel tout l'oxygène constituant le degré d'oxydation supérieur est remplacé par son équivalent de chlore. — Avec les protosels de manganèse le précipité est encore analogue, mais la quantité de chlore est double. — Si au lieu des protosels on emploie les persels de manganèse et de fer, il se dépose un sel basique et il se dégage du chlore en abondance. — Avec les sels de bioxyde de cuivre les phénomènes se passent encore autrement. Il se forme un composé qui se détruit presque aussitôt à la température ordinaire et qui laisse dégager de l'oxygène pur. En même temps que l'oxygène se dégage, il se dépose un oxydo-chlorure de cuivre qui a pour formule  $Cu^2OCl$  et qui correspond ainsi au bioxyde. On forme directement le même composé en faisant arriver du chlore sec sur du protoxyde de cuivre qu'on chauffe légèrement avec la flamme de la lampe à alcool.

Il devenait assez simple de généraliser ces faits et de considérer les composants décolorants formés par les alcalis comme des composés correspondants aux peroxydes dans lesquels tout l'oxygène constituant le peroxyde serait remplacé par son équivalent

valent de chlore. Dès lors, dans ces deux ordres de corps, l'analogie de composition entraînait l'analogie de propriétés : même instabilité, même action oxydante, même action décolorante, car les peroxydes alcalins décolorent aussi avec une grande énergie.

Cette théorie nouvelle devait trouver sa vérification dans la composition comparative des composés décolorants formés par la soude et la potasse.

Les deux peroxydes de ces bases ont une constitution bien différente. Celle du potassium est  $KO^3$ , et celle du sodium, qui n'a pas été précisée par M. Thenard, est représentée dans les tables de M. Berzélius par  $Na^2O^3$ . Il résulterait des deux formules que le composé décolorant de potasse doit contenir quatre fois autant de chlore que celui de soude.

$KO+O^2$  peroxyde de potassium correspond à  $KO+Cl^2$ .

$Na^2O^2+O$  peroxyde de sodium correspond à  $Na^2O^2+Cl$ .

L'expérience prouve que la potasse absorbe une quantité de chlore double de celle qui est absorbée par la soude. La potasse aurait dû en absorber une quantité quadruple ; il y avait donc erreur dans la théorie ou dans la formule assignée au peroxyde de sodium. L'analyse de ce dernier fut reprise, et on trouva en effet que dans la formule adoptée l'oxygène avait été dosé trop faiblement, que le sodium prenait deux atomes d'oxygène au lieu d'un et demi pour passer à l'état de peroxyde, et devait être représenté par  $NaO^2$ . La potasse devait donc, ainsi que l'expérience le démontrait, avoir un pouvoir décolorant double de celui de la soude. La théorie se trouvait ainsi confirmée.

Dès lors les composés décolorants ne constitueraient plus des sels, mais bien des com-

posés correspondants aux peroxydes, dans lesquels tout l'oxygène qui s'ajoute au protoxyde pour constituer l'oxyde supérieur est remplacé par son équivalent de chlore ; et, par un retour bien singulier des théories, les composés envisagés comme des mélanges de chlorures et d'hypochlorites seraient réellement des composés simples ; tandis que les hypochlorites, considérés comme des sels simples et sans mélange, seraient des mélanges de peroxydes et de corps particuliers correspondants aux peroxydes.

Il est naturel de présumer que le brome, l'iode, le soufre, et peut-être encore d'autres métalloïdes, formeront des composés analogues, complémentaires nouveaux des suroxydes ; et, d'une autre part, les composés de cette nature qui sont constitués par le chlore et qui correspondent à des oxydes supérieurs impropres à former des sels, comme les peroxides de plomb et de bismuth, donnent avec l'acide hydrochlorique, quand la réaction se passe au milieu d'un mélange réfrigérant, un nouveau composé décolorant formé de chlore et d'hydrogène qui contient deux fois autant de chlore que l'acide hydrochlorique. C'est un bichlorure d'hydrogène qui, dans la série des combinaisons du chlore, est tout à fait l'analogue du bioxyde d'hydrogène. L'eau oxygénée promet de devenir ainsi le type de séries nombreuses et parallèles qui étendent considérablement le champ de la chimie minérale, sans y introduire toutefois aucune complication.

---

29. *De l'action du CHLORE sur les IODURES ALCA-  
LINS, et de la POTASSE sur le CHLORURE D'IODE ;*

par M. Filhol. ( Journ. de Pharm., t. 25, p. 506.)

Le chlore agit sur les iodures comme il agit sur les sulfures; mais avec cette différence que le chlorure de soufre se combine bien avec les chlorures acides, tandis que le chlorure d'iode se combine mieux avec les chlorures alcalins.

Si l'on fait passer du chlore dans une solution d'iodure de potassium neutre, tout l'iode est d'abord séparé; puis il se redissout, et la liqueur, d'un beau jaune d'or, laisse déposer des cristaux de chloro-iodite potassique. La réaction est la suivante:  $I \cdot K = I \cdot Cl \cdot Cl \cdot K$ . Pour avoir ce sel bien pur, il faut le séparer aussi promptement que possible de la liqueur, et il est même bon d'ajouter un peu d'acide hydrochlorique à celle-ci pour empêcher qu'il ne se précipite un peu de sel de Sérullas, dont les cristaux sont d'ailleurs très-faciles à distinguer à la vue simple.

Lorsque l'on dissout du perchlorure d'iode dans l'eau, la liqueur a une réaction sensiblement acide. Si l'on introduit dans cette dissolution de la potasse ou du carbonate de potasse presque jusqu'au point de saturation, il se dépose de l'iode, et la liqueur renferme le chloro-iodate de Sérullas; mais si avant d'introduire l'alcali, on met de l'acide hydrochlorique dans cette liqueur, c'est alors du chloro-iodite potassique qui se produit.

La potasse, en agissant sur le chlorure d'iode, le décompose donc avec formation de chlorure et d'iodate; mais les chlorures de potassium, d'ammonium et de magnésium, en agissant sur le chlorure d'iode, peuvent contracter avec lui des com-

binaisons bien définies et former de véritables chloro-sels.

Ces sels se produisent encore dans les circonstances suivantes: 1° en traitant par l'acide hydrochlorique un mélange d'iodure de potassium ou d'iode et de chlorate de potasse; 2° en projetant de l'iode dans une dissolution de potasse et faisant passer un courant de chlore dans la liqueur; 3° en faisant passer du chlore dans une solution concentrée de chlorure de potassium mêlé d'iode; 4° en saturant incomplètement avec de la potasse un mélange d'acide iodique pur à l'état solide et d'acide hydrochlorique à 22°.

30. *Des phénomènes qui se manifestent lors de l'action de l'ACIDE HYDROCHLORIQUE sur les IODATES*; par M. Filhol. ( J. de Pharm., t. 25, p. 431. )

On sait, par les expériences de M. Gay-Lussac, que lors de l'action qu'exerce l'acide hydrochlorique sur les iodates, il se dégage du chlore, et il se forme du chlorure d'iode et un chlorure correspondant à la base de l'iodate. J'ai reconnu de plus qu'il arrive quelquefois que les deux chlorures qui se trouvent en contact à l'état naissant, se combinent ensemble pour former un chloro-sel. Pour que cette combinaison ait lieu, il faut que le chlorure soit soluble, et encore n'ai-je réussi à l'obtenir qu'avec les iodates de potasse, d'ammoniaque et de magnésie; les iodates de soude, de chaux, etc., ne le produisent pas.

J'appelle ces combinaisons *chloro-iodates*; celles que j'ai observées présentent toutes les trois



exactement les mêmes caractères. Voici ce qui arrive avec l'iodate de potasse.

Si l'on verse 8 p. d'acide hydrochlorique à 22° sur une dissolution concentrée de 1 p. d'iodate de potasse, il se dégage du chlore, la liqueur devient d'un beau jaune d'or, et si l'on a opéré à la chaleur de 40 à 50°, la liqueur laisse déposer par le refroidissement des cristaux prismatiques d'un beau jaune et très-brillants, qui ont quelquefois jusqu'à un pouce de longueur. Ces cristaux ont une odeur très-forte de chlorure d'iode. Ils tachent et corrodent la peau comme le chlorure. Ils se décomposent spontanément à l'air en abandonnant du chlorure d'iode. Lorsqu'on les dissout dans l'eau, ils se transforment en iodate et en chlorure. Les alcalis précipitent de l'iode de leur dissolution; le nitrate d'argent les décompose en chlorure et iodure d'argent. Si après qu'ils ont été bien desséchés entre des feuilles de papier Joseph, on les chauffe dans une cornue, il s'en dégage d'abord du chlorure d'iode, puis du sous-chlorure, du chlore et de l'iode, et il ne reste que du chlorure de potassium pur. Le chlorure d'iode qui se dégage, et que renferme la combinaison, est le perchlorure connu pour contenir  $I^2 Cl^6$ .

Le composé de potassium renferme un équivalent de chaque chlorure, ou

Chlore. . . . .	0,3453	} 0,7560
Iode. . . . .	0,4107	
Chlorure de potassium. . . . .	0,2428	
		0,9988

Lorsque, au lieu d'acide concentré, on emploie de l'acide étendu de 12 à 15 fois son poids d'eau, on obtient un sel cristallisé en prismes rhomboï-

daux qui offre tous les caractères du chloro-iodate de Sérullas; mais, pour peu que l'acide soit plus fort, l'acide iodique est en partie décomposé et il se dégage du chlore.

31. *Mémoire sur les combinaisons de l'ACIDE SULFURIQUE avec la POTASSE et quelques composés qui en dérivent*; par M. Jacquelin. (Ann. de Chim., t. 70, p. 311.)

Une proportion de sulfate neutre de potasse et une proportion d'acide sulfurique à 66°, dissous dans l'eau chaude, laissent déposer du sulfate neutre par le refroidissement, et les eaux mêmes donnent ensuite du bisulfate anhydre par évaporation.

Quand on emploie plus d'une proportion et demie d'acide pour une proportion de sulfate neutre, il ne se forme que du bisulfate anhydre.

Le bisulfate anhydre, qui cristallise en prisme, se change peu à peu en bisulfate hydraté, en cristaux rhomboïdaux, par son exposition à l'air. Cette transformation s'opère en quelques jours seulement dans de l'acide concentré.

Si l'on ajoute de l'acide nitrique, chlorhydrique, acétique ou tartrique, à une dissolution contenant une proportion d'acide sulfurique à 66°, pour une proportion de sulfate neutre de potasse, il ne se produit que du bisulfate hydraté par cristallisation.

Du sulfate neutre de potasse, dissous dans l'acide nitrique, fournit d'abord du bisulfate hydraté, et un peu de nitre, puis ensuite un composé de la formule  $Az^2O^5H^2O+2(SO^3KO)$ .

L'acide phosphorique sirupeux, en excès, dis-

sous dans de l'eau avec le sulfate neutre de potasse, s'y combine complètement, et produit un composé qui a pour formule  $P6^2O5H^6O^3 + 2(SO^3KO)$ .

Le sulfate neutre, dissous dans un excès d'acide chlorhydrique ou tartrique, fournit du chlorure de potassium ou du bitartrate de potasse, et du bisulfate hydraté.

L'acide acétique cristallisable se distingue des acides précédents en ce qu'il abandonne tout le sulfate neutre par le refroidissement de la dissolution.

Le sulfate neutre de potasse ( $SO^3, KO$ ) cristallise en prismes : sa densité est de 2,400 : il fond au rouge cerise.

Le bisulfate ( $SO^3, SO^3KO$ ) cristallise aussi en prismes : sa densité est de 2,277 : il fond à la chaleur de  $210^{\circ} C$ .

Le sulfate d'eau et de potasse ( $SO^3H^2O, SO^3KO$ ) cristallise en rhomboédres : sa densité est de 2,163, et il fond à  $197^{\circ}$ .

Le sous-nitrate d'eau et de sulfate de potasse ( $Az^2O^5H^2O, 2(SO^3KO)$ ) cristallise en prismes obliques : sa densité est de 2,381, et il fond à  $150^{\circ}$ .

Le sous-phosphate d'eau et de sulfate de potasse ( $Pb^2O^5H^2O, 2(SO^3KO)$ ) cristallise en prisme oblique à six pans : sa densité est de 2,296, et il fond à  $240^{\circ}$ .

Les quatre dernières combinaisons sont détruites par l'eau. Traitées par l'alcool, elles lui abandonnent aussi leur acide, et déposent tout le sulfate neutre de potasse qu'elles renferment. Elles supportent une chaleur de  $120^{\circ}$  sans éprouver la moindre altération.

Il est extrêmement difficile d'obtenir le sous-sulfate d'eau et de potasse ( $SO^3H^2O + 2(SO^3KO)$ ).

32. *Analyse de la Poudre*; par M. Pelouze. (Institut. 1837, n° 282.)

Pour doser la matière carbonneuse contenue dans la poudre, il est avantageux de se servir de sulfite de potasse, qui ne l'attaque aucunement et qui dissout tout le soufre.

33. *NITRATE DOUBLE de potasse et de soude*; par M. Loole. (Feuille centrale pharmaceutique, 1837, p. 502.)

En dissolvant à chaud parties égales de nitrate de potasse et de nitrate de soude dans trois parties d'eau, et faisant ensuite refroidir lentement, il se forme des cristaux de sel double de  $\frac{1}{2}$  pouce de longueur groupés en étoile et d'un éclat soyeux.

34. *Préparation facile du MONO-SULFURE DE SODIUM*; par M. Kircher. (Ann. de Phar., t. 31.)

On fait passer un courant de gaz hydrogène sulfuré sec sur de l'hydrate de soude fondu contenu dans un tube de verre. L'absorption a lieu avec chaleur, et la température s'élève bientôt jusqu'à  $100^{\circ}$ . L'excès de gaz entraîne la vapeur d'eau, et il reste une masse d'un rouge de chair. En la dissolvant rapidement dans l'eau bouillante et laissant refroidir, il se dépose des cristaux octaédres incolores de mono-sulfure hydraté, composé de :

Sodium . . .	0,1934	— 1 at.
Soufre . . . .	0,1337	— 1
Eau . . . . .	0,6729	— 9
	<u>1,0000</u>	

Il est singulier que dans cette circonstance il ne se forme pas d'hydrosulfate de sulfure de sodium, ainsi que cela a lieu quand on fait passer du gaz hydrogène sulfuré au travers d'une dissolution aqueuse de soude.

35. *Sur la présence et l'extraction du CARBONATE DE SOUDE, en Hongrie; par M. Werner. (Jour. fur. prat. chem., tom. 13, p. 127.)*

Les lieux de la Hongrie les plus abondants en carbonate de soude naturel sont la petite Cumanie, et entre autres le pays qui entoure la ville de Shegedin et le comté de Bicharer, dans le voisinage de Marda Theresiaful.

Ce sel, qui se nomme Szekso dans le langage du pays, se montre à la surface de la terre en forme d'efflorescences blanches dans les temps humides; on le récolte en été et en automne.

Les fabricants achètent la terre effleurie, qui est d'un blanc gris; ils la soumettent au lessivage et ils rapprochent la liqueur dans de grandes bassines en forte tôle. Cette liqueur est d'un brun foncé et contient, outre le carbonate de soude, beaucoup de sulfate et de muriate de soude. Quand elle a été amenée à saturation, on la fait couler dans une seconde bassine où on l'évapore à sec, puis on calcine la masse saline, dans un fourneau à deux chauffes, jusqu'à ce qu'il ne s'en dégage plus de vapeurs empyreumatiques; et enfin on la chauffe jusqu'au rouge pour la faire fondre; elle est alors en masses blanches que l'on concasse après le refroidissement.

36. *Préparation du BICARBONATE DE SOUDE; par M. Mohr. (Ann. der Phar., mars 1839.)*

La préparation de ce sel, soit en grand, soit en petit, ne réussit bien qu'en faisant passer du gaz acide carbonique sur du carbonate de soude en poudre grossière; il se passe ici un phénomène que l'on observe fréquemment en chimie, c'est qu'au commencement la combinaison ne s'opère que lentement et avec peine, tandis qu'au contraire, dès qu'elle a une fois commencé, elle continue avec beaucoup de force et de vivacité.

On prend un grand flacon cylindrique dont le fond a été enlevé et dont le col est fermé avec un bouchon dans lequel on a fixé hermétiquement un robinet; on retourne ce vase, on fixe un fil au milieu, puis on remplit tout l'intérieur de morceaux de craie de  $\frac{3}{4}$  de pouce de grosseur; on adapte au fil un disque de cuivre ou de verre qui retienne la craie, et alors on place le flacon dans un autre vase qui contient de l'acide muriatique; d'une autre part on met du sel de soude dans un flacon à très-large ouverture, et on le fait communiquer, au moyen d'un tube, avec le robinet du flacon qui contient la craie.

En ouvrant le robinet, l'acide muriatique en contact avec la craie dégage du gaz acide carbonique qui passe dans le vase à carbonate de soude; lorsque celui-ci est vide d'air, on le ferme et on abandonne l'appareil à lui-même; on voit que, de même que dans l'appareil de Gay-Lussac, tant que l'absorption a lieu, il se produit de l'acide carbonique, et que dès qu'il y a saturation, ce gaz refoule l'acide muriatique dans le vase in-

lérieur, et empêchant son contact avec la craie, arrête la production du gaz.

Il faut remarquer que l'absorption est quelquefois si rapide, que l'acide muriatique lui-même est aspiré et vient se mêler avec le sel de soude; pour éviter cet inconvénient il suffit de placer un flacon vide sur le passage du gaz.

A l'aide de cet appareil il est facile de préparer cinq à six livres de carbonate de soude dans un jour, sans être obligé de prendre d'autre peine que de remplir les vases.

37. *Note sur la Poudre pour EAU GAZEUSE FER-  
RÉE*; par M. Breton. (J. de Phar., t. 25,  
p. 721.)

Cette poudre est composée de :

Bicarbonate de soude . . .	0,2000
Acide tartrique . . .	0,2260
Sulfate ferreux . . .	0,0095
Sucre . . . . .	0,5645
	<hr/>
	1,0000

16 grammes de poudre, qui sont la dose ordinaire pour une bouteille d'eau, renferment donc :

Bicarbonate de soude . . .	<sup>gr.</sup> 3,200
Acide tartrique . . .	3,616
Sulfate ferreux . . .	0,152
Sucre . . . . .	9,032
	<hr/>
	16,000

La quantité d'acide tartrique et de bicarbonate de soude que contient cette poudre est telle qu'après la réaction des deux substances, la liqueur reste encore acide.

38. *Recherches sur la nature et la constitution des COMPOSÉS D'AMMONIAQUE*; par M. Robert Kane. (Ann. de Ch., t. 72, p. 225 et 337.)

On a jusqu'à présent conçu trois théories différentes sur la nature de l'ammoniaque.

Dans la théorie la plus ancienne, l'ammoniaque  $\text{NH}^3$  est une base indépendante saturant les acides et formant des sels. Mais cette théorie ne s'applique qu'aux sels ammoniacaux ordinaires, sans chercher à expliquer la nature des autres classes nombreuses des composés ammoniacaux, ni les points par lesquels les sels ammoniacaux diffèrent des autres sels métalliques qui ont le même acide.

La seconde théorie est due à M. Berzélius ou plutôt à M. Ampère. Elle consiste à supposer que l'amalgame ammoniacal contient un corps  $\text{NH}^2$  (l'*ammonium*) qui est métallique, se combine avec l'oxygène, et est alors capable de remplacer la potasse; que quand  $\text{NH}^3$  se combine avec  $\text{HC}^2$ , le corps  $\text{NH}^3$  prend H et forme  $\text{NH}^4$  qui se combine avec le chlore; et enfin que dans les sels ammoniacaux à oxacides, l'eau convertit  $\text{NH}^3$  en  $\text{NH}^4 + \text{O}$ .

Cette théorie n'assigne ni fonction, ni place propre à l'ammoniaque elle-même, et n'explique aucune des combinaisons de l'ammoniaque avec les corps qui ne contiennent pas d'hydrogène.

Dumas et Berzélius ont proposé la troisième théorie, la théorie des amides, qui suppose qu'un corps hypothétique  $\text{NH}^2$  remplace le chlore et l'oxygène dans certaines circonstances, et que le potassium et le sodium, chauffés dans l'ammoniaque, en mettant en liberté autant d'hy-

drogène qu'ils le font par l'eau, forment un amidide de potassium ou de sodium. Cette théorie n'explique pas la connexion des composés qui renferment de l'ammonium ou de l'amidrogène avec ceux qui contiennent de l'ammoniaque.

Ces trois théories étant insuffisantes, j'en ai présenté une nouvelle que je résume dans les sept propositions suivantes :

1° Les corps nommés hydracides ne sont pas des acides réels; l'hydrogène, dans toutes ses combinaisons, est analogue à certains métaux de la classe électro-positive; et dans des circonstances semblables ses composés réagissent comme les leurs.

2° L'ammoniaque  $\text{NH}^3$  est un amidide d'hydrogène  $\text{NH}^2 + \text{H}$ , et ressemble, à quelques égards, à l'oxyde, et, à d'autres égards, au chlorure du même élément positif.

3° L'amidrogène  $\text{NH}^2$  peut se combiner avec les métaux; les amidides métalliques ont une tendance singulière à se combiner avec les chlorures ou oxydes du même métal ou d'un métal de la même famille, et à former ainsi des corps qui ressemblent aux oxychlorures, aux sulfochlorures et aux oxysulfures.

4°  $\text{NH}^3 = \text{NH}^2 + \text{H}$ , amidide d'hydrogène, peut remplir les mêmes fonctions que l'eau, oxyde d'hydrogène, soit comme eau basique, soit comme eau de cristallisation. Il peut également remplacer l'eau à laquelle Graham a donné le nom d'eau saline, dans certains sels.

5° L'oxyde d'ammonium est un oxamidide d'hydrogène  $\text{NH}^2\text{H} + \text{HO}$ , et le sel ammoniac est un chloro-amidide d'hydrogène  $\text{NH}^2\text{H} + \text{HC}$ .

6° Les sels ammoniacaux ordinaires s'unissent

aux sels de la classe du cuivre et du zinc qui contiennent deux équivalents d'oxyde.

7° Si l'on pouvait enlever le chlore au sel ammoniac, le corps  $\text{NH}^2$  qui resterait devrait être considéré comme un sous-amiduré d'hydrogène  $\text{NH}^2 + 2\text{H}$ ; de même que si on enlevait le chlore au précipité blanc, il resterait le sous-amidide de mercure  $\text{NH}^2 + 2\text{Hg}$ , formé par l'action de l'ammoniaque liquide sur le calomel.

Le chlorure d'hydrogène est représenté d'une manière très-intime par les chlorures de zinc et de cuivre. Les rapports du chlorure de zinc avec le gaz ammoniac sont très-remarquables et indiquent le même mode d'action entre les composés d'hydrogène et ceux de zinc.

Un grand nombre de corps, tels que les oxysels, les chlorures, les iodures, etc., exposés à l'action du gaz ammoniac, en absorbent une quantité très-considérable; et on observe que différentes portions de cette ammoniaque sont retenues avec divers degrés de force; la majeure partie en est chassée à la température de l'eau bouillante, tandis que la partie qui reste adhère à la substance avec une telle tenacité qu'il est quelquefois impossible de l'en séparer sans détruire complètement la constitution du corps.

Les combinaisons de l'ammoniaque avec les chlorures d'étain, d'antimoine, de phosphore, etc., ressemblent à celles que les mêmes corps forment avec l'eau.

Il y a deux opinions sur la nature des combinaisons que les acides oxygénés forment avec l'ammoniaque anhydre : 1° celle qui considère vaguement l'ammoniaque comme une base *per se* admet l'existence de deux classes de sels ammoniacaux,

les uns contenant du gaz ammoniac, et les autres de l'oxyde d'ammonium; 2° et celle qui admet que l'acide et l'ammoniaque se décomposent réciproquement pour former de l'eau et de l'amidide; ainsi avec l'acide sulfurique, on aurait  $\text{SO}^3 + \text{NH}^3$  ou  $\text{SO}^3 \text{NH}^2 + \text{HO}$ ; cette dernière opinion ne paraît pas soutenable, mais la première devient toute naturelle en considérant l'ammoniaque comme une amidide. Le sel est  $\text{HAd} + \text{SO}^2$  analogue à  $\text{HO} + \text{SO}^3$ .

Dans ma manière de voir  $\text{ClNH}^4$  et  $\text{ONH}^4$  remplacent  $\text{ClK}$ , tout comme dans la théorie de M. Berzélius, de même que  $\text{NH}^4$  s'il était isolé pourrait remplacer K.

La forte affinité du chlore pour l'hydrogène ne permet pas de supposer que le sel ammoniac soit  $\text{Cl} + \text{NH}^4$ ; ce doit être  $\text{ClH} + \text{H. NH}^2$ , analogue aux oxychlorures, etc. Les amidures métalliques prennent dans leurs combinaisons avec les oxydes des formules très-complicées, même dans les cas les plus simples. La formule de l'ammoniaque liquide la plus concentrée paraît devoir s'exprimer par  $\text{NH}^3 + 4 \text{HO}$ ; cela explique le peu de succès qu'on a obtenu quand on a voulu isoler l'oxyde d'ammonium. Ce fait a toujours été et sera toujours une objection à la théorie de l'ammonium.

Tous les composés ammoniacaux de cuivre, de zinc et de nickel qui sont formés dans l'eau, doivent être regardés comme des composés de sels ammoniacaux ordinaires avec l'oxyde ou l'amidide d'hydrogène, contenant en outre de l'eau, au moins quand ils sont cristallisés.

On trouve des exemples très-remarquables de la ressemblance d'action de deux équivalents d'un protoxyde magnésien avec la potasse, l'ammonia-

que, ou l'eau, dans une fouille de sulfates doubles d'alumine, de fer, de nickel, de magnésie, de zinc et de manganèse, découverts par Klauer, et qui a pour formule générale  $(\text{RO. SO}^3. \text{HO}) + (\text{Al}_2 \text{O}^3 + 3 \text{SO}^3) + 24 \text{OH}$  (RO étant un protoxyde,) formule qui ressemble parfaitement à  $(\text{HO. SO}^3. \text{H Ad}) + (\text{Al}_2 \text{O}^3 + 3 \text{SO}^3) + 24 \text{HO}$ . Une température de  $212^\circ$  chasse 18 équivalents d'eau de ces aluns; à  $300^\circ$  ils en perdent encore 6; mais il faut élever la température jusqu'au point de fusion du plomb pour en expulser l'équivalent restant.

Le groupe des minéraux que l'on nomme *natrolite*, *mésolite* et *scolézite*, qui constitue un des meilleurs exemples d'isomorphisme qu'on ait trouvés jusqu'ici, présente en même temps un second exemple frappant du genre de substitution dont je viens de parler. La natrolite est un silicate hydraté de soude et d'alumine, la scolézite un silicate hydraté de chaux et d'alumine, et la mésolite est probablement le produit de la cristallisation simultanée des deux premiers minéraux; les formules des espèces pures sont  $\text{NaO. Si O}^3 + \text{Al}^2 \text{O}^3$ ,  $\text{Si O}^3 + 2 \text{HO}$  et  $\text{CaO. HO Si O}^3 + \text{Al}^2 \text{O}^3$ .  $\text{Si O}^3 + 2 \text{HO}$ , et elles montrent évidemment le remplacement de NaO par CaO. HO.

39. *Sur le* SULFHYDRATE NEUTRE D'AMMONIAQUE; par M. Bineau. (Ann. de Chim., t. 70, p. 251.)

On peut obtenir le sulfhydrate neutre d'ammoniaque en mélangeant le gaz subhydrique avec un volume plus que double de gaz ammoniac et exposant le mélange à la température d'environ  $18^\circ$ ; mais, au-dessus de cette température, ce

sel se décompose en abandonnant la moitié de l'ammoniaque qu'il contient, et il se change en bisel, qui est le sel ordinaire composé de volumes égaux des deux gaz, ou de deux équivalents d'acide pour un équivalent de base.

40. *Nouvelles combinaisons de l'ACIDE CARBONIQUE avec l'AMMONIAQUE*; par M. Rose. (Ann. der Pharm., t. 30, p. 45.)

On ne connaissait jusqu'ici que trois composés d'acide carbonique et d'ammoniaque, savoir : le sel neutre anhydre  $\text{C} + \text{NH}^3$ , le sesquicarbonat d'ammoniaque  $3\text{C} + 2\text{NH}^3 + 2\text{H}$ , ou plutôt le sesquicarbonat d'oxyde d'ammonium  $3\text{C} + 2\text{NH}^4$ , et le bicarbonat d'ammoniaque, ou mieux le bicarbonat d'oxyde d'ammonium  $2\text{C} + \text{NH}^3 + 2\text{H}$  ou  $2\text{C} + \text{NH} + \text{H}$ . J'ai été assez heureux pour ajouter plusieurs autres combinaisons d'acide carbonique à celles que nous venons d'indiquer; je pense même que des recherches plus complètes auraient pu encore en augmenter le nombre. Je vais les faire connaître.

1. *Carbonate neutre anhydre d'ammoniaque.*

J'ai déjà communiqué, dans la séance du 3 juillet 1837 (*l'Institut*, même section, 1838, n° 224, p. 61), mes recherches sur ce sel. Je me suis assuré qu'il ne se décompose pas à une haute température, malgré l'assertion de M. Bineau, par la détermination du poids spécifique de la vapeur de ce sel que l'expérience a montré être égal à 0,9048 et 0,8936. Le poids spécifique calculé est 0,9013.

Dans la vapeur,  $\frac{1}{3}$  volume d'acide carbonique gazeux est uni à  $\frac{2}{3}$  de gaz ammoniac sans condensation. Le sel neutre anhydre peut être obtenu à l'état sec, indépendamment du mélange des gaz secs, par la sublimation d'un mélange de sulfate anhydre d'ammoniaque et de carbonate de soude. On peut l'obtenir encore mouillé par l'alcool, lorsqu'on soumet les sesquicarbonates du commerce avec de l'alcool à la distillation, méthode que M. Hunefeld a le premier mise en usage. Il se dégage par l'ébullition de l'alcool beaucoup d'acide carbonique et le sel neutre se sublime, mais il n'est pas possible de l'obtenir ainsi à l'état sec sans qu'il s'altère. La dissolution du sel neutre dans l'eau est au reste très-facile à obtenir; on n'a qu'à faire bouillir un instant du sesqui ou du bicarbonat d'ammoniaque, il se dégage de l'acide carbonique, et la solution est parfaitement neutre. Il est néanmoins nécessaire de ne faire bouillir que fort peu de temps, attendu que, par une ébullition prolongée, le sel s'évapore complètement de la solution.

2. *Carbonate neutre hydraté d'ammoniaque.*

Il n'est pas possible d'unir le sel neutre avec la quantité d'eau qui suffit pour faire transformer l'ammoniaque en oxyde d'ammonium. Lorsqu'on soumet en effet du sesquicarbonat du commerce à une douce chaleur dans une cornue, on observe d'abord un dégagement d'acide carbonique, et, dans les parties les plus éloignées de l'appareil, il se dépose un sel cristallisé dont la dissolution est parfaitement neutre, et qu'à l'épreuve on reconnaît pour un carbonate neutre d'ammoniaque qui ne contient que la moitié de l'eau nécessaire pour transformer l'ammoniaque en oxyde d'ammonium. On peut le considérer comme une com-

binaison de carbonate d'ammoniaque et de carbonate d'oxyde d'ammonium ( $\text{C} + \text{NH}^3$ ) + ( $2\text{C} + \text{NH}^4$ ). Ce sel est le plus volatil des produits qui se forment par la distillation du sesquicarbonate. On peut le sublimer à plusieurs reprises sans que sa composition éprouve de changement.

3. *Sesquicarbonate d'ammoniaque.* C'est le sel qu'on rencontre communément dans le commerce. On obtient du reste souvent ce sel des fabriques avec une autre composition. Il est vraisemblable que pour le purifier on le distille une seconde fois. Ce sel ne se dissout pas dans l'eau sans se décomposer, ainsi que MM. Dalton et Scanlan l'avaient déjà observé. Si on le traite par une quantité d'eau moindre que celle qui est nécessaire pour le dissoudre complètement, cette eau ne dissout presque que du carbonate et laisse le bicarbonate insoluble. Il se comporte de la même manière quand on l'expose pendant longtemps dans un air sec. Il s'en dégage du carbonate anhydre, tandis qu'il reste du carbonate hydraté. On peut donc le considérer comme un sel double de carbonate neutre anhydre avec du bicarbonate hydraté ( $\text{C} + \text{NH}^3$ ) + ( $2\text{C} + \text{NH}^4 + \text{H}$ ).

4. *Sesquicarbonate d'ammoniaque surhydraté.* Lorsqu'on soumet dans une cornue, pendant un certain temps, à une température qu'on élève très-doucement, une assez grande quantité de sesquicarbonate, il se dégage d'abord de l'acide carbonique, et il se sublime du carbonate neutre hydraté; à peu de distance de la cornue, il se dépose par sublimation un composé dont il sera question plus bas, et il reste dans l'appareil une liqueur incolore dont il se sépare en assez grande

abondance, en se refroidissant, un sel qui cristallise en tables. Ce sel est le sesquicarbonate d'ammoniaque surhydraté; il contient 3 atomes d'eau de plus que le sesquicarbonate ordinaire. Considéré comme sel double, sa composition peut être représentée par la formule ( $\text{C} + \text{NH}^3$ ) + ( $2\text{C} + \text{NH}^4 + 4\text{H}$ ). L'eau mère d'où ce sel a cristallisé renferme du carbonate neutre.

5.  $\frac{5}{4}$  *carbonate d'ammoniaque.* C'est ce sel qui, par une distillation lente du sesquicarbonate, se sublime en masse dans le col de la cornue, et qui a le même aspect que le sesquicarbonate du commerce. Il contient 5 atomes d'acide carbonique, 4 atomes d'ammoniaque et 4 atomes d'eau.

6.  $\frac{5}{4}$  *carbonate d'ammoniaque surhydraté.* Lorsqu'on soumet de même à une distillation lente le  $\frac{5}{4}$  carbonate précédent, et qu'on interromp celle-ci dès que la matière contenue dans la cornue s'est transformée en une liqueur limpide, il se dégage de nouveau, par la distillation, du gaz acide carbonique, et il se sublime, indépendamment du carbonate neutre anhydre, du  $\frac{5}{4}$  carbonate surhydraté qui consiste en 5 atomes d'acide carbonique, 4 atomes d'ammoniaque et 5 atomes d'eau. On obtient ce même sel lorsqu'on soumet à la distillation le sesquicarbonate surhydraté.

7.  $\frac{5}{4}$  *carbonate d'ammoniaque perhydraté.* On l'obtient par la distillation du  $\frac{5}{4}$  carbonate, quand on prolonge celle-ci jusqu'à ce qu'il ne reste plus qu'un liquide limpide dans la cornue. Ce sel se sépare de celui-ci par le refroidissement. Il contient 5 atomes d'acide carbonique, 4 atomes d'ammoniaque et 12 atomes d'eau.



8. *Bicarbonate d'ammoniaque.* On trouve dans les ouvrages de chimie que ce sel consiste en 2 atomes d'acide carbonique, 1 atome d'ammoniaque et 1 atome d'eau; ce qui est exact; mais il y a un bicarbonate qui contient plus d'eau et dont il va être question plus bas, et qui très-certainement a été souvent pris pour le bicarbonate ordinaire. Je n'ai obtenu qu'une seule fois le bicarbonate en gros cristaux, en faisant le vide dans un vase contenant une solution de carbonate neutre. Les cristaux avaient absolument la même forme que ceux de bicarbonate de potasse, avec lesquels d'ailleurs il y a identité de composition, un atome de potasse étant l'équivalent d'un atome d'oxide d'ammonium ( $\text{NH}^4$ ); et comme la composition du bicarbonate de potasse peut être exprimée par la formule chimique  $2\text{C} + \text{K} + \text{H}$ , celle du bicarbonate d'oxyde d'ammonium doit être  $2\text{C} + \text{NH}^4 + \text{H}$ . On obtient le bicarbonate en poudre lorsqu'on évapore une solution saturée de sesquicarbonate au moyen de l'acide sulfurique et d'une pompe, et qu'on opère autant que possible le vide avec un instrument suffisamment puissant. La solution paraît bientôt entrer fortement en ébullition; il se dépose un bicarbonate peu soluble, qu'on peut séparer de la solution avant qu'elle se soit complètement évaporée. Si, au lieu d'acide sulfurique, on se sert de chaux vive ou de chlorure de calcium, on obtient le bicarbonate en masse. On peut aussi obtenir ce sel en conservant pendant longtemps dans une chambre chaude un sesquicarbonate desséché dans un vase qui est imparfaitement clos; il s'évapore ainsi du carbonate anhydre très-volatil, et il reste du bi-

carbonate. On peut considérer le bicarbonate d'oxyde d'ammonium et celui de potasse comme un sel double d'acide carbonique hydraté avec du carbonate d'oxyde d'ammonium ou de potasse, de la même manière qu'on regarde le sulfate acide d'oxyde d'ammoniaque ou de potasse comme un composé d'acide sulfurique hydraté et de sulfate d'oxyde d'ammonium ou de potasse.

9. *Bicarbonate d'ammoniaque surhydraté.* Quand on pulvérise du sesquicarbonate du commerce, qu'on l'arrose d'eau chaude en quantité suffisante pour le dissoudre, et que le verre où se fait l'expérience est maintenu soigneusement fermé après qu'on a versé l'eau, afin que l'acide carbonique qui se dégage vivement du sesquicarbonate par le contact de l'eau chaude, quand on fait l'expérience à vase ouvert, ne puisse s'échapper, mais soit absorbé par la solution pendant le refroidissement, il se forme à la surface, à mesure que la température s'abaisse, des cristaux assez volumineux, qui augmentent encore en nombre au bout de plusieurs jours. Ces cristaux renferment un  $\frac{1}{2}$  atome d'eau de plus que le carbonate ordinaire, et leur composition peut être exprimée par la formule  $4\text{C} + 2\text{NH}^4 + 3\text{H}$ . Ce n'est pas seulement par sa composition, mais c'est aussi par sa forme que ce sel se distingue du bicarbonate ordinaire.

10. *Bicarbonate d'ammoniaque perhydraté.* On l'obtient par la distillation du  $\frac{1}{2}$  carbonate avec 5 atomes d'eau. Il renferme 2 atomes d'acide carbonique, 1 atome d'ammoniaque et 3 atomes d'eau, par conséquent 1 atome d'eau de plus que le bicarbonate ordinaire.

11.  $\frac{2}{3}$  carbonate d'ammoniaque. Ce sel se prépare par la distillation du bicarbonate surhydraté. Dans cette distillation on voit apparaître les mêmes phénomènes que dans la distillation du sesquicarbonate. Il contient 7 atomes d'acide carbonique, 4 atomes d'ammoniaque et 12 atomes d'eau.

12.  $\frac{2}{4}$  carbonate d'ammoniaque. J'ai produit ce sel en cristaux, en plaçant sous une cloche, avec de l'acide sulfurique, une solution de sesquicarbonate ordinaire, et faisant le vide avec précaution pour que la liqueur ne bouillonnât pas. Il contient 9 atomes d'acide carbonique, 4 atomes d'ammoniaque et 10 atomes d'eau. Les cristaux de ce sel s'effleurissent promptement et se transforment en bicarbonate. La préparation de ce composé échoue très-fréquemment malgré les soins les plus attentifs, et je n'ai réussi à l'obtenir que dans un petit nombre de cas.

41. Préparation du BARIUM, du STRONTIUM et du CALCIUM; par M. Hare. (Institut, 1839, n° 300, page 333.)

Au moyen de l'action alternative de deux déflateurs de chacun 100 paires, et contenant plus de 100 pouces carrés de surface de zinc, aidée par le refroidissement, je me suis procuré avec leurs chlorures des amalgames de ces métaux, et par la distillation dans un creuset de fer, renfermé dans un alambic de même métal épuisé d'air, je les ai extraits de leur dissolvant métallique. Ils sont si oxydables que pour apercevoir leur couleur métallique blanche et brillante, l'œil doit suivre aussitôt le trait de la lime ou du polissoir; presque aussitôt

qu'une surface nouvelle est exposée à l'air, elle prend une teinte jaune paille semblable à celle qui a lieu dans le premier degré de l'oxydation, et bientôt elle disparaît sous la couche d'oxyde qui se forme.

Parmi les différentes espèces de naphte que je possède, il n'y en a eu qu'une seule, que j'ai recueillie d'un résidu d'une distillation de potassium, qui n'ait point réagi sur ces métaux. Après avoir été pendant quelque temps plongés dans le naphte, leur effervescence avec l'eau est beaucoup moins considérable. Dans de pareilles circonstances ils réagissent d'abord avec plus de vivacité avec l'éther hydrique qu'avec l'eau ou l'acide chlorhydrique, parce que l'éther enlève une enveloppe résineuse qui provient du naphte.

42. Séparation de la CHAUX d'avec la MAGNÉSIE; par M. Dobeireiner. (J. fur prat. Ch., t. 16, p. 485.)

Les deux terres ayant été dissoutes dans l'acide hydrochlorique, on évapore la dissolution à siccité, et l'on chauffe la masse saline dans une capsule de platine, jusqu'à ce qu'il ne s'en dégage plus d'acide hydrochlorique; alors on la chauffe de nouveau jusqu'au rouge naissant et on y ajoute peu à peu de petites masses de chlorate de potasse, tant qu'il se dégage du chlore; après quoi il ne reste plus qu'un mélange de magnésie, de chlorure de calcium et de chlorure de potassium, d'où l'on sépare la magnésie au moyen de l'eau, etc.

43. *Sur les combinaisons des IODURES MÉTALLIQUES avec l'ammoniaque*; par M. O. Rammelsberg. (Ann. de Pog., t. 48, page 151.)

On sait depuis longtemps que l'ammoniaque peut se combiner directement avec un grand nombre de chlorures métalliques et de sels formés par les oxacides. Les combinaisons que le gaz ammoniac sec forme avec les chlorides secs ont été étudiées dans ces derniers temps avec le plus grand soin par M. Henri Rose. On n'a pas examiné jusqu'ici comment se comportent les iodures métalliques avec l'ammoniaque : le présent mémoire renferme une série de recherches sur ce sujet. J'ai obtenu le plus souvent deux combinaisons distinctes en faisant agir le gaz ammoniac sec ou bien employant l'ammoniaque en dissolution dans l'eau.

Si l'on dissout de l'iodure de zinc cristallisé dans une dissolution d'ammoniaque et que l'on abandonne le mélange à l'évaporation spontanée, on obtient des cristaux prismatiques très-brillants qui ne s'altèrent pas à l'air, mais se détruisent promptement même quand on les traite par l'eau froide. La formule de cette combinaison est  $ZnI^2 + 2A^2 + H^6$ .

Quand on traite l'iodure de zinc sec par le gaz ammoniac également sec, on obtient une combinaison qui renferme une plus grande quantité d'ammoniaque et dont la formule est  $ZnI^2 + 3Az^2H^6$ . Elle se comporte avec l'eau de la même manière que la précédente.

De l'iodure de cadmium étant dissous à chaud dans une dissolution d'ammoniaque, la liqueur abandonne par le refroidissement une poudre

cristalline blanche dont la composition est  $CaI^2 + Az^2H^6$ . Cette poudre se décompose par l'eau en mettant de l'ammoniaque en liberté. L'iodure de cadmium sec traité par le gaz ammoniac forme une combinaison qui renferme trois fois plus d'ammoniaque et qui par conséquent a pour formule  $CaI^2 + 3Az^2H^6$ .

On obtient facilement l'iodure de cobalt en traitant par de l'iode du cobalt métallique divisé tenu en suspension dans l'eau. En chauffant, le métal se dissout promptement en donnant une liqueur rouge qui, après l'évaporation, laisse un produit salin très-déliquescent. Si l'on verse de l'ammoniaque dans une dissolution étendue d'iodure de cobalt, on obtient un précipité bleu et une liqueur brune. Le précipité est un sel basique qui se décompose même par les lavages et par la dessiccation. Desséché il prend une couleur verte, l'oxyde de cobalt passant à un degré supérieur d'oxydation. Ce sous-sel paraît avoir la composition suivante :  $CoI^2 + 3CoO$ .

Si l'on verse au contraire l'ammoniaque dans une dissolution concentrée d'iodure de cobalt, on obtient un précipité grenu d'un rose clair qui se dissout quand on vient à chauffer la liqueur, mais se dépose de nouveau par le refroidissement sous la forme de petits cristaux. Cette matière est très-peu stable, elle se décompose même à l'air humide en dégageant de l'ammoniaque. Sa formule est  $CoI^2 + 2Az^2H^6$ .

L'eau décompose facilement cette combinaison ammoniacale en donnant lieu au sous-sel vert dont il a été question tout à l'heure.

Dans un courant de gaz ammoniac, l'iodure de cobalt prend une plus grande quantité d'ammo-

niaque, la combinaison qui se forme a pour formule  $\text{CoI}^2 + 3\text{Az}^2\text{H}^6$ .

La dissolution d'iodure de nickel étant mélangée avec de l'ammoniaque, il se forme un précipité d'un bleu clair qui se dissout totalement quand on chauffe la liqueur, et se dépose de nouveau par le refroidissement sous la forme de petits cristaux. Ce composé a pour formule :  $\text{NiI}^2 + 3\text{Az}^2\text{H}^6$ . L'iodure de nickel sec n'absorbe le gaz ammoniac sec que quand on chauffe un peu.

On sait qu'il est impossible de préparer, par les moyens ordinaires, du per-iodure de cuivre, parce que ce dernier corps se transforme tout de suite en proto-iodure et iode libre. M. Berthelot a néanmoins décrit depuis longtemps un iodure de cuivre ammoniacal, qu'il obtient en ajoutant, à une dissolution concentrée de nitrate de cuivre, de l'iodure de potassium; il se forme un précipité qui, dissous à chaud dans une dissolution d'ammoniaque, donne, après refroidissement de la liqueur, de petits cristaux tétraédriques bleus.

J'ai cherché à préparer le même produit d'une manière un peu différente. J'ai préparé du proto-iodure de cuivre en laissant digérer du cuivre métallique très-fin avec de l'iode et de l'eau, ou encore en précipitant par de l'iodure de potassium un mélange de sulfate de cuivre et de protosulfate de fer. Si l'on met du proto-iodure de cuivre dans un flacon rempli complètement d'une dissolution d'ammoniaque, et que l'on ferme ensuite celui-ci de manière à éviter complètement l'accès de l'air, on voit que la dissolution reste incolore, et qu'elle ne dissout même pas une quantité notable d'iodure, lors même qu'on vient à la chauffer. Mais aussitôt que la liqueur est mise

au contact de l'air, elle bleuit en commençant par les couches supérieures; si dans ces circonstances on porte la liqueur à l'ébullition, on voit le précipité se dissoudre entièrement en formant une liqueur d'un bleu foncé. Si la liqueur est concentrée, et si l'on prolonge l'ébullition, il se dépose bientôt du deutoxyde de cuivre, et la liqueur renferme du per-iodure. Une petite quantité de proto-iodure de cuivre se dissout néanmoins sans altération dans la dissolution ammoniacale; car celle-ci abandonne toujours dans les premiers moments du refroidissement quelques petits cristaux blancs qui bleussent promptement à l'air; si on ajoute ensuite à la liqueur de l'alcool, il se dépose des petits cristaux bleus prismatiques d'iodure de cuivre ammoniacal.

Cette combinaison s'altère promptement à l'air, il y a absorption d'eau, et la matière tombe en une poudre verte si l'on ajoute une petite quantité d'eau. Celle-ci dissout une certaine quantité du composé bleu sans altération, mais en étendant davantage la liqueur se trouble.

La combinaison bleue, a donné à l'analyse les nombres suivants :

Cuivre. . . . .	17,266	} 76,764
Iode. . . . .	59,498	
Ammoniaque. . . . .	16,609	
Eau par différence. . . . .	6,627	
	<hr/>	
	100,000	

La formule qui s'accorde le mieux avec ces nombres est la suivante :  $\text{CuI}^2 + 2\text{Az}^2\text{H}^6 + \text{H}^2\text{O}$ . Elle diffère des précédentes par l'eau qu'elle renferme.

L'iodure de cuivre s'échauffe dans un courant de gaz ammoniac sec. Il se forme la combinaison  $\text{Cu.Io}^2 + 2\text{Az}^2\text{H}^6$ .

On n'est pas parvenu à produire d'iodure de plomb ammoniacal par voie humide. Mais l'iodure sec se combine avec le gaz ammoniac et produit la combinaison  $PbI^2 + Az^2H^6$ .

Si l'on chauffe un mélange de 1 at. de bismuth en poudre fine et de 2 at. d'iode, on voit ces deux corps se combiner; une portion de l'iode se volatilise et l'on obtient une masse grise, aigre, qui renferme un excès de métal. Quand on verse dans une dissolution de bismuth de l'iodure de potassium, il se forme un précipité cristallin brun qui a été considéré généralement comme une combinaison basique. Mais j'ai reconnu par des analyses directes que cette combinaison était l'iodure neutre. Cet iodure absorbe le gaz ammoniac sec et donne la combinaison  $BiI^2 + Az^2H^6$ .

L'iodure d'étain s'obtient facilement en chauffant ensemble un mélange de 1 partie d'étain et 2 parties d'iode; l'action est très-vive, la matière devient incandescente. Ce produit est très-facilement décomposé par l'eau. Il se combine facilement avec le gaz ammoniac sec et donne un composé qui a pour formule  $SnI^2 + 2Az^2H^6$ .

On ne parvient pas à obtenir l'iodure d'argent ammoniacal par la voie humide; mais l'iodure sec absorbe le gaz ammoniac sec, et donne le produit de  $2AgI^2 + Az^2H^6$ , qui abandonne facilement l'ammoniaque, quand il est exposé à l'air ou placé dans l'eau.

De tous les iodures métalliques que j'ai examinés, le per-iodure de mercure est le seul qui fasse exception dans la manière de se comporter avec l'ammoniaque.

M. H. Rose a montré dernièrement que le per-iodure de mercure peut absorber 1 double atome

d'ammoniaque et produire un composé blanc, qui perd promptement à l'air son ammoniaque, et laisse l'iodure sous la forme d'une poudre rouge.

La manière dont la dissolution ammoniacale se comporte avec le per-iodure de mercure n'a pas été étudiée jusqu'ici avec le soin que la chose mérite, surtout depuis les recherches si intéressantes de MM. Kane et Ullgren, sur l'action de la dissolution ammoniacale sur le per-chlorure de mercure.

Le per-iodure de mercure ne paraît pas altéré, dans les premiers moments de son contact avec une dissolution d'ammoniaque. Cependant, au bout de quelque temps, on remarque que la couleur devient plus pâle, et que la matière finit par se changer en une poudre cristalline blanche, qui est une combinaison du per-iodure avec l'ammoniaque; mais cette combinaison est tellement peu stable, qu'exposée à l'air pendant quelques heures, elle perd toute sa quantité d'ammoniaque.

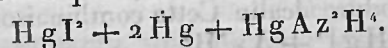
La même combinaison s'obtient quand on verse une dissolution d'ammoniaque dans une liqueur qui renferme un mélange de per-iodure de mercure et d'iodure alcalin. Cette combinaison a pour formule  $2HgI^2 + Az^2H^6$ .

Mais si le per-iodure de mercure est chauffé avec la dissolution d'ammoniaque, il se produit une action beaucoup plus complexe. Il se forme d'abord une matière blanche, mais qui brunit bientôt, et finit par prendre la couleur du kermès, sans subir d'altération ultérieure par une ébullition plus longtemps prolongée. La liqueur filtrée dépose par le refroidissement des cristaux blancs qui sont identiques avec ceux que nous avons étudiés tout à l'heure.

Ce composé brun est une combinaison d'acide; il ne correspond pas au précipité blanc, mais au produit que l'on obtient quand on décompose ce dernier par l'eau ou par les alcalis, c'est-à-dire qu'il est formé de per-iodure de mercure, d'oxyde de mercure et d'amidure de mercure. Mais pour qu'un produit de cette espèce puisse se former dans la réaction, il faut qu'il se produise de l'acide hydriodique, et c'est ce que l'on observe en effet.

Pour obtenir ce composé brun à l'état de pureté, il faut décanter rapidement la liqueur qui surnage pendant qu'elle est encore chaude, et faire bouillir de nouveau avec de l'ammoniaque, et ainsi plusieurs fois de suite jusqu'à ce que la liqueur ne dissolve plus rien.

Ce composé a une couleur brune, quelquefois pourprée; il est inaltérable à l'air, et peut même être chauffé jusqu'à 180° sans se décomposer. Il ne dégage pas la moindre trace d'ammoniaque, quand on le fait bouillir avec une dissolution de potasse. Cette combinaison paraît avoir pour formule, d'après les résultats de son analyse et la nature de la réaction qui lui a donné naissance :



Le composé iodé correspondant au précipité blanc aurait pour formule,  $\text{Hg I}^2 + \text{Hg Az}^2 \text{H}^4$ ; mais il ne paraît pas que ce produit puisse être obtenu.

J'ai fait également quelques recherches sur l'action de l'ammoniaque sur le proto-iodure de mercure. Si l'on met ce corps à digérer avec l'ammoniaque à la température ordinaire, il se transforme en une poudre noire qui est l'iodure ammoniacal; mais ce composé est tellement peu stable,

que par la simple dessiccation il perd tout son ammoniacal. Si l'on fait bouillir l'iodure avec la dissolution ammoniacale, on obtient un précipité noir qui renferme beaucoup de mercure métallique, et la liqueur abandonne par le refroidissement des cristaux blancs de per-iodure ammoniacal. La facile décomposition de proto-iodure de mercure en per-iodure et métal rend l'étude de cette réaction extrêmement difficile.

44. *Observations sur les CARBURES MÉTALLIQUES*; par M. S. Brown d'Édimbourg. (Revue scient., t. 1, p. 170.)

Quand on calcine un cyanure métallique en vase clos, il se dégage de l'azote, et il reste un bi-carbure; quand on soumet au même traitement un sulfocyanure, il se dégage de l'azote et du sulfide carbonique, et il reste un protocarbure métallique. Ces carbures sont pulvérulents, bruns, infusibles et très-combustibles; mais néanmoins on peut les obtenir à l'état de petits grains octaédriques transparents et tout à fait analogues au diamant par leurs propriétés optiques; il suffit pour cela d'opérer la décomposition du cyanure ou du sulfocyanure dans un tube de verre effilé, que l'on chauffe sur un bain de sable, de telle sorte que les gaz ne se dégagent que très-lentement.

En modifiant cette manière d'opérer, je suis parvenu à obtenir de gros cristaux de carbure de fer (acier radical), qui ressemblent tout à fait à des gemmes.

45. *Propriétés de l'ACIDE TANTALIQUE*; par  
M. Wöhler. (Ann. der Pharm.)

Chauffé au rouge naissant, l'acide tantalique prend une couleur jaune citron; il redevient blanc par le refroidissement, tout à fait comme l'acide titanique et l'oxyde de zinc.

Chauffé au rouge dans le gaz hydrogène, il devient d'un noir bleuâtre; il redevient blanc par la calcination au contact de l'air. Dans cette circonstance, la variation de poids est si faible, que cela fait présumer qu'il se forme, non de l'oxyde de tantale pur, mais une combinaison de cet oxyde avec l'acide tantalique.

L'acide tantalique obtenu par fusion avec le bisulfate de potasse, et par lavages de la masse fondue, retient de l'acide sulfurique en combinaison; il l'abandonne à une chaleur rouge, surtout dans une atmosphère de carbonate d'ammoniaque.

Ce composé d'acide tantalique et d'acide sulfurique se dissout assez facilement dans l'acide hydrochlorique concentré, surtout si après l'en avoir arrosé on le laisse digérer longtemps, puis qu'on ajoute de l'eau. Par l'ébullition, cette dissolution se trouble et forme un précipité blanc.

L'acide sulfurique libre et les sulfates précipitent presque complètement l'acide tantalique de cette dissolution muriatique, sous la forme d'un précipité lourd, d'un blanc de lait, qui se forme de suite dans une dissolution concentrée, et peu à peu dans une dissolution très-étendue, mais instantanément à l'aide de la chaleur. Après dessicca-

tion, le précipité est blanc, lourd; c'est la même combinaison avec l'acide sulfurique que celle qu'on obtient par la fusion avec du bisulfate de potasse. Cette précipitation par l'acide sulfurique est une propriété caractéristique de l'acide tantalique.

Le composé d'acide tantalique et d'acide sulfurique à l'état humide se dissout facilement dans la potasse caustique. Il en est précipité par les acides, et aussi par le sel ammoniac, mais incomplètement. Dans ce cas, il se forme du tantalite d'ammoniaque. Celui-ci, calciné à l'abri du contact de l'air, se comporte comme le tungstate d'ammoniaque; il dégage de l'eau et de l'ammoniaque et il reste de l'acide tantalique d'un noir bleuâtre.

Si le composé d'acide tantalique et d'acide sulfurique est arrosé d'acide muriatique et mis en contact avec du zinc, il se dissout en formant une liqueur d'un beau bleu, qui plus tard devient d'un brun foncé, et d'où l'ammoniaque en excès précipite une substance en flocons d'un brun foncé, qui est sans doute de l'oxyde de tantale hydraté. Au contact de l'air celui-ci redevient complètement blanc. Dans les mêmes circonstances, l'acide tantalique, qui a été préalablement desséché, devient bleu sans se dissoudre, et celui qui a été chauffé au rouge reste sans s'altérer et sans prendre aucune couleur.

Outre le chlorure de tantale, que l'on obtient en chauffant le tantale métallique dans un courant de chlore, il paraît qu'il existe une combinaison volatile d'acide tantalique et de chlorure de tantale, semblable aux composés analogues formés par le chrome, le molybdène, le tungstène. Le composé paraît se former lorsqu'on chauffe au rouge dans un courant de chlore un mélange d'a-

cide tantalique et de charbon (1). Il est tout à fait blanc, fume faiblement à l'air, et se volatilise par la chaleur sans se fondre; sa vapeur est incolore et se condense en une masse concentrique et radiée d'un éclat soyeux. Quelquefois cependant il est jaune, en partie fusible, et il forme alors une vapeur jaune comme s'il était mélangé de chlorure pur, ce qui dépend peut-être de la proportion de charbon employée.

Il se dissout dans l'eau avec une forte élévation de température; la liqueur laisse déposer de l'acide tantalique sous forme de gelée. L'acide ainsi obtenu dégage par la calcination beaucoup de gaz acide muriatique. Le composé volatil se dissout dans l'acide muriatique sans le troubler. Cette dissolution se comporte un peu autrement que celle de l'acide tantalique dans l'acide muriatique dont nous avons parlé plus haut, de la même manière, à ce qu'il paraît, que la dissolution de perchlore d'étain dans l'eau se comporte autrement que celle de l'oxyde d'étain dans l'acide hydrochlorique.

---

(1) Il est d'autant plus vraisemblable que ce composé contient de l'acide tantalique en combinaison avec le chlorure, que l'on peut obtenir très-facilement par le même procédé une combinaison analogue avec le tungstène; par exemple, en chauffant au rouge dans un courant de chlore un mélange de charbon et de tungstate de chaux. Le zirconium paraît aussi former un composé semblable: en effet, si l'on fait rougir dans un courant de chlore des zircons pulvérisés avec du charbon, on obtient, outre le chlorure de silicium, un produit volatil, qui se dissout, mais incomplètement, dans l'eau, à l'état d'hydrochlorate de zircone, tandis que le chlorure obtenu directement par le zirconium et le chlore n'est pas volatil. Ce procédé pour attaquer les zircons me semble pouvoir être très-bien employé pour la préparation de la zircone.

Fait-on bouillir, par exemple, la dissolution du chlorure de tantale sublimé, il se forme, seulement lorsqu'elle commence à se concentrer, un précipité blanc qui se redissout complètement par l'addition d'eau. L'acide sulfurique précipite presque complètement l'acide tantalique de cette dissolution, même à la température ordinaire.

Lorsque des minéraux, comme le pyrochlore, renferment à la fois de l'acide tantalique et de l'acide titanique, on peut les séparer l'un de l'autre et les doser, du moins approximativement, par le procédé suivant: on mélange très-intimement le minéral avec du charbon de sucre et du sucre, on fait rougir ce mélange, on le réduit en poudre fine, on le fait rougir doucement dans un courant de chlore sec; on dissout le sublimé obtenu dans l'acide muriatique, et l'on ajoute à la liqueur de l'acide sulfurique qui ne précipite que l'acide tantalique.

Ces recherches ont été faites sur l'acide tantalique extrait du tantalite de Bavière et du pyrochlore. Ce dernier ne contient pas principalement de l'acide titanique comme je le croyais d'abord, mais de l'acide tantalique avec une petite quantité seulement d'acide titanique. Le pyrochlore de Miassk en Sibérie est, d'après mon analyse, une combinaison de fluorure de sodium avec les tantalates de chaux, de thorine et d'oxydure de cérium. En outre, il contient encore de faibles quantités d'yttria, de magnésie, d'oxydes de fer, de manganèse, d'étain, et d'acide titanique.



46. *Nouvelles propriétés du LANTHANE.* (Ann. de Pogg., t. 37, p. 207. Extrait d'une lettre de M. Berzélius à l'auteur.)

Mosander a trouvé que ce métal accompagnait le cérium dans tous les cas où ce dernier se présente. Pour l'en séparer, on dissout les deux oxydes dans l'acide nitrique, on évapore à siccité, et l'on calcine le résidu jusqu'à ce que l'acide nitrique soit chassé. Le résidu est réduit en poudre et traité à une douce chaleur par de l'acide nitrique étendu de 50 à 100 p. d'eau.

En deux heures l'oxyde de lanthane est dissous, tandis que l'oxyde de cérium qui reste est presque entièrement insoluble, soit dans l'acide nitrique, soit dans l'acide muriatique. La dissolution est filtrée et précipitée par un carbonate alcalin; le meilleur est le carbonate d'ammoniaque qui ne redissout aucune trace du précipité. Au bout de vingt-quatre heures le précipité est rassemblé ordinairement en écailles cristallines et brillantes, qui sont très-faciles à recueillir sur un filtre et à laver, et qui s'en détachent après dessiccation en une seule masse cohérente et micacée. Le carbonate est redissous dans l'acide muriatique; on évapore à sec la dissolution, on calcine le sel dans un courant de gaz chlorhydrique pour l'obtenir anhydre, puis on le réduit par le potassium. On lave le résidu avec de l'alcool à 0,833 de densité, pour entraîner le chlorure de sodium et une petite quantité d'oxyde qui reste avec le métal; et on obtient ainsi une poudre métallique d'un gris de plomb foncé, tendre, et se laissant aplatir. On la dessèche par la pression entre quelques feuilles de papier, puis on la laisse quelque temps sous le

réceptif de la machine pneumatique, à côté d'acide sulfurique. Dans l'eau froide, ce métal dégage de l'hydrogène, mais lentement; dans l'eau chaude, il produit de l'effervescence et se change en un hydrate blanc, un peu gélatineux. A l'air il se change lentement en oxyde.

On obtient l'oxyde en calcinant fortement le carbonate; il ne perd que difficilement les dernières portions d'acide carbonique. Il est d'un rouge de brique pâle; par la calcination du nitrate on l'obtient de la même couleur que l'oxyde de cérium ordinaire. Mis en digestion avec l'eau chaude, cet oxyde se change en hydrate blanc sans se dissoudre sensiblement. Cet hydrate ramène lentement au bleu le papier de tournesol rougi. Même après avoir été fortement calciné, cet oxyde se dissout très-facilement dans les acides et forme un sel basique, si la quantité d'acide est insuffisante. Par une longue digestion il chasse l'ammoniaque d'une dissolution de sel ammoniac et s'y dissout. En précipitant l'oxyde de lanthane par un alcali caustique, on obtient un hydrate si gélatineux qu'on ne peut le réunir sur un filtre et le laver.

L'oxyde de lanthane a deux modifications isomériques. Quand on le calcine dans une atmosphère d'hydrogène, il devient blanc avec une faible teinte verdâtre; alors il se dissout plus lentement dans les acides, et forme des dissolutions vertes lorsqu'elles sont concentrées; les sels qu'on en sépare ont une teinte verte. Mais si on le calcine au contact de l'oxygène, il devient d'un rouge de brique, sans changer de poids; calciné de nouveau dans l'hydrogène, il n'éprouve aucune perte de poids. L'oxyde rouge se dissout plus facile-

ment dans les acides; ses dissolutions concentrées sont d'un rouge améthyste, et les sels qu'on en obtient ont une teinte rouge. Tous ces sels desséchés sont blancs.

On obtient le sulfure de lanthane en chauffant le métal dans un courant de vapeur de sulfure de carbone. Il est jaune, et décompose l'eau froide en dégageant de l'hydrogène sulfuré et formant de l'hydrate blanc.

Les sels de lanthane se dissolvent dans l'eau sans la colorer; leur saveur est astringente, non sucrée. Les sulfates, nitrates, chlorures et acétates se dissolvent facilement. L'oxalate et le carbonate sont au contraire insolubles. Avec le sulfate de potasse il se forme un sel double peu soluble, mais qui ne se précipite pas ainsi que celui de cérium, du moins lorsqu'il ne s'y trouve pas de cérium, car les deux oxydes étant mélangés sont précipités ensemble en proportions déterminées.

Le poids atomique du lanthane est plus faible que celui admis jusqu'ici pour le cérium. Le mélange que l'on retirait autrefois de la célite, et que l'on prenait pour de l'oxyde de cérium, contient de 0,4 à 0,5 d'oxyde de lanthane.

Si l'on précipite l'oxyde de lanthane d'une dissolution neutre par le peroxyde de barium, on obtient un hydrate de peroxyde de lanthane qui a une faible teinte jaune, mais qui ne peut être desséché sans perdre un atome d'oxygène.

47. *Sur le LANTHANE*; par M. le docteur P. Bolley, prof. de chimie à Aarau. (Ann. der Pharm., t. 23, p. 126.)

Ayant dissous du sulfure de cérium (préparé

autrefois) dans de l'acide nitrique, j'en précipitai l'oxyde par l'ammoniaque et je le calcinaï. Je traitai par l'acide nitrique, étendu de 100 p. d'eau, l'oxyde d'un rouge de brique ainsi obtenu. Le résidu insoluble pesait un peu plus de la moitié de la masse ainsi traitée. La dissolution, évaporée à siccité, laissa une masse blanchâtre non cristalline, qui se changea par la calcination en une poudre d'un rouge de brique un peu plus clair que celui du résidu insoluble, et avec une légère teinte grise.

Voulant étudier la capacité de saturation de l'oxyde de lanthane, je le fis redissoudre dans l'acide nitrique; je le précipitai par le carbonate de soude, et je desséchai avec soin le carbonate. J'essayai de calciner celui-ci, soit sur une lampe à esprit de vin, soit dans un fourneau; mais il ne parvint jamais à une teinte aussi foncée que celle qu'il possédait après la calcination du nitrate. J'essayai aussi de dissoudre le même poids de carbonate dans l'acide nitrique, d'évaporer à sec et de calciner le résidu. Les nombres obtenus par ces expériences présentent trop de variations pour que je les indique ici; je puis seulement annoncer, d'après la perte de poids que subit alors le carbonate, qu'en supposant qu'il se transforme dans cette circonstance en sesquioxyde  $2La + 3O$ , le poids atomique du lanthane n'est que fort peu inférieur à celui du cérium.

Le sel le mieux déterminé que j'aie pu obtenir est le sulfate; il cristallise en prismes rhomboïdaux sous l'angle de  $96^{\circ} 36'$  ( $a : b : \infty c$ ) ( $\infty a : \infty b : c$ ), dans lesquels  $a : b :: 1 : 1,123$ .

Le carbonate précipité à chaud est, comme l'indique Mosander, formé d'écaïlles éclatantes. Ces écaïlles, observées au microscope, même

avec un fort grossissement, paraissent tout à fait amorphes.

J'ai obtenu par le carbonate de soude à froid un précipité tout à fait semblable à l'hydrate d'alumine, devenant corné et translucide par la dessiccation.

48. *Combinaison du PROTOXYDE DE FER avec le FER MÉTALLIQUE*; par M. Marchand. (J. fur chem. 1839.)

Lorsque l'on brûle du fer dans le gaz oxygène, il se forme de l'oxyde de fer salin; mais quand on opère cette combustion dans le gaz détonant, l'on obtient des écailles minces, faciles à pulvériser, qui ne contiennent que 0,0686 d'oxygène, et qui peuvent être considérées comme formées d'un atome de protoxyde de fer et de trois atomes de fer métallique.

49. *Méthode simple pour doser le FER dans les mines de ce métal, ainsi que dans d'autres composés ferrugineux, et pour déterminer le rapport de l'OXYDE DE FER à l'OXYDULE*; par M. Fuchs. (J. d'Erdmann, 1839, n° 11.)

Cette méthode est fondée sur la propriété qu'a le cuivre de n'être pas attaqué par l'acide muriatique, à l'abri du contact de l'air, et de se dissoudre dans cet acide lorsqu'il y a présence de l'oxyde de fer, en ramenant cet oxyde à l'état d'oxydule, et en s'oxydulant lui-même.

Si donc on met une quantité de cuivre exactement pesée dans une dissolution d'hydrochlorate

d'oxyde de fer, puis qu'on fasse bouillir jusqu'à ce qu'il ne se dissolve plus de cuivre, qu'ensuite on décante la liqueur, qu'on lave bien à l'eau distillée le cuivre non dissous, puis qu'on le sèche et qu'on le pèse, on connaîtra par la différence de poids combien il s'est dissous de cuivre, et par suite il sera aisé de calculer la quantité d'oxyde de fer que renfermait la liqueur.

Lorsque l'oxyde et l'oxydule de fer se trouvent ensemble dans un même composé, il y a deux expériences à faire pour les doser. Dans l'une, on opère comme il vient d'être dit, ce qui donne la proportion de l'oxyde; dans l'autre, l'oxydule est d'abord ramené au maximum d'oxydation; puis on dose la totalité de l'oxyde; et, en retranchant de ce poids total le poids précédemment obtenu, on a le poids de l'oxyde qui provient de la suroxydation de l'oxydule.

Pour obtenir des résultats certains, il est nécessaire de prendre toutes les précautions qui vont être indiquées :

1° Le cuivre que l'on emploie doit être pur et exempt d'oxyde; il est bon pour cela de le préparer soi-même, en précipitant du sulfate de cuivre par le fer, et faisant bouillir le précipité avec de l'acide hydrochlorique. On fait ensuite fondre ce cuivre, puis on le lamine et on le coupe en bandes de 3 à 4 lignes de largeur; on doit aussi, avant de s'en servir, faire bouillir ces bandes dans de l'acide hydrochlorique, parce qu'elles sont toujours recouvertes d'un peu d'oxydule, ce qui rendrait l'essai inexact. 100 d'oxyde de fer déterminent la dissolution de 80 de cuivre.

2° L'acide doit être pur et assez concentré, et

employé en quantité suffisante pour tenir en dissolution tout le protochlorure formé.

3° Pour amener l'oxydule de fer à l'état d'oxyde, il ne faut pas employer l'acide nitrique, parce qu'il est presque impossible de chasser l'excès de cet acide, même en évaporant à siccité. Il faut ou faire passer un courant de chlore dans la dissolution, ou, ce qui est plus commode, y ajouter du chlorate de potasse en quantité suffisante. Ce sel ne doit pas être employé en poudre, mais en cristaux, parce que sans cela la décomposition se ferait trop rapidement, et qu'une grande partie de l'oxyde chloré s'échapperait sans agir. On doit ensuite faire bouillir la liqueur pendant 3 ou 4 minutes, pour en chasser tout le chlore et l'oxyde de chlore en excès; et après cela on ajoute le cuivre.

4° Avant d'ajouter le cuivre, il faut attendre que la liqueur soit un peu refroidie, sans quoi il se produirait un boursoufflement qui occasionnerait des pertes.

5° Pour éviter l'accès de l'air, il faut opérer dans un ballon à long col, et maintenir la liqueur en ébullition après l'addition du cuivre.

6° La fin de l'opération est indiquée par la couleur de la dissolution, qui devient d'un vert jaunâtre pâle; en l'étendant d'eau, elle doit devenir parfaitement limpide. Parmi les substances étrangères qui se rencontrent ordinairement dans les minerais de fer, il n'y a que l'acide arsénique qui puisse mettre obstacle à l'emploi de ce procédé; car alors il se forme sur le cuivre des écailles d'un gris noirâtre d'arseniure de cuivre.

Lorsqu'il y a du manganèse, il n'exerce aucune influence; quel que soit son degré d'oxydation, parce qu'il est ramené à l'état de protoxyde dans

l'acte de la dissolution du minerai par l'acide hydrochlorique.

Le poids de l'atome d'hydrogène étant 1, M. Berzélius admet que le poids du cuivre est 31,7 et celui du fer 27,18. D'après mes expériences, il paraîtrait plus exact de fixer le poids du cuivre à 31,5, et celui du fer à 27,5.

50. *Note sur la préparation du SULFATE DE FER*  
par M. F. Boudet. (J. de Phat., t. 26, p. 110.)

On met dans une terrine de grès 1000 p. d'eau, 330 p. d'acide sulfurique à 66°, et on y ajoute par fractions 200 p. de limaille ou de tournure de fer; lorsque l'effervescence est arrêtée, on verse le tout dans une chaudière de fonte et l'on fait bouillir rapidement jusqu'à ce que la liqueur marque 35° au pèse sel; on verse cette liqueur immédiatement sur un filtre imprégné d'eau acidulée d'acide sulfurique et on la recueille dans une terrine de grès dans laquelle on a versé d'avance et promené en tous sens 12 p. d'acide sulfurique étendu de parties égales d'eau; on remue légèrement la solution pour la mélanger avec l'acide et on laisse cristalliser.

Les cristaux, égouttés sur des entonnoirs et séchés ensuite avec rapidité, se conservent très-longtemps sans altération dans des vases bien secs et fermés; ces cristaux sont d'un blanc tellement pâle qu'ils paraissent presque incolores quand ils ont de petites dimensions.

51. *Méthode pour l'examen de l'acier, du fer en barres et du fer de fonte; par M. Berzélius. (Ann. de Pogg., t. 46, p. 42.)*

On réduit le fer en poudre aussi fine que possible, parce que l'opération se fait d'autant plus rapidement que la division du métal est plus grande.

On le fait ensuite digérer dans une solution de chlorure de cuivre, en quantité suffisante pour le transformer en chlorure de fer. Cette transformation a lieu en 24 heures à une température d'environ 50°C., si l'on n'a pas laissé le fer en trop gros morceaux. Au moyen d'une baguette de verre il est aisé de reconnaître s'il s'y trouve encore des grains durs. On verse le liquide, et on le filtre dans l'appareil qui est décrit plus bas. Sur le résidu, qui est du cuivre mélangé avec du charbon, on verse de nouveau du chlorure de cuivre, concentré et mélangé avec de l'acide hydrochlorique; on fait digérer le tout jusqu'à ce que le cuivre soit dissous dans l'acide à l'état de chlorure. Il ne faut pas, comme on le conçoit bien, séparer avec du papier le charbon restant. La séparation se fait avec l'appareil suivant.

Dans le fond d'un tube terminé en pointe, on met une masse pressée d'asbeste, qui auparavant a bouilli dans de l'acide hydrochlorique, et qu'on a ensuite lavée et chauffée au rouge. Au lieu d'asbeste on peut se servir d'éponge de platine, mais pas avec la même sûreté. On filtre la dissolution à travers cette masse, et on enlève d'abord ce qui reste de chlorure avec de l'acide hydrochlorique, puis on lave avec de l'eau. Si l'opération n'exige pas une très-grande exactitude, on sèche le résidu

dans un courant d'air qui a passé par un tube rempli de chlorure de calcium, pendant que la masse est chauffée jusqu'à environ 130°C. dans un bain convenable. — Si l'on connaît déjà le poids du tube et de l'asbeste, on obtient alors, en pesant le tube, le poids du résidu. On en prend ensuite autant qu'on en peut obtenir dégagé d'asbeste, on le pèse, on brûle le charbon, et on analyse le résidu.

Mais cette méthode, pour déterminer le charbon, n'est jamais parfaitement exacte, parce que 1° cette masse, lorsqu'on la chauffe dans le tube, donne toujours, soit à l'air, soit dans l'oxygène, des produits de la distillation de substances organisées, qui démontrent que, lorsqu'on sépare le charbon du fer avec lequel il est chimiquement combiné, il se forme une combinaison de charbon et d'hydrogène, peut-être aussi d'oxygène; 2° et parce que le charbon condense dans ses pores de l'air et de l'eau avec une telle énergie, qu'il se réchauffe quand on le met en contact avec l'air après l'avoir séché dans le vide.

Par ces motifs il vaut mieux enlever le charbon avec l'asbeste, mêler le tout, d'abord avec du chlorate de potasse, puis avec 30, 40, 50 fois son poids d'oxyde de cuivre, et déterminer la proportion du charbon, comme on le ferait dans une analyse organique.

Dans le même tube où on a filtré le résidu d'acier ou de fer en barre, on le brûle à travers un courant lent d'oxygène qu'on a recueilli sur le mercure, et d'où on retire l'acide carbonique à l'aide de l'hydrate de potasse, d'après la méthode que j'ai décrite ailleurs. Par cette méthode on a trouvé que du fer préparé par le procédé du puddlage ne contient que 1/10 de la quantité de char-

bon contenu dans du fer en barre préparé selon la méthode ordinaire dans un fourneau allemand de ressuage.

Pour déterminer les autres substances étrangères que contient le fer, on se sert de la méthode suivante :

AB est une bouteille pour le dégagement du gaz dont le col est hermétiquement fermé par un fort tube conique de verre CD, fermé à son tour à l'émeri par un bouchon E de même substance. Une seconde tubulure pratiquée latéralement vers le haut de la bouteille reçoit un tube de dégagement FG. Dans cette bouteille on fait dissoudre le fer avec de l'acide hydrochlorique étendu d'eau; il faut opérer au moins sur dix grammes de métal; et souvent sur davantage. On fait passer le gaz dans le tube H qui renferme de l'ammoniaque caustique un peu étendu, mélangé avec du nitrate d'argent. Pour empêcher que de légères parcelles enlevées du liquide ne suivent le gaz, on met un petit bouchon de coton vers le milieu du tube de dégagement. Pendant le dégagement du gaz, qui doit s'opérer lentement, la solution ammoniacale d'argent absorbe le soufre, l'arsenic et le phosphore. On fait marcher la dissolution avec assez de lenteur pour qu'elle dure plusieurs jours, et non chauffe enfin la bouteille. On obtient toujours dans cette opération un faible précipité d'argent, qui, lorsque le fer est parfaitement pur, ne paraît pouvoit être que du carbure d'argent. La voie sèche avec le salpêtre est la meilleure manière de traiter le précipité obtenu dans la solution d'argent; on sépare ensuite les acides sulfurique, arsénique et phosphorique d'après les méthodes ordinaires.

La solution renfermée dans la bouteille est séparée par filtration d'avec la partie non dissoute, et on examine si celle-ci renferme de l'arsenic, du vanadium et de la magnésie, soit par le traitement à l'eau régale, soit en la faisant soigneusement oxyder par la voie sèche au moyen du salpêtre et du carbonate de soude, après quoi il faut commencer par séparer la silice.

On fait oxyder ensuite la solution au moyen de l'acide nitrique, ou mieux encore en la saturant avec du chlore, après quoi on précipite l'oxyde de fer avec du carbonate de plomb pur qu'on met un peu en excès. On filtre la solution, on lave le précipité, on fait évaporer le liquide jusqu'à siccité au bain-marie, et on traite à l'alcool de 0,84, qui laisse le chlorure de plomb. On examine si le résidu de la solution alcoolique renferme de la chaux, de la potasse, du manganèse ou toute autre substance. On peut décomposer le chlorure de plomb au moyen d'hydrogène sulfuré, et examiner le liquide.

Le précipité obtenu au moyen du carbonate de plomb est traité par la voie sèche avec du carbonate de potasse et de soude. On examine ensuite si l'alcali qu'on en retire renferme de l'alumine, de l'acide phosphorique, arsénique ou d'autres encore.

De cette manière il est difficile qu'une substance quelconque connue échappe aux recherches.

52. *De la protection du FER par le ZINC*; par M. Munkel. (Ann. de Pogg., t. 47, p. 213.)

M. de Althaus, directeur des salines de Dur-

rheim, a réussi à garantir complètement les chaudières d'évaporation de l'eau salée, longues de 30 pieds, en y faisant clouer à l'extérieur des bandes de zinc; et il a remarqué qu'il n'était pas nécessaire que les deux métaux fussent exactement polis aux points de contact. Ce fait, qui est constaté par une expérience de plus de dix ans, paraît venir à l'appui de la théorie du contact.

53. *Nouvelle théorie de la GALVANISATION DES MÉTAUX*; par M. Schœnbein. (Bibli. de Gen., tom. 23, p. 180.)

Le fer, le zinc et le cuivre s'oxydent dans l'air, dans l'eau et dans les dissolutions salines, aussi bien lorsqu'ils sont unis par contact avec d'autres métaux, ou qu'ils sont fixés aux pôles d'une pile, que lorsqu'ils sont isolés. Mais si un courant peut s'établir, quelque faible qu'il soit, celui des métaux qui sert de pôle négatif, ou, ce qui revient au même, qui reçoit l'hydrogène, n'est plus oxydé comme il l'était auparavant. Il suit de là que la protection du cuivre par le fer, comme elle a lieu dans les expériences de Davy, est due à une décomposition chimique de l'eau qui s'opère, quelque faible que soit le couple. Il résulte de mes expériences :

1° Que ni l'électricité ordinaire, ni l'électricité voltaïque ne sont capables de modifier les propriétés chimiques des corps, et que par conséquent les principes de la théorie électro-chimique de Davy et de Berzélius ne peuvent être admis.

2° Que les modifications qu'éprouvent certains corps, quant à leurs propriétés chimiques, lors-

qu'ils sont placés sous l'influence du contact, sont dues à la production de quelque substance, et à son dépôt sur ces corps par l'action du courant.

3° Que la manière la plus sûre de protéger certains métaux oxydables contre l'action de l'oxygène libre dissous dans l'eau, c'est de les mettre dans un circuit voltaïque composé du métal en question et d'un métal plus oxydable, le tout dans un liquide électrolytique, tel que l'eau, qui renferme de l'hydrogène.

54. *Préparation de l'oxyde de nickel pur.* (Répertoire de Buchner, t. 9, p. 44.)

Pour séparer le cobalt du nickel, on ajoute à la dissolution des deux métaux une dissolution de potasse caustique en quantité suffisante pour précipiter la presque totalité des oxydes, mais en laissant encore une petite quantité en dissolution, qui doit conserver une légère couleur verte; puis on fait bouillir le tout ensemble, et alors l'oxyde de cobalt entraîné se redissout et déplace le nickel qui restait dans la liqueur.

55. *Sur une méthode simple de doser par la voie humide le cuivre contenu dans les minerais et dans les produits d'usines*; par M. Kersten. (Arch. de Karsten, 1839.) (1).

Lorsque les matières cuivreuses ne renferment

(1) On emploie depuis longtemps la voie humide pour faire l'essai des matières cuivreuses, à l'École des mines de Paris. Cette méthode est indiquée dans le *Traité des essais par la voie sèche*, t. 2, p. 468.

que quelques centièmes de cuivre, il est très-difficile de doser ce métal avec exactitude par la voie sèche, et les procédés ordinaires de la voie humide sont très-complicés lorsqu'il se trouve en même temps du plomb, de l'argent, de l'antimoine, etc.

M. Sefstroem a introduit à l'École des mines de Fahlun une méthode simple et qui réussit très-bien dans tous les cas; cette méthode consiste en général à traiter la matière à essayer par l'acide sulfurique, et à précipiter ensuite le cuivre dissous au moyen du fer métallique.

On met 5 gr. de la matière réduite en poudre fine dans une fiole dont on a coupé le col, et l'on verse dessus une once d'acide sulfurique. On chauffe à l'ébullition et jusqu'à complète dissolution; puis l'on fait tomber une vingtaine de gouttes d'acide sulfurique sur le résidu, on délaye dans environ un litre d'eau bouillante, et on filtre. Tout le cuivre se trouve dans la dissolution. Pour le précipiter on se sert de barreaux de fer de 8 à 9 pouces de long et de  $\frac{1}{4}$  de pouce d'épaisseur. Ces barreaux doivent être bien polis. Au moment où l'on veut s'en servir il faut les faire chauffer sur le bain de sable après les avoir enveloppés de papier, et il faut les plonger chauds dans la liqueur. Au bout d'une heure et demie la précipitation est complète, et si la dissolution a été suffisamment étendue et a été maintenue chaude, le cuivre n'adhère pas au fer, ou du moins s'en détache très-aisément à l'aide d'un pinceau. On lave le cuivre par décantation à diverses reprises, et l'on en sépare, par ce moyen, la petite quantité de charbon qui se détache des barreaux de fer, puis on le met sur un filtre taré pour ache-

ver de le laver; on le fait sécher à 100°, et on le pèse.

Pour faire l'essai des schistes cuivreux il convient de les griller préalablement, afin de brûler le bitume.

Il est bon quelquefois de verser un peu d'eau régale sur la matière desséchée avant d'y ajouter la seconde dose d'acide sulfurique; mais cela est rarement nécessaire pour opérer la dissolution complète du cuivre.

Lorsque les matières à essayer renferment de l'antimoine, comme les abstrichs, il s'en dissout une petite quantité, qui se précipite avec le cuivre et qui lui donne une teinte brun noir. Dans ce cas on traite le cuivre obtenu par quelques gouttes d'acide nitrique, après l'avoir pesé, on lave par décantation l'acide antimonieux qui se produit, on le dessèche, on le pèse, on calcule la quantité d'antimoine métallique à laquelle il correspond, et l'on calcule la proportion du cuivre par différence.

56. *Note sur l'ANTIMOINE; par M. Capitaine.*  
(Journ. de Pharm., t. 25, p. 516.)

L'antimoine parfaitement pur, tel qu'on l'extrait de l'émétique, conserve tout son éclat métallique après qu'il a été fondu au chalumeau, tandis que l'antimoine du commerce devient terne ou même tout à fait noir.

L'antimoine complètement débarrassé d'arsenic, mis en poudre sur un charbon incandescent, répand des vapeurs blanches tout à fait inodores, tandis que, pour peu qu'il renferme d'arsenic, ces



vapeurs ont une odeur alliécée. Le procédé de Marsh n'est pas propre à faire reconnaître de petites quantités d'arsenic dans l'antimoine. Les taches que l'on obtient sur la porcelaine par ce moyen sont noires et ternes, et quoiqu'elles renferment beaucoup d'arsenic, elles ne donnent pas de coloration rouge par le nitrate d'argent après qu'elles ont été traitées par l'acide nitrique; mais si, après avoir ajouté le nitrate d'argent on les mouille avec une goutte d'ammoniaque, il se produit à l'instant une belle coloration noire, que M. Orfila a fait connaître le premier comme étant un caractère particulier à l'antimoine.

L'antimoine se combine avec l'hydrogène, mais seulement dans quelques circonstances spéciales. L'antimoniure de potassium décomposé par l'eau ne donne que de l'hydrogène pur. Le meilleur moyen d'obtenir la combinaison consiste à mettre dans de l'eau, fortement acidulée par de l'acide sulfurique, un alliage de 2 p. de zinc et 1 p. d'antimoine; mais le gaz est toujours mélangé d'hydrogène. L'hydrogène antimoné est inodore, et il se décompose spontanément à une chaleur qui est bien inférieure au rouge.

L'oxyde d'antimoine est sensiblement soluble dans l'eau, et il en est de même des acides antimonieux et antimonique; la dissolution de l'oxyde d'antimoine se trouble et devient jaune par l'hydrogène sulfuré, et donne au bout d'un certain temps un dépôt jaune orange: l'ammoniaque lui rend sa limpidité.

La dissolution d'acide antimonieux faite à chaud se trouble légèrement par le refroidissement, et elle donne aussi par l'hydrogène sulfuré un léger précipité jaune, soluble dans l'ammoniaque. L'a-

cide antimonique produit des phénomènes analogues.

Le sulfure d'antimoine hydraté est soluble en petite quantité dans l'ammoniaque: il ne colore pas la liqueur.

Les sulfides antimonieux et antimonique sont beaucoup plus solubles dans cet alcali, et ils le colorent en jaune. Par l'ébullition des liqueurs, ces sulfures se décomposent en soufre et sulfure d'antimoine.

Le chlorure hypo-antimonieux entre en fusion à 72° c., et il bout à 230°.

Je n'ai pu réussir à préparer le chlorure arsénique analogue au chlorure antimonique. Lorsqu'on traite l'acide arsénique par un mélange d'acide sulfurique et de sel marin, il se dégage du chlorure arsénieux, et du chlore, et il ne se forme pas de chlorure arsénique.

En chauffant le sublimé corrosif avec le sulfide arsénique, il se dégage du chlorure arsénique, et il se sublime du *chlorhypo-sulfite mercureux*. La réaction s'établit entre  $\text{As}^3 \text{S}^3$  et 7 ( $\text{Hg. Cl}^1$ ) et il se produit 3 ( $\text{Hg.S}$ ),  $\text{As}^2 \text{Cl}^6$ , 2 ( $\text{Hg}^2 \text{Cl}^2 + \text{S Cl}^1$ ).

57. *Préparation de l'oxyde d'antimoine*; par M. Preuss. (Ann. der Phar., t. XXXI, p. 197.)

On ne parvient point, par l'oxydation de l'antimoine au moyen de l'acide nitrique, à obtenir de l'oxyde d'antimoine pur, susceptible d'être employé à la préparation de l'émétique. Voici un procédé facile et qui réussit très-bien:

On fait un mélange de :

3 atomes ou  $18 \frac{1}{2}$  p. d'antimoine métallique réduit en poudre.

$1 \frac{1}{2}$  atome ou  $9 \frac{2}{3}$  p. de nitre.

1 atome ou  $8 \frac{1}{2}$  p. de bisulfate de potasse.

Le mélange est introduit par portions dans un creuset chauffé au rouge, où il brûle tranquillement. En reprenant la masse calcinée avec de l'eau bouillante, on obtient l'oxyde d'antimoine en aiguilles cristallines. Les acides précipitent des eaux de lavage un sulfure d'antimoine d'un rouge clair.

58. *Note sur l'oxyde d'antimoine*; par M. J. Bourson. (Ann. de Ch. T. 70, p. 109.)

Quand on traite l'antimoine métallique par l'acide nitrique étendu, ce n'est pas du protoxyde d'antimoine qui se forme, ainsi que le dit M. Berzélius, mais de l'acide antimonique hydraté. La matière est blanche: à une chaleur peu élevée, elle abandonne de l'eau et devient d'un jaune citron, et à une chaleur plus forte elle laisse dégager de l'oxygène.

59. *Sur le kermès*; par M. H. Rose. (Ann. der Phar., t. 31, p. 36.)

Il n'y a pas de préparation d'antimoine qui ait été autant étudiée et analysée que le kermès, et cependant les chimistes ne paraissent pas être d'accord entre eux sur sa composition. La plupart, et entre autres MM. Gay-Lussac, Liebig, Geiger, Henry fils, Buchner, Robiquet, Dufflos, Brandes, Biermann, Pagenstecher et d'autres encore admettent qu'il est constitué principalement

d'oxyde d'antimoine uni à du sulfure d'antimoine, tandis que M. Berzélius ne le considère pas comme différent du sulfure ordinaire d'antimoine  $Sb S^2$ . Moi-même, à une époque antérieure, j'avais fait quelques expériences sur la composition du kermès qui s'accordaient avec celles de M. Berzélius.

Le kermès est différent suivant son mode de préparation. J'ai soumis à des épreuves des kermès préparés par trois méthodes différentes.

1. *Kermès obtenu en faisant bouillir du sulfure d'antimoine dans une solution d'un carbonate alcalin.* Le sulfure d'antimoine qu'on fait bouillir dans une solution de carbonate alcalin se comporte comme le sulfure d'arsenic; il se forme un sulfure métallique alcalin qui dissout le sulfure d'antimoine, un sel de soufre et de l'oxyde d'antimoine. La solution du sulfure métallique alcalin dissout, à l'aide de la chaleur, beaucoup de sulfure d'antimoine, et par le refroidissement en abandonne la majeure partie sous forme de kermès; il n'y en a qu'une bien faible partie qui reste en solution après ce refroidissement. L'oxyde d'antimoine qui se forme se dissout complètement lorsqu'on emploie une quantité suffisante de carbonate alcalin. Dans le cas contraire, une partie se précipite par le refroidissement avec le kermès, surtout quand ce kermès reste longtemps en contact avec le liquide dont il s'est précipité par le refroidissement. Dans tous les cas, cet oxyde d'antimoine, quand il est contenu dans le kermès, lui est simplement mélangé et non pas combiné chimiquement. On peut aisément s'en convaincre en observant ce kermès sous le microscope. Le véritable kermès apparaît sous forme de grains rouges ou rouges bruns, et s'il contient de l'oxyde d'an-

timoine, celui-ci y forme très-nettement des cristaux plus ou moins abondants, qui sont la plupart du temps des prismes à 6 pans, mais qui se présentent souvent sous forme d'aiguilles fines; celles-ci manquent complètement quand l'oxyde d'antimoine est dissous dans un excès de carbonate alcalin, cas auquel la production de kermès est fort peu considérable.

L'oxyde d'antimoine qui peut souiller le kermès n'est pas combiné avec l'alcali; mais par l'analyse du kermès on obtient toujours de l'alcali, qui s'y trouve contenu sous forme de sel de soufre. Il renferme une petite quantité de sulfure de potassium ou de sodium dont M. Berzélius a depuis longtemps démontré la présence dans le kermès: il forme avec le degré le plus élevé de sulfuration de l'antimoine  $SbS^3$  un sel de soufre. Par le lavage, on ne parvient pas parfaitement à le séparer du kermès. La quantité qu'on en obtient avec le kermès obtenu en faisant bouillir du sulfure d'antimoine dans une solution de carbonate alcalin, n'est en réalité que très-minime.

La présence d'un oxyde d'antimoine est facile à reconnaître dans le kermès sans avoir recours au microscope, en le faisant fondre dans une atmosphère de gaz acide carbonique. Le kermès fondu forme, après l'avoir broyé, quand il est exempt d'antimoine, une poudre noire, tandis que s'il contient de l'oxyde, il a plus ou moins une disposition à prendre une teinte rougeâtre et brunâtre.

Si on chauffe pendant quelque temps ce kermès dans une atmosphère d'hydrogène, le sulfure d'antimoine qu'il renferme  $SbS^3$  se transforme en antimoine métallique, mais le sel de soufre n'é-

prouve pas le plus léger changement, et même l'antimoine au plus haut degré de sulfuration  $SbS^3$  qui s'y trouve contenu ne se transforme pas en un sulfure inférieur. Il se dégage seulement ainsi une très-faible quantité d'eau qui entrait dans le sel de soufre comme eau de composition. On a ordinairement considéré cette eau, qui se dégage en traitant le kermès par le gaz hydrogène, comme une conséquence de la réduction de l'oxyde renfermé dans le kermès.

Le kermès, ainsi qu'il résulte de ce qui vient d'être dit, ne saurait être identique avec le *Rothspiesglanzerz* qu'on trouve dans la nature, ni même être considéré comme une combinaison analogue, car ce dernier est, d'après mes recherches précédentes un composé d'oxyde d'antimoine et de sulfure d'antimoine  $Sb + 2SbS^3$ .

2. *Kermès préparé en faisant fondre du sulfure d'antimoine avec un carbonate alcalin.* Ce kermès est le kermès ordinaire des officines, puisque les pharmacopées en prescrivent de cette manière la préparation.

En fondant du sulfure d'antimoine avec un carbonate alcalin, on sait qu'il se sépare en assez grande abondance de l'antimoine métallique. L'opinion générale, relativement à cette séparation, est que l'oxyde d'antimoine, par une température élevée et sous la présence de l'alcali, se résout en métal et en acide antimonique.

Lorsque le kermès préparé de cette manière, après les lavages et lorsqu'il est encore à l'état humide, est bouilli avec du tartre et de l'eau, on obtient dans la dissolution filtrée et au moyen du gaz sulfhydrique, un précipité volumineux de sul-

fure d'antimoine. Cet effet n'a pas lieu avec un kermès préparé par l'ébullition dans une solution de carbonate alcalin; il est exempt d'oxyde. Le kermès obtenu par la fusion contient donc de l'antimoine oxydé; mais seulement de l'oxyde et non pas de l'acide antimonique, car si on le fait bouillir encore humide avec du tartre, on obtient aussitôt des cristaux de verre d'antimoine.

J'avais d'abord pensé, en m'appuyant sur l'autorité de MM. Gay-Lussac et Liebig, que la quantité d'oxyde d'antimoine dans le kermès obtenu par la fusion était assez considérable. Mais il y a déjà longtemps que j'ai abandonné cette opinion, lorsque j'ai trouvé que cette quantité d'oxyde était variable avec les différents modes de préparation, et n'était nullement dans une proportion déterminée et simple avec le sulfure d'antimoine. Les épreuves au microscope ont confirmé cette manière de voir, car le kermès y apparaît comme un mélange de masses grenues rouges et de cristaux. La quantité de ces derniers est très-variable. On peut encore, par ce mode de préparation, obtenir un kermès qui en contient fort peu, et qui, après la fusion, pulvérisé dans une atmosphère d'acide carbonique, donne une poudre presque noire.

La cause de la présence de cet oxyde dans ce kermès consiste principalement en ce que, lors de la fusion du carbonate alcalin avec le sulfure d'antimoine, il s'opère une décomposition complète, tandis que lors de l'ébullition dans une solution de carbonate alcalin, la majeure partie de ce dernier n'éprouve aucune décomposition. Il se forme par la fusion de l'oxyde d'antimoine et un sulfure métallique alcalin qui dissout

le sulfure d'antimoine. Par l'ébullition de la masse fondue dans l'eau et par le refroidissement de la liqueur filtrée, il se dépose du kermès mêlé à de l'oxyde d'antimoine qui, parce que ordinairement la quantité de l'alcali carbonaté non décomposé n'est pas, comparativement au sulfure d'antimoine décomposé, en quantité suffisante, se précipite avec le kermès de sa dissolution alcaline par le refroidissement.

Toutefois cette explication de ce qui se passe dans ce procédé ne paraît pas tout à fait exacte, à cause de la séparation de l'antimoine métallique, ou bien il doit y avoir un autre procédé dans lequel cette séparation s'explique.

Si on concentre par évaporation la liqueur de laquelle s'est séparé le kermès, il se dépose par le refroidissement de cette liqueur concentrée une grande quantité de gros cristaux du sel de soufre bien connu, qui consiste en un sulfure de sodium (quand on a fait usage dans la préparation de carbonate de soude) avec du sulfure d'antimoine au maximum de soufre  $Sb S^5$  (ou sel de Schlippe). Si on laisse la solution plus longtemps en repos, il s'y forme des cristaux de carbonate de soude, et il y reste une combinaison de sulfure de sodium avec un sulfure d'antimoine au minimum  $Sb S^3$ .

La précipitation de l'antimoine métallique par la fusion du sulfure d'antimoine et d'un carbonate alcalin repose donc sur ce qu'une partie du sulfure d'antimoine  $Sb S^3$  se transforme en métal et en sulfure au maximum  $Sb S^5$ . Cette décomposition s'opère par l'affinité prédisposante du sulfure métallique alcalin qui est présent, pour former un sel de soufre avec ce sulfure au maximum.

La formation d'une quantité moindre de ce sel de soufre a déjà lieu quand on fait bouillir du sulfure d'antimoine avec une solution de carbonate alcalin, puisqu'on a annoncé plus haut que dans le kermès, ainsi préparé, ce sel se rencontre en très-faible quantité. Sa présence doit donc être attribuée ici à l'oxydation d'une petite partie de l'antimoine dans le sulfure antimonique.

Le plus ancien mode de préparation de l'antimoine métallique, par le mélange de salpêtre, d'acide tartrique brut et de sulfure d'antimoine, celui de Basile Valentin, auquel Glauber rattacha plus tard divers procédés, reposent également sur ce fait, qu'il se forme un sel de soude avec un sulfure d'antimoine au maximum, par suite de quoi il se sépare de l'antimoine métallique.

3. *Kermès préparé par l'ébullition du sulfure d'antimoine dans une dissolution d'un hydrate alcalin.* Ce kermès n'a dans ses propriétés extérieures que peu de ressemblance avec ceux préparés par les autres moyens. Il forme un précipité épais, volumineux, qui se laisse difficilement laver et dessécher.

Bouilli à l'état humide avec du tartre, on ne lui soustrait pas d'oxyde d'antimoine, et on ne peut y découvrir non plus celui-ci au moyen du microscope. Traité par de l'acide chlorhydrique étendu, il dégage, dès les premiers instants de la réaction, du gaz sulfhydrique, prend une couleur noire et ressemble en tous points à du sulfure ordinaire d'antimoine.

Traité par l'hydrogène, on voit s'y former par une forte chaleur une boule d'antimoine métallique entourée d'une masse fondue, sur laquelle

l'hydrogène n'a pas d'action, et il ne se sublime pas de soufre.

Cette masse fondue est un sel de soufre, composé de sulfure de potassium et de sulfure d'antimoine au maximum  $\text{SbS}^2$ , que l'hydrogène ne parvient pas en effet à décomposer à une haute température. La quantité qu'on en obtient est assez considérable, et, d'après une analyse quantitative, paraît être dans une proportion déterminée avec le sulfure d'antimoine. La composition du kermès obtenu par l'ébullition dans un hydrate alcalin peut, d'après cette analyse, être exprimée par la formule  $(\text{KS} + \text{SbS}^2) + 2\text{SbS}^3$ ; mais par des lavages prolongés on lui enlève de plus en plus son sel de soufre. La présence du sulfure d'antimoine au maximum dans ce kermès, doit être attribuée, comme dans celui obtenu au moyen d'un carbonate alcalin, à une oxydation de l'antimoine du sulfure d'antimoine par la présence de l'air.

60. *Sur le SULFO-ANTIMONIATE de sulfure de sodium*; par M. Julius Kircher. (Ann. der Pharm., t. XXI, p. 341.)

Du sulfure de sodium fut préparé par l'action de l'hydrogène sulfuré sur la soude caustique. La masse, reprise par l'eau bouillante et filtrée, donne par refroidissement des cristaux incolores de proto-sulfure de sodium.

200,65 parties de ce sulfure furent dissoutes dans l'eau, et l'on fit bouillir cette liqueur avec de l'antimoine métallique et 100 parties de sulfure d'antimoine préparé par voie humide.

La liqueur refroidie donna par l'addition d'alcool des cristaux tétraédriques, réguliers, jaunâtres, jouissant des propriétés suivantes : ils sont insolubles dans l'éther et dans l'alcool absolu, solubles dans l'eau et dans l'alcool étendu.

La dissolution aqueuse est incolore, et en grande partie précipitée par l'alcool. A l'aide de la chaleur cette liqueur peut dissoudre une plus grande quantité de sulfure d'antimoine qui se précipite par le refroidissement.

L'air transforme ces cristaux en une poudre rouge.

Les acides étendus, même l'acide carbonique, précipitent leur dissolution en rouge orangé.

L'acide muriatique concentré les dissout avec dépôt d'un peu de soufre, la dissolution est un peu opaline.

Le carbonate de potasse y forme au bout de quelque temps un précipité de la couleur du kermès, correspondant à un mélange d'une petite quantité d'hypo-sulfantimoniate de sulfure de sodium.

Les bicarbonates alcalins précipitent à l'instant la dissolution en rouge orangé :

Ce composé, soumis à l'analyse, a été trouvé composé de :

	I.	II.
Proto-sulfure de sodium. . .	23,435	22,760
Persulfide d'antimoine. . . .	41,427	41,567
Eau. . . . .	34,623	35,734
	<u>99,485</u>	<u>100,061</u>

Ce qui s'accorde bien avec la composition déduite de la formule :

1 at. persulfide d'antimoine. .	2.618,75	41,277
3 at. proto-sulfure de sodium.	1.476,21	23,267
20 at. d'eau. . . . .	2.249,58	35,456
	<u>6.344,54</u>	<u>100,000</u>

61. *De l'action de l'ÉTAIN, de l'ARSENIC, de l'ANTIMOINE et du SOUFRE sur les chlorures de mercure*; par M. Capitaine. (Journ. de Pharm., t. 25, p. 50.)

Dans l'action de l'étain sur le sublimé corrosif, indépendamment du bichlorure d'étain ou *liqueur fumante de Libavius*, il se produit d'autres composés qui avaient été observés par Macquer, Baumé et Fourcroy, mais dont les ouvrages modernes ne parlent pas.

Quand on chauffe au bain d'huile un mélange de 3 p. de sublimé, et de 3 p. d'étain, rendu pulvérisable par l'addition d'une partie de mercure, vers la température de 220°, il se produit une vive réaction; le bichlorure distille, les parois de la cornue se tapissent d'une poudre blanc-grisâtre, et après l'opération on trouve que l'amalgame d'étain qui reste est recouvert d'une couche d'une substance brune; cette substance est un composé de protochlorure d'étain et de protochlorure de mercure, ou le *beurre d'étain* des anciens chimistes.

Si l'on chauffe ce beurre dans une cornue à une température suffisante, il s'en dégage d'abord une petite quantité de liqueur fumante, provenant de la réaction d'une certaine portion du protochlorure d'étain sur le protochlorure de mercure, puis il se sublime un composé en proportions définies des deux protochlorures, qui se dépose dans le col de la cornue, sous la forme de plaques blanches souvent salies par des gouttelettes de mercure; enfin il reste dans la panse du mercure revivifié et du chlorure stanneux anhydre.

Le chlorure stanneux, ainsi obtenu, retient un

peu de chlorure de mercure et tout le chlorure de fer provenant du fer que renfermait l'étain. En le distillant, et fractionnant les produits, on a d'abord un peu de deuto-chlorure, puis du protochlorure mêlé d'un peu de mercure, et enfin du protochlorure contenant le chlorure de fer; enfin, par une nouvelle distillation du second produit, on obtient le chlorure stanneux parfaitement pur.

Cette substance est en masse compacte, fragile, à cassure vitreuse et d'un blanc presque pur; elle fond à 250° et bout au-dessous du rouge naissant; elle ne se volatilise pas complètement et elle éprouve une décomposition de laquelle résulte du chlorure stannique, et du sous-chlorure d'étain jaune terreux qui reste dans le vase distillatoire.

Le protochlorure d'étain anhydre se conserve longtemps à l'air sans s'altérer. Il se dissout dans l'eau; mais la liqueur, d'abord claire, se trouble presque aussitôt; exposée à l'air, elle reprend sa limpidité à la longue. L'alcool absolu dissout bien aussi le chlorure stanneux.

Un moyen simple de préparer ce chlorure consiste à faire fondre le sel d'étain du commerce dans un creuset de terre, en le chauffant à une chaleur graduée, et à distiller ensuite dans une cornue la matière pulvérisée, en ayant soin de fractionner les produits.

Le chlorure double dont il a été question plus haut, et que j'appellerai *chloro stannite mercurieux*, se présente sous la forme de petits cristaux dendritiques d'une parfaite blancheur; quand on le chauffe, une partie se sublime et l'autre partie se décompose en mercure métallique, protochlorure et deuto-chlorure d'étain. Il attire promptement

l'humidité de l'air. Il devient noir dans l'eau en se décomposant; mais pour en précipiter la totalité du mercure, il est nécessaire d'y ajouter une petite quantité de protochlorure d'étain. Lorsqu'on veut doser le chlore qu'il contient, on le décompose par le carbonate de soude; mais comme l'eau pure entraîne l'oxyde d'étain hydraté, il faut, quand la liqueur saline a passé, faire sécher le filtre à l'air avant d'en achever le lavage. Pour doser l'étain, on peut ou calciner le sel dans un creuset de porcelaine taré après y avoir ajouté de l'ammoniaque, ou calciner dans un creuset taré le filtre contenant les oxydes d'étain et de mercure après l'avoir imbibé d'acide nitrique.

La substance contient :

Mercure. . . . .	0,6097	— 2 at.
Etain . . . . .	0,1771	— 1
Chlore. . . . .	0,2132	— 4
	<hr/>	
	1,0000	

ou un équivalent de chacun des protochlorures. On l'obtient plus facilement en chauffant ensemble un mélange de 24 p. de calomel et de 3 p. d'étain amalgamées avec 1 p. de mercure, etc. La réaction a lieu à 250°.

Toutes les fois que l'on fait agir l'arsenic sur le sublimé corrosif, outre le chloride arsénieux que l'on recueille, il se produit une matière brune jaunâtre et quelquefois violacée qui tapisse la partie supérieure de la voûte. On obtient plus facilement cette substance en chauffant ensemble jusqu'à sublimation un mélange de 3 p. de calomel et d'une partie d'arsenic. La matière sublimée n'est pas homogène: elle est compacte, dure, tantôt jaune, tantôt jaune-rougeâtre, et elle est convertie

de cristaux dendritiques, les uns jaune-fauve et les autres couleur hyacinthe. Ces deux sortes de cristaux sont de nature différente, quoique renfermant toutes les deux du calomel et de l'arsenic en combinaison. Les cristaux hyacinthe paraissent être composés de 1 éq. de calomel pour  $\frac{1}{2}$  éq. ou 2 at. d'arsenic, et les cristaux jaunes d'une proportion double d'arsenic pour la même quantité de calomel. J'appelle la première combinaison, *chlorure mercureux sous-arsénieux*, et la seconde, *chlorure mercureux arsénieux*.

Lorsqu'on les chauffe, une portion se volatilise sans éprouver d'altération, et l'autre se détruit en fournissant du mercure, de l'arsenic et du chlorure arsénieux : traitées par l'eau, surtout à la température de l'ébullition, elles se décomposent complètement en mercure, arsenic, acide arsénieux et acide hydrochlorique.

Le chlorure mercureux arsénieux est promptement altéré par la lumière, et il devient noir en passant par plusieurs nuances.

L'antimoine pur ne donne avec le sublimé que du chlorure antimonieux; mais l'antimoine du commerce, qui renferme toujours de l'arsenic, donne en même temps naissance vers la fin à du chlorure mercureux arsénieux qui se dépose en particules jaune-rougeâtre : en arrêtant l'opération à propos et en distillant ensuite le produit, on a du beurre d'antimoine qui est parfaitement pur. Néanmoins, pour que les choses se passent ainsi, il faut ne pas employer plus de 3 p. de sublimé pour 1 p. d'antimoine, sans quoi l'arsenic serait converti en chlorure incolore comme l'antimoine.

Lorsqu'on chauffe ensemble 94 p. de bichlorure

de mercure et 6 p. de soufre, il se forme une combinaison particulière qui contient :

Mercure. . . . .	0,6990	— 2 at.
Chlore. . . . .	0,2455	— 4
Soufre. . . . .	0,0555	— 1
	<u>1,0000</u>	

et que l'on peut considérer comme  $2(\text{HgCl}^2) + \text{S}$  ou comme  $2\text{HgCl} + \text{SCl}$ . En adoptant cette dernière formule, je l'appellerai : *chlorhyposulfite-mercureux*. Cette substance est d'un jaune-clair et fusible et volatile sans décomposition; ses vapeurs se condensent en aiguilles prismatiques qui ont la même forme que le sublimé; l'eau le décompose instantanément en bichlorure de mercure et en soufre.

Elle se produit dans diverses circonstances. On l'obtient facilement : 1° en chauffant dans une capsule recouverte d'un entonnoir, 94 p. de sublimé avec 6 p. de soufre, et recueillant les cristaux qui viennent se déposer sur la masse à mesure qu'ils se forment; 2° en ajoutant du mercure doux à du chlorure de soufre, faisant digérer pendant 24 heures, chauffant pour chasser l'excès de chlorure de soufre, et faisant ensuite sublimer.

62. *Note sur la propriété décapante du CHLORURE DOUBLE DE ZINC ET D'AMMONIAQUE; par M. Dolfus - Besseyre. (Ann. de Ch., t. 71, p. 344.)*

Le chlorure double de zinc et d'ammoniaque cristallise très-facilement en tables ou en prismes à six faces; l'eau froide en prend plus d'une fois



et demie son poids, et l'eau bouillante trois fois son poids; la chaleur le décompose en hydrochlorate qui se sublime, et en chlorure de zinc qui se fond.

Mais ce que ce composé offre de plus remarquable, c'est la propriété qu'il a de faciliter si bien l'étamage, qu'on peut, en s'en servant, souder du cuivre ou du fer avec de l'étain, du plomb ou du zinc, du zinc avec de l'étain ou du plomb, et même de l'étain et du plomb réciproquement.

Il paraît qu'il met si bien à nu les surfaces sur lesquelles on l'applique, qu'aussitôt le contact il se fait des alliages plus fusibles qui déterminent l'étamage.

Les avantages que l'on peut retirer de l'emploi de ce sel sont très-grands, et le bon marché auquel on l'obtient permet d'en généraliser l'usage. Il agit probablement aussi comme réducteur; car, ayant une grande cuve de laboratoire en tôle tellement dégradée par l'oxydation qu'elle était trouée en plusieurs endroits, l'essai que j'ai fait de l'étamer avec du plomb à l'aide du sel double m'a parfaitement réussi.

C'est à l'état de dissolution qu'il faut employer ce sel, et non en poudre, parce qu'il est indispensable que les surfaces à étamer en soient enduites jusque dans leurs plus petites inégalités.

63. *Sur le SUBLIMÉ CORROSIF et quelques composés analogues*; par M. Mohr. (Ann. der. Ph., t. XXXI, p. 180.)

On sait que le chlorure et le cyanure de mercure ne sont point décomposés par l'acide sulfurique

comme les autres chlorures métalliques, mais qu'ils résistent très-fortement à son action. On pouvait supposer que réciproquement les hydracides pourraient décomposer les sels de mercure formés par les oxacides; c'est ce que confirment les présentes expériences.

a) *Acide muriatique dissous dans l'eau et sulfate de mercure.* L'acide muriatique liquide décompose facilement le sulfate de mercure, à froid s'il est en excès, en formant une combinaison soluble de chlorure de mercure dans l'acide chlorhydrique, et avec l'aide de la chaleur s'il n'est qu'en quantité suffisante, en donnant lieu à du chlorure de mercure en aiguilles cristallines qu'on peut recueillir sur un filtre et laver avec un peu d'eau.

b) *Acide chlorhydrique gazeux et sulfate de mercure.* A froid, le gaz chlorhydrique est sans action sur le sulfate de mercure; mais, si l'on chauffe légèrement, il est absorbé avec un fort dégagement de chaleur. Si l'on chauffe le produit il se distille du chlorure de mercure, puis de l'acide sulfurique, et il reste un peu de sulfate de mercure, à moins qu'on ne continue à faire passer le courant de gaz chlorhydrique. Le résidu de sulfate tient à ce que, lorsqu'on chauffe un mélange de chlorure de mercure et d'acide sulfurique, il se forme toujours un peu de sulfate lorsque cet acide est en excès.

Ainsi l'acide chlorhydrique attaque le sulfate de mercure, soit par voie humide, soit par voie sèche; mais l'acide sulfurique en excès peut aussi décomposer partiellement le chlorure de mercure.

c) *Acide iodhydrique et sulfate de mercure.* L'acide iodhydrique dissous dans l'eau décompose

le sulfate de mercure et le transforme en iodure rouge, soluble dans un excès d'acide iodhydrique. Cet acide décompose même une dissolution de sublimé corrosif, comme l'iodure de potassium.

d) *Acide cyanhydrique et sulfate de mercure.* L'acide cyanhydrique gazeux est sans action à froid sur le sulfate de bioxyde de mercure; si l'on chauffe, la réaction commence et se continue d'elle-même; cependant elle ne peut être complète que par l'application d'une chaleur extérieure. Les produits de cette action varient avec la durée de l'opération et le degré de chaleur employé. Ils se composent de sulfate de bioxyde et de protoxyde de mercure, de cyanide de mercure, et même de mercure. Ainsi il y a à la fois décomposition et réduction.

L'acide cyanhydrique en dissolution dans l'eau décompose le sulfate de mercure totalement et avec un léger dégagement de chaleur. La liqueur laisse déposer des cristaux de cyanide de mercure. Si l'on fait chauffer cette liqueur, contenant de l'acide sulfurique, du sulfate de bioxyde de mercure et du cyanide de mercure, il se produit un dégagement de gaz et il se dépose du sulfate de protoxyde de mercure en poudre blanche, comme lorsqu'on fait chauffer du cyanide de mercure avec de l'acide sulfurique.

64. *Sur la théorie de la formation du BLANC DE PLOMB*; par M. Benson. (Institut, n° 334, p. 178.)

La céruse préparée par le procédé ordinaire est amorphe; le carbonate de plomb obtenu par précipitation est cristallin et transparent.

Le massicot chauffé au rouge sombre, absorbe rapidement l'oxygène et se convertit en minium, tandis que dans les mêmes circonstances la litharge ne s'altère presque pas; au contraire, si l'on humecte d'acide acétique étendu du massicot et de la litharge, on remarque que celle-ci absorbe l'acide carbonique beaucoup plus rapidement que le massicot.

La céruse et l'huile se combinent en s'échauffant; la matière colorante de l'huile de lin est détruite par la céruse. Si l'on traite par un acide faible un composé d'huile de lin et de céruse, l'huile qui se sépare est presque incolore, et possède la rancidité des huiles grasses.

65. *Manière d'être de quelques SELS D'ARGENT dans le GAZ HYDROGÈNE*; par M. Wölher. (Ann. de Pogg., t. 46, p. 629.)

La plupart des sels d'argent, et notamment les sels à acides organiques, chauffés à la température de 100° dans du gaz hydrogène, se colorent en se transformant en d'autres sels qui renferment pour base un oxyde d'argent Ag qui contient moitié moins d'oxygène que le seul oxyde d'argent qui soit connu jusqu'ici.

Le *citrate d'argent* devient d'un brun foncé lorsqu'on le chauffe à 100° dans le gaz hydrogène, et la décomposition commence même à avoir lieu à la température ordinaire. En traitant la matière par l'eau, il se dissout d'abord la moitié de l'acide, qui est devenu libre, et ensuite le sel à base de Ag<sup>2</sup>O qui colore la liqueur en rouge foncé. Si l'on chauffe la liqueur, elle passe par plusieurs quan-

ces; elle se décompose peu à peu, et elle finit par laisser déposer, à l'état métallique, la moitié de l'argent qu'elle contenait; l'autre moitié constitue, avec l'acide citrique, le sel de deutoxyde ordinaire. L'argent déposé a souvent la couleur de l'or, et, comme ce métal, il est alors transparent et paraît vert; mais quand on le chauffe il prend l'aspect de l'argent pur.

La potasse précipite de la dissolution rouge, en la décolorant, une matière pesante tout à fait noire, qui est probablement le protoxyde; mais cette matière se comporte, avec tous les réactifs, comme si c'était un mélange d'argent et de deutoxyde, et il est probable qu'elle éprouve une décomposition spontanée.

Le succinate d'argent devient jaune-citron à 100° dans le gaz hydrogène, et, à une température un peu plus élevée, la moitié de l'acide succinique qu'il contient se sublime. Le proto-succinate d'argent ainsi formé est insoluble dans l'eau.

L'oxalate d'argent, exposé à 100° à l'action du gaz hydrogène, prend une teinte jaune-brunâtre claire; mais la décomposition semble rester seulement partielle à cette température. Si l'on chauffe jusqu'à 140°, il devient brun, mais aussitôt après il détonne très-fortement.

Le deutoxyde d'argent pur est réduit à l'état métallique exactement à la chaleur de 100° par le gaz hydrogène, et sans passer par l'état de protoxyde.

66. *Sur la précipitation de l'or*; par M. MORIN.  
(Journ. de Pharm., t. 26, p. 104.)

L'acide formique ne précipite une dissolution

d'or que lorsqu'elle est concentrée au point de contenir au moins  $\frac{1}{225}$  de métal.

Le formiate de potasse produit cet effet beaucoup mieux que l'acide libre; mais il ne sépare d'une dissolution concentrée que les deux tiers environ de l'or qu'elle contient.

Le sulfate de fer précipite complètement l'or de ses dissolutions, même lorsque celles-ci n'en renferment que  $\frac{1}{450}$ . Mais pour que l'opération réussisse bien, il faut faire chauffer la liqueur et y ajouter une quantité notable d'acide muriatique.

67. *Notice sur un procédé électro-chimique ayant pour objet de dorer l'ARGENT et le LAITON*; par M. le professeur de la Rive. (Bibl. de Gen., t. 25, p. 407.)

On place l'objet à dorer, argent ou laiton, dans une dissolution d'or très-étendue, qui est elle-même renfermée dans une espèce de sac cylindrique, fait de baudruche ou de vessie. Il faut avoir soin de remplir d'eau, avant de s'en servir, le cylindre de vessie ou de baudruche, afin de bien l'humecter et de rendre ses parties bien flexibles, et de s'assurer aussi qu'il n'a aucun trou. Quand on a introduit la dissolution d'or dans le sac de vessie, on place à son tour ce dernier dans un bocal de verre plein d'eau acidulée par quelques gouttes d'acide sulfurique ou nitrique: dans cette dissolution plonge une lame de zinc à laquelle on peut donner la forme d'un cylindre creux qui entoure la vessie. Cette lame de zinc communique par un fil métallique avec l'objet à dorer, et l'on a ainsi un couple dans lequel cet objet joue le rôle de

métal négatif. Le courant auquel ce couple donne naissance suffit pour décomposer la dissolution d'or; l'or se porte sur le métal qui plonge dans cette dissolution, et le zinc se dissout dans l'eau légèrement acidulée sans qu'il y ait mélange entre ces deux liquides, grâce au diaphragme de baudruche.

J'ai aussi, dans bien des cas, mis l'eau acidulée dans l'intérieur du sac ou vessie, et la dissolution d'or en dehors: un cylindre solide de zinc plonge alors dans l'eau acidulée, et l'objet à dorer est placé extérieurement dans la dissolution d'or. C'est le moyen, en particulier, que j'ai employé pour dorer l'intérieur d'une coupe d'argent qui dans ce cas sert elle-même de bocal. On commence par y placer le sac en vessie rempli de la dissolution acide dans laquelle le zinc est immergé; puis on remplit l'espace vide compris entre l'intérieur de la vessie et la partie intérieure du vase, par la dissolution d'or, et on établit enfin la communication métallique entre le zinc et le vase à dorer.

Pour établir la communication entre l'objet à dorer immergé dans la dissolution d'or et le zinc plongé dans la dissolution acide, je me sers d'un fil d'argent ou de platine, qui communique d'une part, par l'intermédiaire d'un gros fil de cuivre, avec le morceau de zinc, et qui est attaché par son autre extrémité à un point de l'objet à dorer.

La solution acide dans laquelle plonge le zinc doit être excessivement étendue: cinq ou six gouttes d'acide dans un verre d'eau de grandeur ordinaire sont suffisantes pour aciduler cette eau convenablement. J'ai remarqué que pour l'argent il vaut mieux employer l'acide sulfurique, et

que l'acide nitrique est préférable, au contraire, quand on dore le laiton ou le cuivre.

Il n'est pas nécessaire de donner une grande surface au zinc; on peut, en le tenant suspendu au moyen d'un support, l'enfoncer plus ou moins, et s'arrêter quand on voit que le courant est assez fort. Il faut que celui-ci soit très-faible, sans quoi l'or ne se dépose pas convenablement, et les particules de ce métal se détachent de l'objet à dorer au fur et à mesure de leur précipitation. L'emploi du zinc distillé est très-préféré au zinc ordinaire.

La surface du métal à dorer peut être polie ou simplement décapée. Dans le premier cas, la dorure s'opère plus facilement; elle ressort de l'opération parfaitement brillante; il suffit de la froter avec un linge fin et une peau pour lui donner tout l'éclat dont elle est susceptible; il n'est nullement besoin de brunissoir. Dans le second cas l'opération est plus longue, et la dorure est tout à fait semblable à celle qu'on obtient quand on a chassé, en le vaporisant, le mercure de l'amalgame dont on a recouvert l'objet à dorer. Il faut la brunir pour la rendre brillante.

Voici comment on opère. On attache l'objet à dorer au fil métallique d'argent ou de platine fixé au zinc; on plonge cet objet un instant dans de l'eau acidulée pour enlever de sa surface, qui est brunie ou simplement adoucie, toute substance étrangère. Si l'objet est d'argent, l'eau est acidulée avec de l'acide sulfurique; si c'est du laiton, on emploie l'acide nitrique. Après ce bain on plonge l'objet dans la dissolution d'or, on l'y laisse une ou deux minutes, puis on le trempe de nouveau dans l'eau acidulée, on l'essuie avec un linge fin en le frottant un peu fortement, et on répète deux

ou trois fois cette même série d'opérations, lorsque la surface à dorer a été bien polie et brunie : cinq à six fois sont nécessaires quand cette surface a été simplement décapée sans avoir été polie.

La couleur de la dorure dépend du titre de l'or dissous, de la nature du métal à dorer et de l'état de la surface de ce métal.

Il faut employer une dissolution d'or aussi neutre que possible, et tellement étendue qu'il n'y ait que 5 milligrammes d'or dans un centimètre cube de dissolution.

Une cuiller à café d'argent se trouve parfaitement dorée avec 8 centigrammes d'or.

Il faut recueillir l'or qui adhère aux linges et à la baudruche, ainsi que celui qui nage en suspension dans la dissolution, etc.

## NOTICE

*Sur la fabrication de la fonte et du fer dans le Hartz, et sur l'emploi de l'air chaud dans les hauts-fourneaux et les feux d'affinerie de ce pays;*

Par M. CALLON, Aspirant-Ingénieur des mines.

(Suite) (1).

## CHAPITRE III.

DE L'AFFINAGE DE LA FONTE ET DE LA FABRICATION DU FER EN BARRES.



Tout le fer en barres fabriqué dans le Hartz provient de l'affinage de la fonte au charbon de bois dans les feux d'affinerie. Il existe seulement dans le pays deux ou trois fours à réchauffer dans lesquels on brûle du bois ou de la houille, et autant de trains de laminoirs pour le petit fer.

La méthode d'affinage est la méthode allemande proprement dite, qui consiste à fondre sous le vent d'une tuyère une quantité de fonte assez considérable (comme 100 à 120 kil.), et à la présenter à plusieurs reprises à l'action du courant d'air jusqu'à ce que le carbone et les autres matières étrangères, telles que le soufre et le silicium, soient oxydées. La nature des minerais forçant, comme nous l'avons déjà dit, à marcher en fonte grise, même pour la fonte de forge, il en résulte que l'affinage demande, de la part de l'ouvrier,

(1) Voir la première partie, même volume, page 219.  
Tome XVII, 1840.

beaucoup de temps et de travail, et que la production d'un feu d'affinerie n'est pas aussi grande qu'on pourrait le penser d'après le poids des loupes.

On distingue deux variétés dans la méthode d'affinage; l'une, l'affinage par portions (*Durchbrechfrischen*), consiste à soulever la masse fondue par fragments que l'on présente successivement et à plusieurs reprises devant la tuyère, et enfin à avaler la loupe, c'est-à-dire à soulever une dernière fois le gâteau presque affiné ou à l'exposer sous le vent pour achever sa purification; l'autre, l'affinage en masse (*Klumpfrischer*), consiste à soulever la fonte amassée au fond du creuset, d'abord en plusieurs fragments, comme dans l'autre méthode, ensuite en un seul gâteau ou *Klump* que l'on présente une ou deux fois devant la tuyère et que l'on avale ensuite. On fait quelquefois une troisième variété, qui n'est qu'une combinaison des deux autres; elle consiste à soulever plusieurs fois la masse par portions, à la soulever ensuite en un seul gâteau, et enfin à l'avalier (c'est ce qu'on appelle *das combinirte Frischen*).

On pourrait croire que la première méthode doit donner un meilleur fer, puisque chaque portion est présentée isolément à plusieurs reprises sous le vent. Cependant l'expérience montre que l'affinage en masse donne un fer plus homogène et surtout moins pailleux; mais il paraît que la dépense de combustible est un peu plus forte.

Il n'existe pas pour l'étirage de foyers séparés; l'étirage d'une loupe se fait pendant la fusion du métal destiné à former la loupe suivante, en réchauffant les barres dans le même foyer. Il en résulte, surtout quand on fabrique du petit fer,

que le temps de la fusion est prolongé bien au delà du nécessaire.

La profondeur du foyer varie de 0<sup>m</sup>,23 à 0<sup>m</sup>,28; la distance de la warme au contrevent de 0<sup>m</sup>,60 à 0<sup>m</sup>,70. La distance de la haire à la face de chio est en général plus grande. La sole est presque toujours horizontale, quelquefois elle incline légèrement vers la warme ou vers la rustine; la warme est en général verticale, quelquefois inclinée en dedans; le contrevent, la rustine et la face de chio toujours déversés en dehors. Souvent la face de chio manque entièrement ou n'a que quelques centimètres de hauteur. Dans ce cas le creuset est fermé sur le devant par du menu charbon et du fraisil, à travers lequel on passe le ringard quand on veut faire écouler les scories. L'inclinaison en dehors des faces du creuset n'a pour objet que de faciliter le travail et la sortie de la loupe. L'inclinaison en dedans de la warme sert à rapprocher du contrevent le point du maximum de chaleur; mais on peut y parvenir en avançant un peu plus la tuyère, et on a en outre l'avantage de moins échauffer la warme. La tuyère est en cuivre et maintenue au moyen de coins dans une chapelle en fonte; l'œil est tantôt demi-circulaire, tantôt circulaire. On souffle quelquefois avec deux buses, mais le plus souvent avec une seule.

On admettait généralement autrefois, et plusieurs affinerie admettent encore, que l'affinage est favorisé par un vent croisé et intermittent comme le donnent deux soufflets et deux buses. Cependant dans les nouveaux feux, à Königshütte, par exemple, on a établi une machine soufflante à pistons pour le service de deux feux. La tuyère avance de 8 à 10 centimètres dans le

foyer. La buse est reculée de 5 à 6 centimètres, pour que le courant d'air rafraîchisse l'extrémité de la tuyère. Celle-ci a une inclinaison un peu variable pour un même feu, suivant la nature de la fonte, et très-variable d'un feu à l'autre suivant la pratique de l'ouvrier; elle est en général entre 10 et 20°.

La sole repose sur deux bandes de fer parallèles, entre lesquelles est ménagé un petit canal dans lequel on fait couler un filet d'eau quand il est nécessaire de rafraîchir la sole.

L'étirage se fait au moyen de marteaux à rabat et à soulèvement, pesant 200 à 240 kil. La tête du marteau est en fonte ou en fer forgé, avec panne en acier. La levée du marteau est de 0<sup>m</sup>,60 à 0<sup>m</sup>,75.

La quantité d'air fournie par minute à un feu d'affinerie est assez mal connue, et, du reste, variable et croissante du commencement à la fin de l'opération. On ne connaît rien sur la pression. A défaut d'expériences précises, j'ai pris les dimensions d'une machine soufflante à pistons, alimentant deux feux d'affinerie, et j'ai compté à plusieurs reprises le nombre de coups par minute. J'ai trouvé pour résultat moyen que la course des pistons engendre par minute une capacité de 13<sup>m.c.</sup>,705, ou 6<sup>m.c.</sup>,8525 pour chaque feu. Admettant pour la machine un effet utile de 60 p. 0/0, cela fait 4<sup>m.c.</sup>,1115 pour la quantité moyenne d'air nécessaire à l'alimentation d'un feu, résultat qui se rapproche beaucoup du nombre indiqué dans la Métallurgie de Karsten.

Le personnel d'un feu d'affinerie se compose de cinq ouvriers : un maître, un marteleur, deux chauffeurs et un aide. Le maître est chargé du

montage du feu; il a pendant la semaine la surveillance de la tuyère et de la machine soufflante: le marteleur est chargé du marteau et de ses accessoires. Une opération durant cinq à six heures, les ouvriers se relèvent à cet intervalle. Le maître travaille avec un des chauffeurs, et le marteleur avec l'autre. Tous les ouvriers sont présents au moment où on retire la loupe. Pendant que le marteleur, aidé des deux chauffeurs, cingle la loupe, le maître charge la fonte pour l'opération suivante, et place dans le feu les lopins provenant de ce cinglage; ensuite ceux dont le poste vient de se terminer se retirent.

Voici en quoi consiste le travail d'un poste :

Quand l'affinage est complet, l'ouvrier (le maître ou le marteleur), enfonçant son ringard par-dessous la loupe, la soulève et la détache complètement de la sole; les chauffeurs la saisissent avec des ringards à crochet et la font tomber sur le sol de l'usine. On la bat avec un marteau à main, on la traîne au pied de l'enclume, et, au moyen d'une longue barre de fer qu'ils passent par-dessous, ils la soulèvent et la placent sur la table. On la cingle d'abord très-lentement et toujours au même point, afin de faire jaillir les scories par tous les points de la surface; bientôt on augmente la rapidité du cinglage jusqu'à 100 coups par minute. La loupe prend la forme d'un parallépipède grossier. On la coupe, au moyen d'un hacheron sur lequel on fait agir le marteau, en cinq lopins : le premier, correspondant à la partie de la loupe qui se trouvait près du contrevent, est le moins bien affiné; on le porte de suite dans le feu, en l'exposant un peu au courant d'air; les trois suivants sont mis de côté et recouverts de

fraisil; le cinquième est forgé de suite et porté dans le feu loin de la tuyère, et autant que possible à l'abri du vent. On reprend les trois lopins intermédiaires; on leur donne quelques coups de marteau qui les façonnent en prismes à huit pans, et on les reporte au feu. On reprend le lopin du contrevent, qui a achevé de se purifier et est parvenu au blanc soudant; on lui donne la même forme qu'aux autres, et on le reporte au feu. Chaque lopin est ensuite forgé en encrenée ou en maquette, suivant sa grosseur et le poids du marteau, et enfin étiré en barres de dimensions voulues. Le forgeage dure de deux et demie à quatre heures, suivant les échantillons.

Aussitôt que la loupe est retirée du feu, on nettoie le creuset, on garnit les côtés de menu charbon, on fait écouler une partie des scories douces, ou on en ajoute, suivant que la fonte est plus ou moins loupante, mais il en faut toujours pour le forgeage. On met au fond du creuset le fer de bocage, les jets de moulure, etc.; on place la gueuse devant la tuyère et un peu au-dessus: elle porte sur le contrevent, et on a soin de l'avancer à mesure que l'extrémité entre en fusion. C'est ordinairement une plaque de 0<sup>m</sup>,20 de largeur et de 0<sup>m</sup>,04 au plus d'épaisseur. Par-dessus on verse un panier de gros charbon, et ensuite du menu, que l'on arrose fréquemment pour concentrer la combustion. Quand le forgeage est terminé, l'affinage proprement dit commence. La masse forme un gâteau presque liquide recouvert en grande partie par les scories. L'ouvrier doit alors prendre ses mesures pour hâter le changement de nature; il fait écouler une partie des scories, mais par un trou de coulée un peu haut

pour ne pas donner en même temps passage au métal. Il jette une pelletée de battitures. Au bout de vingt minutes la masse a pris une consistance pâteuse. L'affineur brise le gâteau avec son ringard, et ramène les morceaux les uns après les autres devant la tuyère, en les exposant directement au courant d'air. On augmente la force du vent, et on jette des battitures. Les morceaux entrent en fusion et redescendent au fond du creuset, où ils se prennent en masse. Alors seulement l'opération commence à présenter quelque différence, suivant qu'on emploie l'affinage par portions ou l'affinage en masse. Dans le premier cas, la loupe soulevée doit se diviser en plusieurs fragments, sur lesquels on recommence une ou deux fois encore la même opération; dans le second cas, l'affineur a dû accélérer la solidification, et la fonte se soulève en une seule masse que l'on porte devant la tuyère; elle entre en fusion pâteuse et redescend au fond du creuset. Pendant cette opération l'oxydation est abondante; il se produit des scories très-riches que le *Klump* ne déplace pas. Après un ou deux soulèvements l'affinage est ordinairement terminé. La flamme, de bleuâtre ou rougeâtre qu'elle était, est devenue d'un blanc éclatant. Dans l'une comme dans l'autre méthode on termine par l'avalage. On soulève la masse en l'appuyant contre le contrevent, on ramène les charbons embrasés au milieu du creuset, on la renverse par-dessus, on la recouvre de combustible frais, et on augmente la force du vent. On cherche à porter la masse à la plus haute température possible. L'opération est terminée quand la loupe s'étant affaissée au milieu des charbons est redescendue sur le bain de scories riches qui



occupe le fond du creuset. Elle dure deux, deux et demie et même trois heures, à partir du moment où le forgeage est terminé.

Toutes les barres sont soumises à une visite minutieuse : celles qui présentent des gerçures le long des arêtes ou quelque autre défaut sont rejetées et doivent être forgées de nouveau. Les barres sont en outre essayées en les jetant avec force contre une enclume à tête très-étroite, successivement sur deux faces opposées. Celles qui se brisent doivent également être reforgées. Le rapport du nombre de barres cassées au nombre de barres essayées peut donner une idée de la qualité du fer.

Dans le montage d'un feu d'affinerie on doit avoir égard à la nature de la fonte et du combustible. Les éléments principaux sont la profondeur du feu et la position de la tuyère. Les dimensions dans le sens horizontal sont peu importantes. Les charbons durs exigent un vent plus fort, ils donnent une chaleur plus concentrée que les charbons légers; il en résulte que la fonte fond plus rapidement et reste plus longtemps liquide, ce qui retarde l'affinage. Il faut donc modifier le montage du feu dans le même sens que pour une fonte difficile à affiner.

C'est un principe qui paraît bien établi, que plus la fonte a été produite par une allure chaude du haut-fourneau, plus elle montre une allure froide dans le feu d'affinerie, c'est-à-dire moins elle montre de tendance à s'affiner. Il faut, dans ce cas, favoriser le changement de nature en rendant le feu moins profond et la tuyère moins plongeante. Un creuset trop profond retarde l'affinage, parce que la fonte se trouve trop soustraite à l'ac-

tion de l'air; un vent trop plongeant la retarde aussi en portant la chaleur vers le fond, ce qui fait que la masse reste trop liquide pour pouvoir être soulevée.

Mais d'un autre côté, à cause de l'impureté de la fonte, il faut éviter un creuset trop plat et un feu trop rasant. Outre l'inconvénient d'un grand déchet, on n'aurait que de mauvais fer, parce que la fonte perdrait son carbone avant d'être suffisamment débarrassée des autres matières étrangères. En revanche, l'opération marcherait très-prompement et la production journalière serait considérable.

L'emploi de l'air chaud dans le haut-fourneau, en produisant une allure plus chaude, a donné en général une fonte un peu plus difficile à affiner; de sorte que, pour la traiter avec avantage, on a dû le plus souvent modifier le montage du feu dans le sens qui vient d'être indiqué. Ainsi, le plus souvent, on a diminué la profondeur du feu de 3 à 5 centimètres, et l'inclinaison de la tuyère de quelques degrés.

Quant à l'emploi de l'air chaud pour l'affinage, il a produit jusqu'ici des résultats moins concordants que dans le haut-fourneau. L'économie de combustible a été rarement considérable et quelquefois compensée par un inconvénient grave, la durée plus grande d'une opération.

Dans les premiers temps, faute de savoir dans quel sens modifier le montage du feu, on a affiné sans rien changer aux dimensions employées à l'air froid.

L'air chaud, en produisant une chaleur plus forte dans le creuset, facilita beaucoup le forgeage; mais l'affinage proprement dit marcha

avec une allure extrêmement crue, et le fer, malgré l'addition de scories douces et de battitures, ne voulait pas prendre nature. Chaque fois qu'on portait la masse devant la tuyère, elle fondait rapidement et retombait au fond du creuset presque aussi crue qu'auparavant. En un mot, on rencontrait, mais à un degré extraordinaire, les difficultés qui se présentent avec une fonte très-grise, qui devient trop liquide. On y appliqua le même remède, c'est-à-dire qu'on diminua la profondeur du feu de 1 ou 2 pouces, et qu'on rendit le vent plus rasant. La durée de l'affinage fut notablement augmentée, mais comme le forgeage fut plus prompt qu'à l'air froid, la durée totale d'une opération resta à peu près la même dans les deux cas.

On a fait des essais pour affiner à l'air froid, et employer l'air chaud seulement pendant l'avilage et le forgeage. Nous reviendrons plus loin sur ce sujet.

Un inconvénient grave qui a signalé l'emploi de l'air chaud, c'est la rapidité avec laquelle les tuyères et surtout la sole ont été mises hors de service. A Königshütte, par exemple, la sole a dû être renouvelée tous les deux ou trois jours, au lieu de durer une semaine comme à l'air froid. Il en résultait des pertes de temps considérables qui ont fait renoncer à employer l'air chaud dans cette usine.

On y a remédié à Rübeland et dans quelques autres usines en établissant la sole sur une caisse en fonte, dans laquelle circule l'air et dans laquelle on peut au besoin faire arriver de l'eau. La sole se trouve ainsi constamment rafraîchie; on peut maintenir le dessous au rouge sombre,

de sorte qu'elle dure même plus longtemps qu'à l'air froid. En outre, l'opération est abrégée, parce que la fonte s'épaissit plus promptement au fond du creuset, ce qui permet de diminuer l'intervalle entre deux soulèvements. Les tableaux qui suivent renferment les résultats du travail à l'air chaud et du travail à l'air froid de différents feux d'affinerie.

Les feux d'affinerie de Königshütte sont au nombre de huit. Deux d'entre eux sont desservis par une machine soufflante à deux cylindres et à double effet. Chaque piston a 0<sup>m</sup>,74 de course et 0<sup>m</sup>,88 de diamètre, et fait moyennement neuf oscillations doubles par minute. Les six autres feux sont desservis chacun par deux soufflets en bois, soufflant par des buses distinctes. Les deux premiers seulement sont munis d'appareils à chauffer l'air. Cet appareil se compose de six tuyaux horizontaux suspendus à environ un mètre au-dessus du foyer. On emploie la méthode dite *Durchbrechfrischen*.

Usine de  
Königshütte.

On n'a pas observé de différence bien sensible dans la nature de la fonte à l'air froid et à l'air chaud. Il n'y en a pas eu non plus, comme le montrent les nombres ci-après, entre l'affinage à l'air froid et l'affinage à l'air chaud.

	<i>Air froid.</i>	<i>Air chaud.</i>
Fer obtenu pour 100 de fonte.	77,9 à 80,4	79,2
Charbon consommé pour 100 de fer. . . . .	158 à 169	157
Économie de combustible 3,7 p. 0/0.		
Augmentation dans le rendement, en moyenne 0,05.		

Le fer avait dans les deux cas les mêmes qualités; mais comme une opération durait un peu

plus longtemps, et qu'il fallait renouveler trop souvent la taque de fond, on n'emploie plus maintenant que l'air froid, et l'appareil à chauffer l'air reste sans usage.

Usine de  
Neuehütte.

Les feux de Neuehütte, situés près des fourneaux de Rothehütte, affinent la fonte qui en provient par la méthode dite *Klumpfrischen*. On y emploie l'air chaud depuis 1836. En 1838, on a commencé au foyer n° 1 à n'employer l'air chaud que pendant le forgeage. Les deux appareils fournissent l'air chaud l'un à la température de 110 à 150° R., l'autre de 90 à 120° seulement. Voici les résultats obtenus :

*Air froid.* — 1835.

	1 <sup>er</sup> FEU.	2 <sup>e</sup> FEU.
Fer obtenu pour 100 de fonte.	77,57	76,05
Charbon consommé pour 100 de fer obtenu.	153	149

*Air chaud.* — 1836.

	1 <sup>er</sup> FEU. Réduite de 45 semaines.	2 <sup>e</sup> FEU. Réduite de 44 semaines.
Fonte traitée en une semaine.	2.563 kil.	2.552 kil.
Charbon consommé.	2.883	2.943
Fer obtenu.	2.004	1.991
Fer obtenu pour 100 de fonte.	78,19	76,60
Charbon consommé pour 100 de fer.	144	149
Nombre de loupes par semaine.	24,3	24,2
Durée d'une opération.	5 <sup>h</sup> ,92	5 <sup>h</sup> ,95

On emploie l'air chaud pendant tout le travail.

*Air chaud.* — 1838.

	1 <sup>er</sup> FEU. Réduite de 30 semaines.	2 <sup>e</sup> FEU. Réduite de 22 semaines.
Température de l'air.	110 à 130° R. <small>(pend. le forgeage).</small>	90 à 120° R. <small>(pend. toute l'opération).</small>
Fonte traitée en une semaine.	3.025 kil.	3.001 kil.
Charbon consommé.	3.148	3.412
Fer en barres obtenu.	2.348	2.325
Fer obtenu pour 100 de fonte.	77,63	77,19
Charbon consommé pour 100 de fer obtenu.	134	147
Nombre de loupes.	28,7	28,6
Durée d'une opération.	5 <sup>h</sup> ,02	5 <sup>h</sup> ,03

Aux feux d'affinerie d'Elend, où on affine également la fonte de Rothehütte, les résultats ont été à peu près les mêmes.

Usine  
d'Elend.

1° *Affinage à l'air froid.*

	FONTE OBTENUE	
	à l'air froid.	à l'air chaud.
Fer obtenu pour 100 de fonte.	76,47	77,02
Charbon consommé pour 100 de fer.	151	151

2° *Affinage à l'air chaud.*

	FONTE OBTENUE	
	à l'air froid.	à l'air chaud.
Fer obtenu pour 100 de fonte.	78,97	80,08
Charbon consommé pour 100 de fer.	140	134

D'après tous ces résultats l'air chaud procure-rait une économie de combustible et une augmentation dans le rendement. De plus, à Elend, la fonte à l'air chaud aurait l'avantage sur la fonte à

l'air froid; mais à Neuehütte, où l'on traite la même fonte, on a pourtant observé plutôt le contraire.

Usine de  
Rübeland.

Les feux d'affinerie de Rübeland affinent par l'affinage en masse la fonte de cette usine. Les dimensions du creuset sont les suivantes :

Profondeur du feu . . . . .	0 <sup>m</sup> ,268
Distance de l'axe de la tuyère à la rustine. . .	0 <sup>m</sup> ,219
— de la warme au contrevent au niveau de la sole. . . . .	0 <sup>m</sup> ,633
Distance de la warme au contrevent au haut du creuset. . . . .	0 <sup>m</sup> ,681
Distance de la rustine à la face de chio. . . .	0 <sup>m</sup> ,681
Inclinaison de la tuyère, 15 à 16°.	

La face de chio n'a que 6 à 8 centimètres de hauteur; elle sert seulement à soutenir les charbons et le fraïsil qui ferment le foyer par devant.

*Roilement d'une semaine.*

	1° A l'air froid.	2° A l'air chaud. (125° C.)
Fer obtenu en une semaine.	1.841 kil.	1.706 kil.
Fer obtenu pour 100 de fonte.	78,65	80
Charbon consommé pour 100 de fer. . . . .	134	127

Contrairement à ce qui s'est passé le plus souvent, on n'a rien changé aux dimensions du feu en introduisant l'air chaud. On chauffe l'air pendant toute l'opération; on opère sur 250 livres = 117 kil. de fonte à la fois.

Diminution dans la production journalière.	7,3 p. 0/0
Économie de combustible. . . . .	5,2 p. 0/0
Augmentation de rendement. . . . .	1,35 p. 0/0

C'est dans cette usine qu'on a imaginé de supporter la sole sur une caisse en fonte dans laquelle l'air peut circuler. Le marteau qui sert pour les deux feux d'affinerie est en fer forgé.

L'usine de Ludwigshütte se compose de deux feux d'affinerie, dans lesquels on emploie l'affinage en masse. Pour l'air chaud on a diminué la profondeur du creuset d'environ 1 pouce (0<sup>m</sup>,024), et l'inclinaison de la tuyère de 5°. En outre, on a incliné très-légèrement la sole vers la warme, au lieu de l'incliner vers le contrevent. La buse d'un des foyers est demi-circulaire. Celle de l'autre est rectangulaire (24 lignes sur 8); on attribue à cette forme un léger avantage sur l'autre. L'air chaud détruit rapidement les tuyères, il faut en changer toutes les semaines, tandis qu'elles dureraient deux ou trois mois à l'air froid. La sole ne durait d'abord que trois ou quatre jours; mais depuis qu'on y a introduit la même modification qu'à Rübeland elle dure trois ou quatre semaines. L'appareil à chauffer l'air ressemble à l'appareil Taylor: il se compose de six tuyaux de 9 pouces de diamètre, formant un arc dont la corde a environ 1<sup>m</sup>,20 et est située à 0<sup>m</sup>,80 au-dessus du foyer; la température est de 150 à 160° cent. La durée de l'opération, depuis les changements indiqués dans le montage du feu, est la même qu'autrefois à l'air froid. Le fer passe pour avoir perdu un peu de sa qualité. On opère sur environ 120 kil. à la fois, la durée totale de l'opération est de six heures.

	A l'air froid.	A l'air chaud.
Pour 100 de fonte on obtient, fer en barres. . . . .	73	80
Pour 100 de fer en barres on consomme de charbon. . .	156	119

De là on déduit :  
Économie de combustible. . . . . 23 p. 0/0.  
Augmentation dans le rendement de la fonte 7 p. 0/0.

Cette économie de combustible est considérable, mais elle est peut-être exagérée, parce que

je n'ai pas eu, comme dans les autres usines, des chiffres précis, mais seulement des résultats plus ou moins approchés et en nombres ronds.

Usine de  
Teichhütte.

L'affinerie de Teichhütte, voisine du haut-fourneau de Gittelde, affine les fontes qui en proviennent. L'affinage a lieu à l'air froid; je ne parle de cette usine que pour indiquer quelle a été dans le haut-fourneau l'influence de l'air chaud sur les propriétés de la fonte d'affinage même en chauffant à moins de 200°. On emploie l'affinage en masse; l'enclume et le marteau sont en fer forgé; le marteau pèse 235 kil.; la warme incline légèrement en dedans.

	FONTE	
	à l'air froid. Réduite de 100 semaines.	à l'air chaud. Réduite de 51 semaines.
Fonte traitée par semaine. . . . .	2.419	2.322
Fer obtenu. . . . .	1.842	1.753
Charbon brûlé. . . . .	2.963	2.914
Rendement de la fonte. . . . .	76,2	75,5
Consommation de charbon pour 100 de fer forgé. . . . .	161	166
Nombre de loupes par se- maine. . . . .	20,71	19,89
Durée d'une opération. . . . .	6 <sup>h</sup> ,95	7 <sup>h</sup> ,24

L'emploi de l'air chaud dans le haut-fourneau a donc produit :

Diminution dans le rendement. . . . .	0,7
Augmentation dans la consommation de charbon, 3,01 p. 0/0.	
Réduction dans la production hebdomadaire. . . . .	4,8

En outre, il y a eu 3,06 p. 0/0 de barres provenant de fonte à l'air chaud qui n'ont pas résisté à l'épreuve, et seulement 1,77 provenant de fonte à l'air froid. Toutes ces circonstances, jointes

à la diminution de production du haut-fourneau, ont amené l'abandon de l'air chaud à Gittelde, comme nous l'avons vu plus haut. On a essayé de diminuer la profondeur et l'inclinaison de la tuyère et de réduire la largeur du creuset, en même temps qu'on diminuait de 250 à 200 livres la quantité de fonte traitée en une fois; mais on n'a obtenu de toutes ces modifications aucun résultat important, sous le rapport de l'économie de temps ou de combustible.

Un mémoire de M. Wachler de Malapane, inséré dans le 10<sup>e</sup> volume des *Archives de Karsten*, donne les résultats suivants pour les feux d'affinerie de Tanne, où on affine, je crois, de la fonte de Rübeland.

Usine de  
Tanne.

	Air froid.	Air chaud.
Fer obtenu pour 100 de fonte. . . . .	75,87	77,97
Consommation de charbon pour 100 de fer en barres. . . . .	189	185

Ce mémoire donne les nombres correspondants pour l'usine de Rübeland (voir aussi *Annales des mines*, 3<sup>e</sup> série, tome XIII, page 505). Il en résulterait une économie de combustible de 33 p. 0/0 et une diminution de déchet de 4,23 p. 0/0. Ces nombres diffèrent tout à fait de ceux que j'ai rapportés précédemment, et que j'ai lieu de croire exacts; j'ignore d'où peut provenir cette différence.

Le feu d'affinerie de Silberaalerhammer présente plusieurs particularités intéressantes. La machine soufflante est formée d'une espèce de chapelet entre les plateaux duquel l'air s'engage et se rend dans un réservoir sur lequel s'embranchent le porte-vent. Cette machine donne un vent d'une grande régularité. L'emploi de l'air chaud date

Usine de Silber-  
aalerhammer.

de 1835. Un autre essai particulier à cette usine est celui de la vapeur d'eau. Il y a environ dix ans on avait fait au haut-fourneau de Schierke, actuellement détruit, des essais analogues dont les résultats avaient été, dit-on, extraordinaires. La production du fourneau avait presque doublé, et l'allure du fourneau était devenue extrêmement chaude. En employant la vapeur d'eau dans le feu d'affinerie on espérait deux résultats, une plus haute température et une purification plus complète du fer. Il est probable que l'eau est décomposée, tant par le carbone que par le fer, et qu'il y a de l'hydrogène mis à nu. Celui-ci se dégage, et, se trouvant au milieu d'un excès d'oxygène, reforme aussitôt de l'eau; mais il ne s'ensuit pas qu'il doive en résulter dans le foyer une plus haute température, il en résulte simplement une flamme plus longue, et il n'y a peut-être d'avantage à attendre que si on utilisait cette flamme. Quant au second résultat, la purification plus complète du fer, il n'y a que l'expérience qui puisse prononcer sur cette question. La production de la vapeur a lieu dans une caisse en fonte de 0<sup>m</sup>,40 de largeur et 0<sup>m</sup>,50 de hauteur, fermée par un couvercle et placée sur un support en fonte au-dessus du foyer et à côté de l'appareil à chauffer l'air. Le couvercle est muni de deux tubulures d'où partent deux tuyaux: l'un, que l'on peut fermer par un robinet, sert à l'alimentation, l'autre conduit la vapeur aux tuyères. Ces tuyaux sont en cuivre sur une petite longueur à partir de la caisse, le reste est en plomb. On n'a pas fait d'expériences pour déterminer la quantité de vapeur injectée dans un temps donné.

Les premiers jours on employa la vapeur d'eau

pendant toute l'opération, mais on vit bientôt qu'il fallait l'abandonner pendant le forgeage; ce qui semble indiquer que le résultat est plutôt une diminution qu'une augmentation de température. Le reste du temps, on ne donna la vapeur d'eau qu'au moment du premier soulèvement. Il en résulta un affinage prompt, et on obtint un fer de bonne qualité bien homogène. On ne fut obligé de soulever que deux fois avant l'avalage, au lieu de trois et même quatre fois.

A l'air froid et sans vapeur d'eau, on obtenait autrefois les résultats suivants :

Rendement de la fonte. . . . .	72,25 p. 0/0.
Consommation de charbon. . . . .	2,69 mesures.

Le poids d'une mesure varie de 60 à 100 livres, suivant l'essence du bois.

C'est donc toujours au moins 162 de charbon pour 100 de fer en barres.

A l'air chaud, et sans vapeur d'eau, on avait :

Rendement de la fonte. . . . .	75,27 p. 0/0.
Charbon consommé pour 100 livres de fer. . . . .	2,50 mesures, au moins 150 livres.

A l'air chaud, avec vapeur d'eau, on a :

Fer obtenu pour 100 livres de fonte. . . . .	75,85 p. 0/0.
Charbon consommé pour 100 livres de fer. . . . .	2,63 mesures, au moins 158 livres.

Des nombres précédents on déduit :

Augmentation de rendement en passant	
De l'air froid à l'air chaud et sec. . . . .	3,02
De l'air froid à l'air chaud avec vapeur d'eau. . . . .	3,60
De l'air chaud sans vapeur à l'air chaud avec vapeur. . . . .	0,58
Economie de combustible dans les mêmes cas,	
+ 7,06 p. 0/0, + 2,23 p. 0/0, — 5,20 p. 0/0.	

On voit qu'il n'est pas résulté de l'emploi de la vapeur d'eau de grands avantages économiques; le principal paraît être dans l'amélioration de la qualité du fer.

## CHAPITRE IV.

RÉSUMÉ DES EFFETS DE L'AIR CHAUD DANS LE TRAVAIL  
DU FER.*Emploi de l'air chaud dans les hauts-fourneaux.*

On sait que c'est dans le haut-fourneau que l'air chaud a été employé pour la première fois. Dès qu'on a eu commencé à en constater les effets, on les a attribués naturellement à la quantité de calorique qui venait s'ajouter à celui produit par la combustion. On a assimilé ce phénomène à celui qui se produit quand on mêle deux liquides à différentes températures : toutes choses égales d'ailleurs, la température du mélange est d'autant plus élevée que celle de l'un des liquides l'est elle-même davantage. D'un autre côté, comme il ne faut souvent qu'une augmentation de chaleur de quelques degrés pour déterminer la production d'un phénomène tel que la fusion, on a pensé expliquer suffisamment par l'augmentation de chaleur apportée dans le fourneau tous les effets du vent chaud. Quels sont les phénomènes chimiques qui se passent dans un haut-fourneau ? Ce sont 1° la réduction de l'oxyde de fer ; 2° la combinaison et la fusion des matières stériles. Le premier non-seulement ne demande pas une température très-élevée, mais même en exige une modérée et très-graduellement croissante. Le deuxième demande une forte chaleur, mais qu'il ne paraît pas bien utile de dépasser une fois qu'on l'a atteinte, si ce n'est pour donner un peu plus de liquidité aux laitiers et à la fonte. Pour expliquer l'économie de combustible, on peut dire que l'augmentation de la quantité de chaleur qui existe à

chaque instant dans le fourneau rend possible une augmentation proportionnelle dans la charge de minerai. Voyons si cette explication est suffisante. Comparons la marche à l'air froid et la marche à l'air chaud dans les deux fourneaux de Rothehütte, qui emploient exactement les mêmes matières.

*Roulement de 1836.*

	Air froid.	Air chaud.
Charbon consommé		
en 24 heures. . .	5.229 k.	3.839 k.
Matières fondues. .	11.382	10.332
Nombre de calories développé.		
5.229 × 700 = 36.603.000		3.839 × 700 = 26.873.000
Air lancé par minute. 17 <sup>m</sup> ,256		13 <sup>k</sup> ,473 à 187°C.
	22 <sup>k</sup> ,433	

Chaleur apportée par l'air chaud.

$$13,473 \times 60 \times 24 \times 187 \times 0,2669 (1) = 968.331$$

Total de la quantité de chaleur dans le fourneau à l'air chaud. . . . . 26.873.000 + 968.331 = 27.841.331.

La chaleur *développée* et *apportée* à chaque instant dans le fourneau à l'air chaud est seulement les  $\frac{3}{4}$  de celle *développée* dans le fourneau à l'air froid, et la quantité de chaleur *apportée* est 3,6 p. o/o de celle *développée*. Le poids des matières fondues à l'air chaud est inférieur d'un dixième seulement à celui des matières fondues à l'air froid. Ainsi avec l'air chaud il y a à chaque instant dans le fourneau moins de chaleur et plus de matières à échauffer, et par conséquent la température devrait être inférieure à celle produite par l'air froid. Enfin comme il faut pour chauffer l'air dans un foyer séparé développer plus de calorique qu'il n'en prend pour s'échauffer de la même quantité dans le fourneau où la chaleur est mieux utilisée, on ne concevrait dans tous les cas

(1) 0,2669 est le calorique spécifique de l'air.

l'économie de combustible que si on chauffait par la flamme perdue du gueulard, résultat contredit par l'expérience. La considération de la quantité de chaleur apportée par l'air chaud semble donc tout à fait insuffisante pour rendre compte des effets observés; cependant, pour calculer exactement quels peuvent être ces effets, il faut comparer la chaleur apportée par l'air chaud non pas à la chaleur totale développée par la combustion de cet air, mais seulement à celle développée par la portion qui se brûle dans un rayon de quelques décimètres autour de la tuyère: quelque énergie que l'on suppose à la combustion, elle ne peut être complète que lorsque l'air a déjà parcouru une hauteur notable dans le fourneau, de sorte que la fraction qui exprime ce rapport peut être considérable, et comparable à celle qui représente l'économie de combustible. Supposons, par exemple, qu'il ne se brûle que  $\frac{1}{5}$  de l'air dans les environs immédiats de la tuyère, il est facile de voir que la chaleur apportée par l'air sera  $3,6 \times 5 = 18$  p. o/o de celle développée auprès de la tuyère; on pourra donc augmenter la charge de minerai presque dans la même proportion, de manière que la température de la tuyère se trouve la même qu'auparavant. Alors les gaz qui s'élèveront dans la cuve étant d'abord à la même température et venant à rencontrer des couches plus minces de combustible, et, au contraire, des couches plus épaisses de matières à fondre se refroidiront davantage, ce qui explique pourquoi il y a moins de chaleur au gueulard avec l'air chaud qu'avec l'air froid.

L'échauffement de l'air produit encore dans l'ouvrage une augmentation de température par

une autre raison qui a été signalée et développée par M. Berthier. L'affinité de l'oxygène de l'air pour le carbone étant exaltée par l'augmentation de température, il en résulte une combustion plus complète aux environs immédiats de la tuyère; ce qui produit deux effets distincts: 1° augmentation de température dans l'ouvrage; 2° diminution de la quantité de charbon brûlé inutilement dans les parties supérieures du fourneau, d'où résulte encore une diminution de température au gueulard. On arrive donc de toute manière aux mêmes conclusions, de sorte que l'effet de l'air chaud est un résultat complexe dû au calorique *apporté* dans le fourneau et à une *meilleure distribution* de celui qui s'y développe.

On a souvent dit qu'on pouvait, par la compression de l'air, obtenir les résultats dus à l'échauffement. Cela est vrai en partie: la pression étant plus forte dans le portevent, l'air qui sort par la buse s'échappe avec une plus grande vitesse, et étend un peu le rayon de la sphère dans laquelle a lieu la combustion la plus énergique; par suite la combustion auprès de la tuyère est plus abondante, parce que le contact avec le charbon est plus multiplié; d'où il résulte, comme avec l'air chaud, plus grande chaleur dans l'ouvrage et combustion moins abondante dans les parties supérieures. Il semble inexact d'admettre qu'une plus grande compression dans le portevent puisse favoriser la combustion en fournissant de l'air possédant une plus grande densité; outre que cette augmentation de densité, même dans le portevent, est trop faible pour pouvoir exercer beaucoup d'influence, elle se résume à la sortie de la buse en une plus grande vitesse, et on admet



généralement que l'air, à la sortie, a une pression qui ne diffère pas de la pression extérieure. Cette influence de la pression ne se fait sentir que sur une petite étendue, et plutôt dans la direction de l'axe de la buse que dans toute autre; dans une section horizontale du fourneau, même à très-peu de distance au-dessus de la tuyère, la pression est tout à fait indépendante de la pression dans le portevent, et n'est plus déterminée que par la condition de permanence dans le mouvement, laquelle exige que par chaque section horizontale il passe à chaque instant une quantité d'air constante et égale à celle qui entre par les buses et sort par le gueulard. Si on imagine deux sections faites dans l'ouvrage, l'une un peu au-dessous, l'autre un peu au-dessus de la tuyère, l'augmentation de pression dans le portevent doit être considérée comme n'ayant d'influence directe que dans la portion de l'ouvrage comprise entre ces deux plans. Elle aide à faire pénétrer l'air plus également dans toutes les parties de cet espace, et met ainsi cet air en contact avec une plus grande masse de charbon. De là une température très-élevée dans cet espace et une combustion plus complète de l'air, absolument comme dans le cas de l'air chaud. Mais on voit de suite que l'effet de la compression de l'air n'augmente pas indéfiniment avec cette compression, et qu'une fois celle-ci suffisante pour faire pénétrer l'air dans toutes les parties de l'ouvrage, situées au niveau de la tuyère, il n'y aurait plus que du désavantage à l'augmenter, en supposant même que la force motrice dont on dispose en donnât le moyen. Il est possible, et même probable, que dans bien des usines la pression est telle qu'il n'y aurait au-

cun avantage à l'augmenter, et qu'il y aurait même avantage sous le rapport de la dépense de force motrice à la diminuer. Les usines qui sont dans cette position sont certaines de trouver un avantage économique dans l'emploi de l'air chaud, si la force de la machine soufflante permet de ne pas diminuer la pression au delà d'une certaine limite tout en soufflant une masse d'air suffisante.

Un inconvénient grave, que l'emploi de l'air chaud a présenté dans plusieurs usines, a été la diminution de production journalière. Les usines de Rothehütte, de Sollingerhütte et d'Altenau, au Hartz; celles de Wasseraufingen, de Rioupéroux, de Malapane, etc., offrent d'assez nombreuses exceptions pour que cet inconvénient ne doive pas être regardé comme une conséquence nécessaire de l'emploi de l'air chaud. La cause en est tout entière dans la trop grande diminution de vent (en poids) introduite dans le fourneau. Les nombres rapportés plus haut montrent que le poids de l'air a toujours beaucoup diminué en passant de l'air froid à l'air chaud. Ainsi, on lance :

	<i>Air froid.</i>	<i>Air chaud.</i>
A Königshütte. . . . .	20 <sup>m.c.</sup>	13 <sup>m.c.</sup>
A Rothehütte. . . . .	17,25	10,36

Reste à savoir si on aurait pu, toutes choses égales d'ailleurs, augmenter le poids d'air injecté. Il est bien évident qu'il y a une limite qu'il ne faut pas dépasser sous peine de refroidir l'ouvrage, même quand cet air est chaud, et de consommer inutilement du charbon dans les parties supérieures du fourneau; mais du moins on peut faire voir qu'on aurait pu augmenter la quantité d'air chaud de manière à obtenir un accroissement con-

sidérable de produit journalier. Je m'appuierai pour cela sur les remarques suivantes :

1° A mesure que la quantité d'air lancée dans un haut-fourneau, dans un temps donné, augmente, la quantité de chaleur développée dans l'ouvrage augmente jusqu'à une certaine limite, au delà de laquelle elle diminue. Le maximum correspond au point où, ajoutant un petit excès d'air, la chaleur qu'il enlève est égale à la chaleur développée par la portion qui se brûle. Au contraire, la chaleur des parties supérieures du fourneau augmente indéfiniment avec la quantité d'air.

2° Pour un même poids lancé dans un fourneau, et à pression égale, la fraction qui s'en brûle aux environs de la tuyère est d'autant plus grande que cet air est lancé à une plus haute température.

3° Comme conséquence des deux remarques précédentes, le point auquel une augmentation de vent cesse d'augmenter la température de l'ouvrage correspond à une quantité de vent d'autant plus grande que la température de ce vent est plus élevée.

4° Etant donné un haut-fourneau, le rapport du poids des matières à fondre au poids du charbon, la pression et la température de l'air, il y a une limite inférieure et une limite supérieure au poids d'air à lancer par minute dans ce fourneau; il faut que la température de l'ouvrage soit convenablement élevée et en même temps que la température des régions supérieures ne soit pas trop basse, ce qui aurait lieu si on lançait trop peu d'air; ni trop élevée, ce qui aurait lieu si on lançait trop d'air. Dans le premier cas, la réduction et la préparation des matières ne pourraient pas

avoir lieu, et dans le second il y aurait du combustible brûlé inutilement.

Supposons qu'un fourneau marchant à l'air froid consomme un poids d'air  $A$  par minute, le rapport du poids du minerai au poids du charbon étant  $B$ , et qu'ensuite on ait marché à l'air chaud en lançant un poids d'air  $A'$ , et que le rapport du minerai au charbon soit devenu  $B'$ . Supposons la pression de l'air chaud égale ou supérieure à celle de l'air froid; supposons en même temps  $A > A'$  et  $B > B'$ . Nous sommes ainsi dans le cas des fourneaux dont nous avons parlé précédemment. Cherchons les limites inférieure et supérieure de la quantité d'air chaud que l'on peut lancer dans le fourneau. Il est clair d'abord que la limite inférieure est plus petite que  $A'$  puisque  $A'$  satisfait à la condition. Je dis que la limite supérieure est plus grande que  $A$ . En effet, puisqu'avec le poids  $A$  d'air froid, la température des parties moyenne et supérieure du fourneau n'est pas trop élevée, elle le sera encore moins avec le même poids  $A$  d'air chaud, et d'un autre côté elle le sera assez puisqu'elle sera plus élevée qu'avec le poids  $A'$  avec lequel cette condition est déjà remplie par hypothèse.

On pourra donc, sans changer le rapport  $B'$ , la pression et la température de l'air chaud, en souffler un poids  $A$  et être certain d'avoir entre la température de l'ouvrage et celle des parties moyenne et supérieure du fourneau des proportions convenables, ou plutôt on pourra augmenter un peu le rapport  $B'$ . On aura alors une certaine économie de combustible (différente en général du maximum possible), et en même temps une augmentation dans la production journalière; car puisqu'on

lancera le même poids d'air, on consommera la même quantité de charbon, et l'augmentation de production sera proportionnelle à l'augmentation de la charge de minerai.

*Remarque.*—Pour un même fourneau les quantités de charbon consommées à l'air chaud et à l'air froid ont été proportionnelles au poids d'air lancé, de sorte que la nature des gaz sortant par le gueulard n'a pas sensiblement varié.

Exemple.	Air chaud.	Air froid.	Rapport.
Königshütte. . . .	13 <sup>m.c.</sup> d'air.	20 <sup>m.c.</sup>	$\frac{20}{13} = 1,53$
Rothehütte. . . .	10,36	17,25	$\frac{17,25}{10,36} = 1,66$
Königshütte : char- bon brûlé. . . .	2.400	3.850	$\frac{3.850}{2.400} = 1,60$
Rothehütte. . . .	3.839	5.250	$\frac{5.250}{3.839} = 1,38$

D'après ce qui précède on peut attendre presque avec certitude de l'emploi de l'air chaud une économie de combustible, et de plus, si la force motrice dont on dispose permet de ne pas diminuer par trop la quantité d'air, ou bien s'il est possible de diminuer un peu la pression en augmentant le diamètre de la buse ou en en mettant deux au lieu d'une, on peut espérer de ne pas diminuer et même d'augmenter notablement la production journalière. Une fois le fourneau en marche, il y aura une série d'essais à faire en faisant varier la quantité d'air de manière que l'économie pécuniaire résultant de la diminution dans la consommation de combustible et de la variation dans la production journalière soit aussi grande que possible.

Quant à la température la plus convenable à donner à l'air, en se bornant à la considération de produire une chaleur aussi concentrée que possible, cette température n'a pas de limite supérieure; mais il y en a une en effet à partir de la-

quelle on ne pourrait plus profiter de cette concentration en augmentant la charge de minerai, parce que les parties supérieures du fourneau resteraient trop froides. D'ailleurs la qualité de la fonte, qualité qui dépend de circonstances très-déliées, pourrait être gravement altérée, et il y a là une autre limite que l'expérience seule peut indiquer. Sous ce rapport il faut faire une distinction entre la fonte de forge et la fonte de moulage. L'air chauffé même à 275° C. (à Magdeburg) a exercé une heureuse influence sur la fonte de moulage. Partout elle est devenue plus liquide, qualité précieuse pour mouler des pièces peu épaisses et des objets d'ornement. On n'a pas remarqué qu'elle soit devenue moins résistante. En général elle a, après la solidification, une surface parfaitement plane, quelquefois un peu concave, indice ordinaire d'une allure très-chaude. La fonte est en général devenue un peu plus grise sans être plus graphiteuse. Quant à la fonte d'affinage, les résultats sont moins concordants et en général moins avantageux. Le plus souvent la fonte a donné du fer d'aussi bonne qualité qu'à l'ordinaire, mais la fonte a été un peu plus difficile à affiner. Dans une seule usine, Gittelde, l'affinage est devenu extrêmement pénible et le fer de qualité médiocre; cela tient à la nature particulière des minerais. En général la température de l'air a été de 150 à 200° C.

L'emploi de l'air chaud a rendu les laitiers plus liquides et l'allure du fourneau plus régulière. En France, au contraire, dans un certain nombre d'usines, on a observé des chutes de mine et des dérangements plus fréquents. Cela peut tenir à ce que la nature même des minerais en grains

oblige à faire de fortes charges de charbon pour empêcher ces grains de traverser la couche de combustible. Ce charbon arrivant presque intact vers le bas des étalages, sa combustion y produit de grands vides au-dessus desquels les matières déjà ramollies peuvent former voûte en s'agglutinant.

En introduisant l'air chaud on n'a rien changé aux dimensions intérieures du haut-fourneau. Il est probable cependant qu'on aurait pu trouver quelque avantage à augmenter un peu la largeur de la cuve et à diminuer la hauteur du fourneau, le premier changement devant avoir pour effet une augmentation dans la production journalière, et le second une augmentation de chaleur au gueulard permettant de pousser plus loin la température de l'air.

On peut résumer de la manière suivante les effets de l'air chaud dans les hauts-fourneaux du Hartz.

1° Influence sur la marche du fourneau.

Allure plus chaude et plus régulière, laitiers plus liquides; tuyère plus nette et plus brillante, mais aussi se brûlant plus facilement; durée des pierres de l'ouvrage et du creuset aussi grande qu'à l'air froid; travail du fondeur très-facile; moyen simple de régler l'allure du haut-fourneau en faisant varier la température de l'air; chutes de mine, engorgements plus rares et moins dangereux.

2° Résultats économiques.

Économie de combustible: elle a varié de 17 à 21 p. o/o dans les usines de Gittelde, Altenau, Königshütte et Rothehütte; elle s'est élevée à 27 p. o/o à Magdesprung, à 26 p. o/o à Sollingerhütte; elle n'a été que de 14 p. o/o à Steinrennerhütte.

Nombre de charges toujours considérablement réduit; production journalière réduite de 10 p. o/o à Königshütte, 13,8 p. o/o à Gittelde, augmentée de 7,3 à Altenau, de 4 p. o/o à Sollingerhütte.

Quantité de vent réduite à peu près dans le rapport de la consommation de charbon, de sorte que pour un même fourneau, la nature des gaz sortant par le gueulard a peu varié.

3° Influence sur la nature des produits.

Fonte de moulage améliorée, plus liquide, plus chaude et supportant mieux une seconde fusion. Fonte d'affinage quelquefois identique avec celle à l'air froid, le plus souvent un peu plus difficile à affiner, quelquefois enfin très-difficile à affiner, et consommant beaucoup de combustible, en ne donnant que du fer de qualité médiocre, et avec un plus grand déchet que la fonte à l'air froid (Gittelde). En général elle a exigé des modifications dans le montage du feu.

Ces résultats sont en somme fort avantageux, et si on peut, comme je le pense, éviter la diminution de production journalière, l'air chaud paraît devoir être recommandé sous tous les rapports pour la production de la fonte de moulage. Quant aux usines qui marchent en fonte de forge, l'expérience seule peut indiquer si les minerais sont de nature à donner de bons produits même à l'air chaud. Là où les minerais sont purs, il faudrait trouver le moyen de fabriquer de la fonte blanche même à l'air chaud; on y parviendrait peut-être en ajoutant dans les charges une proportion un peu forte de scories d'affinage. On sait que quand ces scories proviennent du traitement d'une fonte pure, on peut les charger en assez forte dose sans autre effet que de blanchir la fonte.

*Emploi de l'air chaud dans les cubilots.*

Nous avons vu que l'air chaud produit une chaleur très-élevée et concentrée dans un petit rayon autour de la tuyère. Par conséquent, dans toutes les opérations où l'on n'a d'autre but à atteindre que la fusion des matières, l'air chaud est convenable. Les résultats obtenus au Hartz dans les fourneaux à cuve employés pour la deuxième fusion sont les suivants :

1° Augmentation de 21 p. o/o dans la quantité de fonte passée dans un temps donné ;

2° Économie de combustible, 20 p. o/o ;

3° Quantité de charbon brûlée par heure à peu près la même qu'à l'air froid ;

4° Déchet un peu augmenté (5,2 à l'air froid et 6,5 à l'air chaud) : ce dernier résultat ne s'accorde pas avec ce qu'on a observé dans d'autres pays, où on a constaté une diminution notable dans le déchet, comme cela semble assez naturel ;

5° La fonte après la deuxième fusion a paru plus liquide et de meilleure qualité que celle refondue à l'air froid.

*Emploi de l'air chaud dans les feux d'affinerie.*

Les résultats obtenus de l'emploi de l'air chaud dans les feux d'affinerie sont jusqu'ici peu concordants ; cela se conçoit tout naturellement, parce que le travail de l'affinage est une opération extrêmement délicate sur laquelle la nature du combustible et de la fonte, et l'habileté de l'ouvrier, exercent la plus grande influence. Ce travail se divise en deux parties bien distinctes : l'affinage et le forgeage. Dans l'affinage on se propose d'enlever à la fonte le carbone, le soufre, le phosphore, le manganèse et le silicium. Le moyen

employé est fondé sur ce fait : que ces corps sont tous plus oxydables et moins réductibles que le fer. Néanmoins, comme ils ne sont contenus qu'en très-petite quantité dans la fonte, on ne peut les oxyder à peu près complètement sans oxyder en même temps une grande quantité de fer. Ainsi, quoique l'affinage consiste en une série d'oxydations sous le vent d'une tuyère ou par le contact de scories riches en oxyde de fer, et de réductions au contact du charbon, le poids du fer scorifié est six, huit et dix fois plus considérable que le poids des matières qu'il s'agit de séparer. On ne voit pas immédiatement en quoi l'air chaud peut être avantageux pour cette partie de l'opération.

Le forgeage ayant pour but d'abord d'extraire de la loupe les scories interposées, et ensuite de donner au fer les dimensions et la forme voulues, la chaleur ne saurait être trop élevée pendant cette partie du travail, tant pour diminuer le déchet que pour accélérer et faciliter l'opération : on conçoit bien l'emploi de l'air chaud ; aussi a-t-on fait des essais pour employer l'air froid pendant l'affinage, et l'air chaud pendant le forgeage. Nous avons rapporté plus haut les résultats de ces essais, nous nous bornons ici à les résumer.

1° L'air chaud, pendant l'affinage proprement dit, produit le plus souvent une allure froide ; l'opération est longue, parce que la fonte reste trop liquide ; la tuyère et la sole sont rapidement détruites. Dans une seule usine, à Rübeland, on a pu continuer le travail sans rien changer au montage du feu.

2° Dans toutes les autres, on a modifié ce montage dans le même sens que pour une fonte grise

très-difficile à affiner, c'est-à-dire qu'on a diminué la profondeur du feu, l'inclinaison de la tuyère, et quelquefois la distance de la warme au contre-vent. On parvient ainsi à opérer presque aussi promptement qu'à l'air froid; mais la sole continue à être attaquée rapidement; on y remédie, dans quelques usines, en la rafraîchissant par dessous par un courant d'air. Cette disposition abrège encore l'opération en permettant de rapprocher deux soulèvements consécutifs. En affinant à l'air chaud, on fait un emploi plus fréquent de scories riches et de battitures.

3° Le cinglage de la loupe et le forgeage des lopins sont accélérés.

4° La production hebdomadaire a le plus souvent un peu diminué. A Ludwigshütte, elle a au contraire un peu augmenté, parce que la durée de l'affinage est restée la même, et la durée du forgeage a été réduite. Le même résultat a été obtenu à Rothehütte dans le feu où on affine à l'air froid, et où on avale et on forge à l'air chaud.

5° L'économie de combustible a été variable, quelquefois presque insignifiante. Elle a été de 10 à 12 p. 0/0 à Rothehütte et à Elend; elle s'est élevée à 23 p. 0/0 à Ludwigshütte.

6° Le rendement de la fonte a paru en général un peu plus fort. Cependant il a été moindre à Königshütte. Dans les autres usines, il a augmenté de 1, 2, 3 p. 0/0, et de 7 p. 0/0 à Ludwigshütte.

7° La qualité du fer a été à peu près la même, plutôt un peu détériorée qu'améliorée. A Ludwigshütte, on admet que le fer est un peu plus dur; à Rothehütte, on a reconnu que les barres supportaient moins bien l'épreuve que celles provenant d'opérations à l'air froid.

En résumé, les résultats de l'emploi de l'air chaud dans le feu d'affinerie ne paraissent pas avoir une aussi grande importance que ceux obtenus dans le haut-fourneau. Si on avait à établir un appareil pour chauffer l'air, il faudrait le disposer de manière à pouvoir donner à volonté l'air chaud ou froid: on pourrait alors espérer de voir diminuer le déchet et la consommation de combustible sans diminuer, ou même en augmentant un peu la production journalière.

*Note sur l'emploi de la vapeur d'eau.*

L'effet que produit la vapeur introduite avec de l'air dans un foyer à haute température, n'a pas été encore bien étudié. On a fait des expériences d'où on avait conclu qu'il en résulte une augmentation de température dans ce foyer. Ces expériences ont consisté à alimenter, par un mélange d'air et de vapeur d'eau, un feu de coke au-dessus duquel était une chaudière contenant de l'eau. On a observé que, pour une même quantité d'air lancée sur le coke, l'eau arrivait plus vite à l'ébullition, ou bien il y avait plus d'eau vaporisée dans un temps donné quand l'air était mélangé de vapeur d'eau, que lorsqu'il était sec. Cela s'explique par cette circonstance, que l'eau a été décomposée par le charbon; que l'hydrogène, mis à nu, se trouvant au milieu d'un mélange d'acide carbonique, d'oxyde de carbone et d'oxygène, a brûlé en reformant de l'eau, il en est résulté simplement que le combustible a brûlé avec plus de flamme, comme s'il eût été plus riche en hydrogène. Cette expérience est intéressante en ce qu'elle laisse entrevoir la possibilité de brûler avec avantage, sur la grille, des houilles à courte flamme, et peut-

être même de l'anthracite ; mais elle semble montrer en même temps que la vapeur d'eau ne convient pas là où il faut une température élevée concentrée dans un petit espace, par exemple, dans le haut-fourneau, où pourtant on en a, dit-on, retiré de grands avantages. Ces avantages sont, du reste, fort douteux, puisque son emploi n'a été que momentané.

Dans le feu d'affinerie on a bientôt reconnu qu'il ne fallait pas l'employer pendant le forgeage, nouvelle preuve qu'elle produit plutôt un abaissement qu'une élévation de température. Pendant l'affinage, comme une très-haute température n'est pas nécessaire, la vapeur d'eau peut être employée ; cependant si elle ne produisait d'autre effet que d'augmenter l'intensité de la flamme, elle serait peut-être plus nuisible qu'utile, à moins qu'on ne tirât parti de cette flamme pour quelque usage. Mais il paraît qu'elle est en outre un agent qui favorise l'affinage et le rend sinon plus prompt, au moins plus complet. Il paraît que le soufre en particulier est enlevé à la fonte plus complètement par la vapeur d'eau que par l'air, car on a remarqué une amélioration dans la qualité du fer, en opérant sur de la fonte provenant de minerais sulfureux.

En résumé, les résultats obtenus à l'usine de Silberaalerhammer ont été les suivants :

- 1° Augmentation de 3,6 dans le rendement de la fonte (en comparant le travail à l'air froid au travail à l'air chaud avec vapeur d'eau) ;
- 2° Économie de combustible 2,23 p. 0/0 ;
- 3° Qualité du fer améliorée, fer plus tenace ;
- 4° Production hebdomadaire sensiblement la même dans les deux cas.

## NOTE

*Sur les méthodes employées par MM. Plattner et Harkort pour les essais quantitatifs au chalumeau ;*

Par M. LE CHATELIER, Aspirant-Ingénieur des mines.

L'art des essais au chalumeau, déjà porté à un si haut degré de perfection par M. Berzélius, a reçu depuis plusieurs années des perfectionnements importants. M. Plattner, essayeur en chef des usines de Freyberg, guidé par les premières recherches de son compatriote Harkort, est parvenu à faire, d'une manière simple et expéditive, des essais quantitatifs d'argent, de plomb, de cuivre et d'étain ; ses procédés sont maintenant d'un usage général à Freyberg, et on les regarde comme plus exacts que les procédés ordinaires de la voie sèche ; on les emploie dans les laboratoires où les essais par voie sèche sont répétés souvent, et où ils sont toujours l'occasion d'une assez grande perte de temps et de combustible. Cette note est destinée à faire connaître d'une manière succincte les instruments et les opérations nécessaires pour ce genre d'essais ; elle est extraite en entier d'un ouvrage de M. Plattner, intitulé : *Die Probir-kunst mit dem Löthrohre oder anleitung*, etc., et publié à Leipzig, en 1835.

Le chalumeau, Pl. IX, fig. 1, est construit exactement sur le modèle du chalumeau de Gahn, adopté par M. Berzélius. On se sert de trois sortes de bouts, les uns en platine, les autres en laiton.

Ceux qui ont la plus petite ouverture et qui sont exécutés en platine, servent seulement pour les analyses qualitatives; ceux de la deuxième sorte sont en laiton, ils servent pour les essais qualitatifs qui exigent une forte flamme oxydante, et pour fondre les essais quantitatifs d'argent, d'or et de cuivre, enfin pour la coupellation du plomb d'œuvre obtenu de ces deux premiers genres d'essais, et pour le grillage des minerais de cuivre, de plomb et d'étain; les derniers, également en laiton et qui sont les plus larges, servent pour les essais de plomb et d'étain. Pour éviter la fatigue des muscles des joues, on a garni l'embouchure d'un pavillon en corne *c*, *fig. 1*; on l'applique entièrement sur les lèvres, légèrement entrouvertes pour donner passage à l'air.

La lampe à huile ne diffère pas essentiellement de celle que M. Berzélius a décrite dans son Traité du chalumeau. Le charbon qu'on emploie comme support est le charbon de sapin.

Pour fondre les verres colorés on se sert d'un fil de platine court *A*, dont on engage l'extrémité dans une petite virole en cuivre *B*, portée par un manche en corne, et qu'on maintient au moyen d'une petite vis de pression. Ce manche en corne (*fig. 2*) est creux intérieurement et formé de deux pièces réunies à vis; cette cavité forme un étui dans lequel on met une provision de fils de rechange. Ce manche en corne est plus facile à manier entre les doigts que le fil lui-même et facilite beaucoup les opérations.

Les feuilles de platine, les tubes de verre, ouverts ou fermés, ne présentent rien de particulier. Pour les essais quantitatifs, au lieu de placer immédiatement la matière à essayer sur le charbon

ou dans les creusets, on l'enveloppe dans un petit papier imprégné de soude qui résiste à la première impression du feu, et qui lui permet de s'agglomérer avant qu'il puisse s'en échapper des parcelles entraînées par le jet de flamme. On se sert de papier à lettre que l'on coupe en petits rectangles et que l'on trempe dans une dissolution de carbonate de soude, renfermant, pour une once d'eau,  $\frac{1}{5}$  once de carbonate de soude exempt de sulfate; on les fait ensuite sécher à l'air. Enfin, comme support on emploie encore de la brasque formée de 7 parties de charbon fin et 1 d'argile. On fait un mélange intime avec de l'eau de ces deux matières, qu'on doit prendre aussi divisées que possible; on fait sécher la pâte et on l'emploie en l'humectant pour brasquer les petits creusets dans lesquels on fait les essais de plomb et d'étain.

Les essais quantitatifs exigent l'emploi de plusieurs instruments, que l'on a cherché à rendre aussi portatifs que possible.

1° On a besoin d'une petite balance qui soit sensible depuis 2 grammes jusqu'à  $\frac{1}{10}$  de milligramme (1). Cette balance, que la *fig. 3* représente en perspective, se démonte facilement et se met dans une boîte qui lui sert de support lorsqu'elle est montée; la boîte n'a que 10 pouces de long sur 6 pouces de large.

La colonne qui supporte la balance est formée de deux tiges de laiton, qui se vissent l'une sur l'autre et sur le couvercle de la boîte; elle porte à la partie supérieure une petite potence *cd*, fixée

(1) Le gramme est maintenant l'unité de poids de tous les chimistes allemands.



par une vis de pression. Cette potence est attachée à une virole qui peut glisser sur la tige en laiton et qui peut y être fixée à différentes hauteurs par la vis de pression ; elle forme à son extrémité une gaine carrée dans laquelle glisse librement une tige de laiton, également carrée, suspendue à un fil de soie *cde* ; à cette tige est attachée, par un goujon à tête, la pièce *ab*, qui porte le fléau de la balance ; au point de suspension, la pièce *ab* peut se mouvoir dans deux plans perpendiculaires, et, par suite, sollicitée par le poids du renflement inférieur, elle se place toujours verticalement ; les plateaux en acier qu'elle porte, sur lesquels on pose les couteaux, sont toujours horizontaux, que la colonne soit verticale ou non. Le pinceau *f*, en poils très-doux, et porté par une virole enfilée sur la colonne, sert à amortir le mouvement que prend la pièce de suspension *ab* ; enfin le fil *cde*, qui vient s'enrouler sur le bouton placé sur le devant de la boîte, permet à chaque pesée de soulever et de laisser retomber les plateaux sur le couvercle de la boîte. Un examen attentif de la figure fera, du reste, suffisamment comprendre tous les détails d'assemblage (1). La boîte renferme en outre des poids en argent depuis 1 gramme jusqu'à 1 milligramme, et en plume de 1 milligramme à  $\frac{1}{10}$  de milligramme ; une pince en laiton, une petite cuiller en ivoire, une cuiller en laiton pour mettre les matières dans la balance, et un pinceau pour nettoyer ces différents objets. Une balance ainsi disposée

(1) Cette balance et les principaux instruments qui restent à décrire, sont déposés à l'École des mines de Paris.

dans sa boîte, sans les poids, coûte à Freyberg 45 francs, et avec ses poids 63 francs. Pour les minerais ou les produits d'usines pauvres, les essais d'argent donnent des boutons d'argent trop petits pour être pesés sur ces balances ; pour ce cas, Harkort a eu l'idée de se servir d'une petite échelle en ivoire qui permet d'évaluer, avec une exactitude suffisante, le poids des boutons d'argent, même lorsque les matières renferment encore au-dessous de  $\frac{1}{10}$  d'once au quintal. La construction de cette échelle est basée sur ce principe que les *poids des petits grains d'argent*, sensiblement sphériques ou du moins de figure semblable, sont entre eux comme les cubes de leurs diamètres. Pour construire l'échelle on prend une petite lame d'ivoire bien plane, *fig. 4* (grandeur naturelle), et on trace deux lignes parallèles ; dans l'intervalle on trace deux lignes aussi fines que possible *ab* et *ac*, qui viennent converger au point *a*, sous un angle très-aigu. Pour graduer l'échelle, on prend un minerai d'argent qui donne à la coupellation un bouton d'argent très-net et renfermant de 3 à 4 p. 0/0 d'argent, on répète au chalumeau plusieurs coupellations, et lorsqu'on a obtenu un bouton bien rond et bien net, on le choisit pour point de départ ; on détermine exactement son poids en pesant tous les boutons obtenus successivement et ensemble, et si l'on veut en répétant d'autres essais sous la moufle sur de plus grandes quantités de minerai ; lorsque son poids est ainsi exactement connu, on le porte sur l'échelle, et on trace les deux lignes *ab* et *ac*, de manière qu'elles puissent l'envelopper vers leurs parties supérieures ; on le prend alors avec des pinces fines, et, se plaçant au-des-

sus avec une loupe, on arrive par tâtonnement à le placer tangent aux deux lignes; en répétant plusieurs fois cette opération on arrive à déterminer exactement le point de contact, on le marque sur la plaque et on divise l'intervalle compris entre ce point et le point *a*, en un certain nombre de parties égales, en 50, par exemple, et on écrit en regard du n° 50 la teneur en argent du minerai, soit 122<sup>loths</sup>,5 au quintal, ou 3,48011 p. o/o. Il est bien entendu que dans les essais d'argent on devra toujours prendre, pour faire les essais, le poids de matière qui a servi à faire la graduation; à Freyberg on prend le quintal des essais au chalumeau, qui se divise en 22 marcs (chaque marc 32 loths), et qui pèse exactement 1 décigramme. Cela fait, par un calcul bien simple, on arrive à déterminer la proportion d'argent renfermée dans les minerais qui donnent des boutons s'intercalant exactement entre les deux lignes convergentes sur chacune des divisions, et on les écrit en regard. Pour dresser cette table, en désignant par *L* la longueur de l'échelle, par *l* la distance de la *n*<sup>e</sup> division au point *a*; par *D* le diamètre du bouton normal, et *d* celui du bouton correspondant à *n*; par *P* et *p* les poids correspondants, ou mieux les richesses correspondantes, on a :

$$d : D :: l : L. \text{ D'un autre côté on a : } p : P :: d^3 : D^3, p = P \frac{d^3}{D^3} = P \frac{l^3}{L^3} = l^3 \frac{P}{L^3}.$$

Lorsque le bouton vient toucher à la fois les deux lignes entre deux divisions, on évalue à l'œil ou on mesure la distance au trait immédiatement inférieur, et on détermine la partie proportionnelle comme dans le calcul des logarithmes. Pour l'échelle de la *fig. 4*, il est facile de calculer les

teneurs en centièmes; puisque l'essai est fait sur 100 milligrammes et que 1 milligramme = 35<sup>loths</sup>,2 exactement, il suffit de diviser tous les nombres inscrits sur l'échelle par 35,2.

La même échelle ne peut pas servir immédiatement pour les essais d'or, parce que les boutons sont plus sphériques que ceux d'argent; on ne peut pas déterminer immédiatement la richesse des minerais, d'après le rapport des densités; il faut préparer un petit bouton d'or pur qu'on porte sur l'échelle et pour lequel on fait une nouvelle graduation; mais les essais d'or sont trop rares pour qu'il y ait une grande utilité à construire la nouvelle échelle.

2° Il faut plusieurs *forets* pour creuser des trous dans le charbon; il suffit d'en avoir trois de dimensions différentes. Le premier (*fig. 5*) a une forme pyramidale évasée; il sert à faire dans le charbon des trous cylindriques, pour fondre les essais d'argent, d'or et de cuivre; il est quadrangulaire, et formé de deux tranchants qui se coupent à angle droit; son diamètre inférieur est de  $\frac{1}{2}$  de pouce, il est engagé dans un manche en bois, et maintenu par une virole en laiton. Le deuxième (*fig. 6*) sert à faire des trous plus grands, d'une forme elliptique, pour le grillage de certaines substances avant l'essai quantitatif, et pour fondre les essais de plomb et d'étain. Le diamètre supérieur est de  $\frac{2}{3}$  de pouce, et la longueur de  $\frac{3}{4}$  de pouce. Le troisième, représenté *fig. 7*, est le plus petit, il n'a pas de manche; il est formé par deux tranchants à angle droit de  $\frac{3}{10}$  de pouce de large; il sert à percer de petits trous cylindriques; l'autre extrémité, qui est en forme de spatule et tran-

chante, sert à creuser des trous peu profonds pour les analyses qualitatives.

3° Pour les coupellations, il faut une *petite capsule en fer* pour supporter les coupelles, avec un *moine* pour les fabriquer et un *support* pour tenir la capsule. On doit avoir deux capsules, A et B, et deux moines, C et D, pour faire des coupelles de deux grandeurs (*fig. 8*). Le support a son manche en bois, il est représenté (*fig. 9*).

4° La pièce la plus importante est un *porte-charbon* (Kohlenhalter), représenté (*fig. 10*). A représente sa face antérieure, et B et B' l'une des faces latérales; C est la coupe perpendiculaire à cette face. Il présente la forme d'un cube en tôle, vide à l'intérieur, et ouvert par ses deux faces supérieure et inférieure; la face B est percée d'un trou *a* et d'une fente *b* qui servent à l'introduction de la flamme. Le charbon C, qui remplit à peu près sa capacité intérieure, est maintenu par la plaque *d* que pousse une vis de pression *c*, engagée dans l'écrou *f*, et garnie d'un manche en bois *e*, qui sert en même temps de support à l'instrument. Une plaque *h*, qui peut se rabattre en *h'*, sert à fermer la fente *b*, de manière à laisser libre l'ouverture *a* seulement; pour la clarté du dessin, cette plaque est supposée enlevée sur la *fig. B*. Enfin une petite douille *k* sert de point de suspension à l'extrémité d'un petit fil de platine façonné en anneau (*fig. 11*), et servant de support aux petites capsules de porcelaine qu'on introduit dans cet appareil. Ce fil de platine est désigné par les lettres *l m n*, sur la *fig. B*; il passe par une fente *i*, tracée verticalement sur la face antérieure. Chaque face du porte-charbon a 1 pouce  $\frac{3}{8}$  de large et 1 pouce  $\frac{1}{2}$  de haut. L'appareil

est complété par une petite feuille mince de platine figurée en élévation, de face et de côté, sur les *fig. B* et *C*, et désignée par la lettre *c* sur la *fig. 11*. Elle se recourbe en crochet à la partie supérieure et se suspend à l'anneau de platine; elle est opposée au trou d'introduction de la flamme et sert à réverbérer la chaleur sur la capsule. On verra plus loin comment le charbon et les capsules sont disposés pour les opérations.

5° Pour les essais d'or et d'argent, on se sert de plomb d'œuvre granulé, d'un grain très-fin et uniforme; on le prépare en prenant du plomb granulé, et le passant à travers un petit crible en laiton (*fig. 12*) percé de trous de la grosseur d'une épingle. Dans ces essais, il n'est pas nécessaire de peser exactement le plomb d'essai: il suffit d'avoir son poids à quelques milligrammes près; on le mesure au volume. Pour cela, on se sert d'un petit tube de verre dans lequel s'introduit un petit cylindre en bois (*fig. 13*) gradué; les divisions s'obtiennent facilement en introduisant dans le tube des poids déterminés de plomb d'essai; elles indiquent les poids correspondant aux différents volumes de ce réactif lorsqu'il remplit le tube jusqu'à son orifice supérieur.

6° Pour opérer sur les substances pesées sans en perdre, on les enveloppe, comme on l'a déjà indiqué, dans un papier imbibé de carbonate de soude; pour cela, on fabrique une petite cartouche en enroulant le papier A sur un mandrin en bois B (*fig. 14*); dans le tube ainsi fermé, on verse la substance, et on ferme la cartouche à la partie supérieure; on la renverse en l'appuyant sur un corps dur, on enlève le mandrin, et on ferme l'autre extrémité.

7° Pour l'essai quantitatif des métaux, pour le grillage et la réduction du plomb et du zinc dans les minerais ou autres substances, on se sert de petites capsules d'argile qu'on prépare de la manière suivante : on commence par faire une pâte d'une certaine consistance avec de l'argile réfractaire réduite en poudre très-fine et avec de l'eau ; on prend un moule en bois tourné A (*fig. 15*), de  $\frac{7}{8}$  de pouce de large et  $\frac{7}{16}$  de pouce de profondeur ; on passe, sur sa surface intérieure, un pinceau légèrement imbibé d'huile ; on applique au centre une bande de papier de 3 pouces de long et  $\frac{1}{4}$  de pouce de large, et on place sur son milieu une petite boule d'argile fraîche d'environ  $\frac{1}{2}$  pouce de diamètre, et on l'assujettit en la pressant avec les doigts. On tient avec une main le moule solidement appuyé sur un support horizontal, et avec l'autre on applique sur l'argile un mandrin en bois B dont la convexité présente la même forme que la concavité du moule, mais dont les dimensions sont de  $\frac{1}{32}$  plus petites. L'argile en excès s'échappe sur les côtés, et, en tournant légèrement le mandrin, on l'enlève facilement ; on coupe les bords saillants de la capsule au niveau du moule, et, en saisissant de chaque main l'une des extrémités de la bande de papier, on l'enlève avec précaution. On doit mettre tous ses soins à donner à la capsule une même épaisseur dans toutes ses parties ; on arrive ainsi, avec de l'exercice, à faire des capsules qui n'ont que  $\frac{1}{32}$  de pouce d'épaisseur ; on conçoit du reste qu'il faut les faire aussi minces que possible. On les dessèche avec précaution, et on les fait cuire sous la moufle ou dans un creuset de platine chauffé sur la lampe à alcool.

8° Pour les essais de plomb, on a souvent besoin de petits creusets d'argile plus profonds que les capsules. On les fabrique facilement avec un instrument en fer composé d'une nonne et d'un moine ; la nonne est formée de deux parties maintenues solidement dans un anneau ; le moine A (*fig. 16 et 16 bis*) présente, à sa partie inférieure, la forme d'un demi-ellipsoïde de révolution, dont la base s'appuie sur un anneau d'un diamètre un peu plus grand ; il est percé de 4 trous *a*, qui permettent à l'argile en excès de s'échapper ; les dimensions sont  $\frac{3}{4}$  de pouce pour le diamètre de la base, et  $\frac{5}{8}$  de pouce pour la hauteur de l'ellipsoïde. Les dimensions de la nonne sont de  $\frac{7}{32}$  de pouce plus grandes, pour former l'épaisseur du creuset. La nonne est formée de deux parties symétriques B, B, qui s'appliquent exactement l'une contre l'autre. Sur le plan de contact des deux parties, elle présente une échancrure *b*, qui se remplit d'argile, et détermine deux saillies qui empêchent le creuset de rester adhérent au moine, que l'on enlève en lui donnant un mouvement de rotation autour de son axe. L'anneau C est de forme conique à l'intérieur, et sa surface inférieure se raccorde exactement avec celle de la nonne. Pour façonner le creuset, on prépare avec les doigts de petites boules avec de l'argile réfractaire en pâte consistante ; on les laisse sécher à l'air jusqu'à ce qu'elles aient assez de consistance pour n'être plus que difficilement écrasées entre les doigts. On passe, sur les surfaces de la nonne et du moine, un pinceau fin très-légèrement imprégné d'huile ; on place la nonne dans l'anneau, et on les appuie sur un support horizontal élastique, par exemple, sur un morceau de drap plié en

plusieurs doubles. On applique au fond une boulette d'argile, et on enfonce le moine en le frappant verticalement avec un maillet de bois, jusqu'à ce que son bord saillant vienne s'appliquer exactement sur la partie correspondante *d* de la nonne; l'argile en excès s'échappe par les trous *a*. On enlève le moine en le tournant; on sort la nonne de l'anneau, on sépare les deux parties, et on enlève le creuset avec soin. On achève le creuset en coupant avec un canif les deux oreilles moulées dans les cavités *b, b*; on les sèche ensuite, et on les fait cuire comme les capsules.

9° Enfin il est nécessaire d'avoir une petite scie à main pour tailler le charbon en parallépipède.

*Réactifs.* Indépendamment des réactifs indiqués par M. Berzélius dans son traité de l'emploi du chalumeau, M. Plattner emploie les réactifs suivants :

- Le sulfate neutre de potasse;
- Le bisulfate de potasse;
- Le sel ammoniac;
- Le carbonate d'ammoniaque;
- L'oxalate d'ammoniaque;
- Le nitrate d'argent;
- Le chlorure double de sodium et de platine;
- Le sulfate de cuivre;
- Le nitrate de plomb;
- L'oxalate de nickel;
- L'argent en feuilles;
- L'acide nitrique;
- L'acide hydrochlorique;
- L'acide sulfurique;
- L'acide acétique;
- La potasse caustique;

- L'ammoniaque caustique;
- L'hydrosulfate d'ammoniaque;
- L'alcool absolu.

Ces différents réactifs servent surtout pour les essais qualitatifs; ils doivent être préparés avec soin. Pour les essais quantitatifs, le plomb d'œuvre est l'un des plus importants; on doit le prendre aussi fin que possible; on peut le granuler par le procédé indiqué dans le Traité des essais par la voie sèche de M. Berthier, t. I. On peut encore le préparer en le précipitant d'une dissolution de nitrate de plomb par le zinc métallique, c'est le moyen le plus commode et qui donne le plomb le plus pur et le plus divisé.

ESSAIS QUANTITATIFS.

*Essais d'argent.* — On pèse, sur la balance précédemment décrite, 1 quintal (1 décigramme) de la substance à essayer, réduite en poussière très-fine. On la mélange avec  $\frac{1}{2}$  ou 1 partie en poids de borax fondu, suivant son degré de fusibilité. On ajoute ensuite la quantité de plomb d'œuvre nécessaire; elle varie de 7 à 12 quintaux pour les substances qui renferment de 12 à 84 p. 0/0 de cuivre; pour les substances qui renferment environ 50 p. 0/0 de cuivre, de cobalt et de nickel, on prend 10 quintaux. Ce plomb d'œuvre est mesuré au volume, comme on l'a indiqué plus haut. On mélange le tout avec soin, et on l'introduit dans une petite cartouche en papier imprégné de carbonate de soude. On fond ce mélange sur le charbon, en introduisant la cartouche dans une cavité creusée avec le foret (*fig. 5*); on fond au feu de réduction, et lorsqu'on a amené la scorie à un état de liquidité complète, on

chauffé quelque temps au feu d'oxydation pour oxyder le soufre, l'arsenic et les métaux plus oxydables que le plomb, et purifier l'alliage de plomb et d'argent. On peut avec avantage commencer par griller la substance sur le charbon avant de la fondre avec le borax et le plomb. On laisse refroidir le bouton de plomb sur le charbon, et on le soumet ensuite à la coupellation. On remplit de poussière de cendre d'os la petite capsule en fer représentée *fig. 8*, et on la tasse avec un mandrin en bois qui forme la coupelle; avant de se servir de la coupelle, il faut avoir soin de la faire rougir pour chasser complètement l'humidité.

L'opération n'est qu'un diminutif de la coupellation ordinaire; elle présente à peu près les mêmes apparences, et doit être conduite avec les mêmes précautions. Il convient de la partager en deux périodes, en opérant dans deux coupelles différentes: l'une est la *coupellation* proprement dite, pendant laquelle on concentre l'argent dans le plomb d'œuvre; la seconde est le *raffinage*, qui laisse un bouton d'argent très-net que l'on pèse, ou bien que l'on porte sur la règle graduée qui sert à estimer son poids d'après son diamètre. Pour les substances riches, on doit faire en sorte que le bouton d'argent renferme encore environ 1 partie de plomb pour 7 d'argent. Pour le raffinage, il faut façonner avec soin la coupelle, et faire en sorte qu'elle ne présente pas de fentes, et qu'elle soit parfaitement desséchée. Lorsque le bouton d'argent conserve des dimensions un peu notables, on observe l'éclair, et on juge facilement de l'instant où finit l'opération. Telle est la marche de l'opération dans le cas le plus général; la connaissance des procédés ordinaires du laboratoire

suffit pour apprendre comment il faut les modifier dans les cas particuliers qui peuvent se présenter.

*Essais d'or.* — Les essais de substances aurifères non argentifères se font comme ceux d'argent. Pour les substances qui sont en même temps argentifères, comme cela a lieu dans presque tous les cas, on fait l'essai ordinaire, mais on le répète un assez grand nombre de fois, et on refond tous les boutons en un seul. On fait ensuite le départ, et on pèse immédiatement le résidu, ou bien on le rassemble en le repassant sur la coupelle avec un peu de plomb d'œuvre.

*Essais de cuivre.* — Il convient de diviser les substances cuivreuses à essayer en deux classes: la première comprend les minerais, minéraux et produits d'usines qui renferment le cuivre à l'état d'oxyde, ou combiné avec des substances volatiles; la seconde comprend les alliages dans lesquels le cuivre entre, soit comme élément principal, soit comme élément accessoire.

Pour les matières de la première classe, la première opération à exécuter est un grillage, lorsque le cuivre ne s'y trouve pas renfermé à l'état d'oxyde. On prend 1 quintal d'essai (1 décigramme), et on le mêle intimement dans le mortier d'agate avec 3 fois son volume de poussière de charbon pure et desséchée, ou 20 à 25 milligrammes de graphite, qui convient mieux que le charbon, surtout pour les substances arsenicales; on introduit ce mélange dans une petite capsule enduite, par frottement, de sanguine, pour empêcher l'adhérence. On dispose, dans le porte-charbon décrit ci-dessus, un prisme de charbon qui en remplisse presque entièrement la capacité; on y fait, avec un

foret, une cavité comme le représentent les *fig.* 10 B et C, et sur le côté on pratique une fente verticale. On dispose dans la cavité le support et le réflecteur de platine; on pose ensuite avec soin la capsule sur le fil de platine, dans une position horizontale. On dirige la flamme oxydante du chalumeau par la fente dans l'espace vide au-dessous de la capsule, et on porte au rouge les parois de la cavité et la capsule elle-même; on souffle avec précaution pour éviter de friter la matière et d'entraîner la poussière. Lorsque tout le charbon est brûlé, on enlève la capsule, on verse la matière dans le mortier d'agate, et on la porphyrise; on la mélange encore avec 3 fois son volume de poussière de charbon, et on fait un nouveau grillage; on répète cette opération jusqu'à ce que le grillage soit complet, ce qu'on reconnaît facilement à l'odorat. En employant le graphite, on prévient mieux la formation des sulfates et des arseniates, et on a ainsi moins d'opérations à répéter.

Pour la réduction du cuivre, on mélange la matière grillée provenant d'un quintal de la substance essayée avec 1 quintal de soude et  $\frac{1}{2}$  quintal de borax vitrifié; la soude sert à la réduction du cuivre et des autres métaux facilement réductibles; le borax sert de dissolvant aux oxydes difficilement réductibles et aux parties terreuses. On introduit le mélange dans une cartouche de papier imprégné de soude, et on le fond immédiatement sur le charbon. On lance fortement sur la matière la flamme de réduction, et on arrive ainsi quelquefois à réunir le cuivre en un seul bouton; mais il reste le plus souvent dispersé en grenailles dans la scorie; on enlève

alors avec soin cette scorie, on l'écrase sous le marteau, et on en sépare le cuivre métallique par le lavage dans une petite capsule de porcelaine. Lorsque le cuivre est d'une belle couleur et malléable, on le pèse immédiatement; sinon il faut le refondre avec  $\frac{1}{2}$  quintal de plomb d'essai et un peu de soude et de borax; on obtient un alliage qu'on traite comme on l'indiquera plus bas. Lorsque la matière renferme des sulfates terreux (gypse et baryte sulfatée), on obtient le cuivre en totalité ou en partie à l'état de matte, et on le refond avec 2 fois son poids de plomb d'essai. Lorsqu'avec le cuivre se trouvent d'autres métaux facilement réductibles, on obtient un alliage qui rentre dans la seconde classe des matières cuivreuses.

Pour les matières oxydées qui ne renferment pas de matières volatiles, on fond 1 quintal de la matière avec 100 milligrammes de soude et 50 milligrammes de borax; et, lorsqu'il y a plus de 30 p. o/o de cuivre, avec 10 à 20 milligrammes d'oxyde antimonié, ou 50 milligrammes de plomb d'essai. Le borax sert de fondant, et lorsqu'il n'y a pas d'oxydes scorifiables, il empêche la soude de s'imbiber dans le charbon. L'antimoine, après la réduction, et le plomb d'œuvre, servent à prévenir les pertes mécaniques de cuivre en rassemblant le métal qui reste pulvérulent. Pour le sulfate de cuivre, il est bon de le dissoudre préalablement dans l'eau, et de le précipiter par la potasse; on se débarrasse du soufre qui, sans cela, serait toujours retenu en partie par le cuivre métallique.

Les matières de la seconde classe exigent des

procédés particuliers. M. Plattner a reconnu que le plomb pouvait être séparé du cuivre par l'acide borique sans perte sensible de ce métal. L'oxyde de plomb a la propriété de rester dissous dans l'acide borique sur le charbon, soit au feu de réduction, soit au feu d'oxydation; le cuivre, au contraire, se trouve protégé contre l'oxydation, et s'il s'oxyde en partie, il peut être facilement réduit; les autres métaux, lorsqu'ils sont en petite quantité, passent aussi dans la scorie. Toutefois, les alliages du cuivre avec l'antimoine et l'étain exigent l'emploi d'un autre procédé. On doit distinguer plusieurs cas.

1° Lorsqu'on doit essayer un alliage de cuivre et de plomb dans lequel le cuivre domine, et c'est à ce cas-là qu'on doit ramener les autres cas, on creuse dans le charbon une cavité d'au moins  $\frac{3}{16}$  de ponce de profondeur, et  $\frac{3}{8}$  de ponce de largeur. On commence par fondre en une seule perle, dans cette cavité, un poids d'acide borique vitrifié à peu près égal à celui du culot d'alliage; on place à côté le bouton métallique, et on les recouvre tous deux par une flamme de réduction; lorsque l'acide borique est refondu, on enfonce peu à peu le chalumeau, de manière à produire un jet de flamme bleue qu'on dirige sur l'acide borique seulement, de manière à laisser le bouton métallique découvert; celui-ci doit en même temps rester d'un côté en contact avec le fondant, et de l'autre avec le charbon. Pendant cette opération, le plomb s'oxyde et vient sensiblement s'imbiber dans le verre. Lorsque presque tout le plomb est oxydé, le bouton métallique paraît prendre une couleur d'un bleu verdâtre; au mo-

ment où on le remarque, on laisse la flamme s'étendre davantage sur le verre, afin de ralentir l'oxydation du plomb, et d'éviter celle du cuivre. Lorsqu'enfin le cuivre fondu a complètement pris la couleur bleu-verdâtre qui lui est propre, on laisse refroidir, et on enlève le bouton avec une pince pendant que la scorie est encore visqueuse. Si la couleur de la scorie tire sur le rouge, il s'est dissous du cuivre dans l'acide borique; pour le séparer, il suffit alors, si le verre n'est pas sursaturé de plomb, de le fondre à un bon feu de réduction; le cuivre se sépare en grenailles que l'on enlève ou que l'on réunit au bouton principal, en le refondant avec le verre. Si le verre était surchargé de plomb, on obtiendrait ainsi du cuivre plombeux qui se réunirait en un seul bouton, et qu'on achèverait de purifier par une nouvelle opération.

2° Lorsque le plomb prédomine, on doit faire d'abord une *concentration* du cuivre. On réunit le plomb cuivreux en un seul bouton en le fondant sur le charbon au feu de réduction. On met ce bouton en contact avec une perle d'acide borique fondu comme précédemment, et on exécute la même opération tant que le contact a lieu, et jusqu'à ce qu'il se montre des grenailles sur le verre fondu; on a séparé ainsi du cuivre la plus grande partie du plomb, et il ne reste plus qu'à exécuter, sur le cuivre plombeux, le raffinage précédemment décrit.

3° Lorsque le cuivre plombeux renferme une proportion notable de fer, de nickel, de cobalt, de zinc et de bismuth, ou lorsque le cuivre est combiné avec ces métaux sans plomb, on a re-



cours au même procédé, qui est une véritable scorification; dans ce dernier cas, et lorsque le plomb est en quantité insuffisante, on ajoute du plomb d'essai en proportion de l'impureté du cuivre. Lorsqu'il n'y a qu'une petite quantité de nickel on ajoute, pour 1 d'alliage,  $1/2$  à 1 de plomb d'essai en poids. Pour les alliages de nickel qui renferment une grande proportion de nickel, par exemple, 80 p. 0/0 de nickel, on ajoute 4 parties de plomb d'essai; et si le bouton de cuivre reste blanc et n'a pas abandonné tout le nickel, on répète l'opération, en ajoutant deux parties de plomb d'essai. S'il passe du cuivre dans la scorie, on le sépare également au feu de réduction, et l'oxyde de nickel, se réduisant beaucoup plus difficilement que l'oxyde de cuivre sous l'influence de l'acide borique, on obtient des grenailles qui ne renferment plus qu'une petite quantité de nickel, et qu'il est facile de purifier par une nouvelle opération.

4° L'alliage de cuivre et d'antimoine est facile à traiter; on chasse ce métal en soumettant l'alliage au feu d'oxydation dans une petite cavité creusée sur le charbon.

5° Pour les alliages d'étain et de cuivre, l'acide borique ne convient pas aussi bien qu'un verre formé de 100 parties de soude,

50 *id.* de borax,

30 *id.* de silice.

On prend environ 60 milligrammes du mélange pour 100 milligrammes d'alliage, et on conduit l'opération à peu près comme l'alliage de plomb et de cuivre. On arrête l'opération lorsque l'émail est saturé d'étain; on reconnaît ce point lorsqu'il

se forme des soufflures et qu'il apparaît à la surface des grenailles d'étain; on laisse refroidir, et on enlève le bouton pendant que la scorie est encore visqueuse, et on recommence immédiatement l'opération avec 60 milligrammes du mélange. Lorsqu'il passe du cuivre dans les scories, on le sépare en soumettant l'émail au feu de réduction pendant environ deux minutes.

*Essais de plomb.* Pour l'essai des matières plumbeuses, il convient d'établir quatre classes.

1° *Matières plumbeuses sulfurées.*

On peut employer deux méthodes différentes. La première consiste à exécuter un grillage préliminaire, en tout semblable à celui qui a été décrit pour les matières cuivreuses. Pour les galènes pures, on doit craindre seulement de voir la matière présenter un commencement de fusion; on l'empêche en la mélangeant avec de la pyrite de fer pure, dans le rapport de 75 à 25 et en exécutant un double grillage. La réduction se fait dans un creuset brasqué; pour un quintal de matière on ajoute 100 milligr. de soude et 25 à 50 milligr. de borax, suivant que la scorie doit être plus ou moins fusible; pour les galènes pures, le borax empêche la scorie de s'imbiber dans le charbon. On mélange avec soin la matière grillée avec la soude et le borax, et on l'introduit dans une petite cartouche imprégnée de carbonate de soude. On place la cartouche dans un petit creuset d'argile brasqué avec de la poussière de charbon et bien desséché; on la recouvre de poussière de charbon, de telle sorte qu'en adaptant une petite capsule d'argile comme couvercle, la capacité intérieure en soit remplie. On place le creuset ainsi recou-

vert sur le support en platine du porte-charbon, en l'assujettissant exactement au milieu de la cavité. On rabat la plaque *h* de manière à fermer la fente *b* (*fig.* 10 B et B'), et on recouvre le charbon par un autre charbon creusé en dôme et percé d'une cheminée au centre, dans les dimensions indiquées par la figure. Lorsque tout est ainsi disposé, on lance la flamme du chalumeau par l'orifice latéral *a*, et on souffle pendant 5 minutes sans interruption. Ce temps est suffisant pour les matières les plus réfractaires. On cesse alors de souffler et on enlève le creuset; lorsqu'il est froid, on fait tomber avec soin le charbon qui recouvre la scorie et on recueille le plomb métallique, qui se trouve ordinairement en grenailles disséminées dans la scorie. Cette méthode convient plus spécialement pour la jamesonite, la bournonite, la zinckénite et les autres minerais du même genre.

Les métaux, qui peuvent être alliés avec le plomb et réduits avec lui dans cet essai, sont l'argent, le cuivre et l'antimoine; les deux premiers se séparent au moyen des procédés indiqués plus haut. Pour l'antimoine, il n'y a pas de moyen sûr en opérant par voie sèche; il est seulement facile de reconnaître sur le charbon, au feu d'oxydation, la présence de ce métal.

La seconde méthode consiste à désulfurer par le fer. On introduit dans un petit creuset d'argile un quintal de la matière porphyrisée, on place dessus un morceau de fil de fer de la grosseur d'une épingle ordinaire et du poids de 50 milligrammes; on ajoute ensuite un mélange de

150	milligrammes de soude,
30	» de borax vitrifié,
20	» d'acide tartrique,

et on recouvre le tout de 50 milligrammes de sel marin décrépité. Le fer opère la désulfuration, la soude et le borax servent de dissolvant aux sulfures métalliques et aux matières terreuses; l'acide tartrique empêche la matière de grimper sur les parois du creuset, et, par son carbone, empêche la scorie, qui renferme ordinairement du sulfure de sodium, d'exercer une action dissolvante sur le plomb métallique; enfin le sel marin par sa fluidité et par la propriété qu'il possède de ne pas se combiner avec la scorie, sert à recouvrir la masse fondue, et facilite la réunion des grenailles en un seul culot. On place avec soin le creuset dans le porte-charbon, toutefois sans ajouter le réflecteur en platine, et sans recouvrir le creuset d'une capsule en argile; on recouvre le tout d'un charbon percé d'une cheminée, comme on l'a indiqué précédemment. Une insufflation de 4 à 5 minutes suffit pour produire la réduction complète. Il est préférable de mettre le fer en un seul morceau par-dessus la matière plombeuse, il se forme moins de grenailles, et le culot est plus facile à détacher.

*2° Matières plombeuses qui renferment le plomb à l'état d'oxyde combiné avec des acides minéraux.*

Pour les matières plombeuses qui ne renferment pas d'autres sels métalliques, et surtout de sulfates, et qui sont dégagées de parties terreuses, on applique, sans modification, la première méthode de réduction indiquée pour les matières sulfurées. On mêle 1 quintal de matière à essayer avec 100 milligrammes de soude et 25 milligrammes de borax.

Lorsqu'il y a des sels métalliques mélangés avec les sels de plomb, il devient nécessaire d'exécuter un grillage préliminaire en tout semblable à celui qui a déjà été décrit. On ajoute alors, à 1 quintal de la matière, après le grillage, 100 milligrammes de soude et 40 à 50 milligrammes de borax.

3° *Matières plombeuses oxydées libres ou combinées avec des sels organiques.*

L'essai des matières de cette classe n'exige aucun détail particulier; il se fait dans un creuset brasqué, avec addition, pour 1 quintal, de 100 milligrammes de soude et 25 à 50 milligrammes de borax, suivant la nature plus ou moins réfractaire des parties étrangères.

4° *Alliages et combinaisons du plomb avec le tellure et le sélénium.*

Parmi ces substances, M. Plattner n'a eu l'occasion d'essayer que le séléniure de plomb. Il a très-bien réussi en employant, pour 100 milligrammes :

30 à 50 milligrammes	de fer.
150	— de soude.
30	— de borax.
20	— d'acide tartrique.
50	— de sel marin.

*Essais d'étain.* Les essais d'étain ne peuvent pas être exécutés avec une exactitude complète par voie sèche seulement, lorsque les matières stannifères renferment d'autres métaux. Il faut exécuter alors une partie des opérations par voie humide.

Lorsque les matières sont sulfurées ou mélangées de sulfures, il faut exécuter un grillage pré-

liminaire par la méthode ordinaire. On les met ensuite en digestion avec l'acide hydrochlorique en excès, et à une température voisine de l'ébullition. On enlève ainsi les oxydes de manganèse, de fer et de cuivre; il ne reste que le fer combiné avec l'oxyde d'étain, car il n'entre guère dans la combinaison que pour 2 ou 3 p. o/o, et comme il passe pour la plus grande partie dans la scorie, il n'en reste plus qu'une trace dans le culot d'étain. Le résidu, purifié par l'acide muriatique, est mélangé avec 100 milligrammes de soude et 25 à 30 milligrammes de borax, et la réduction s'opère dans un petit creuset brasqué, comme pour les matières plombeuses grillées. Lorsque les matières stannifères sont silicatées, il faut porter à 150 milligrammes la dose de soude. L'insufflation dure 8 minutes.

Parmi les alliages, il n'y a que le métal de cloches et de canons qui puisse être essayé avec précision. On sépare l'étain du cuivre, comme on l'a indiqué, en divisant les essais de cuivre au moyen de l'acide borique. On fond ensuite l'émail qui renferme tout l'étain, avec 50 milligrammes de soude, au milieu de la poussière de charbon. L'opération se fait dans un creuset recouvert d'une capsule.

Lorsque les essais au chalumeau doivent être souvent répétés dans un laboratoire, il convient d'alimenter le chalumeau avec un gazomètre rempli d'air; on évite la fatigue et l'on conserve les deux mains libres.

*Nota.* Cette note est destinée à faire connaître en France les procédés ingénieux imaginés par

M. Plattner, et employés avec succès par les chimistes de l'école de Freyberg. Pour connaître à fond la pratique, il est nécessaire de recourir à l'ouvrage de M. Plattner, où toutes les manipulations se trouvent décrites avec un grand détail et une clarté parfaite.

## NOTE

*Sur le parti qu'on peut tirer dans les arts des résidus de la préparation du chlore;*

Par M. EBELMEN, Ingénieur des mines.

Les fabricants de produits chimiques n'ont pas encore cherché à utiliser les résidus de la préparation du chlore, qui consistent, comme on sait, en protochlorure de manganèse, mélangé avec les chlorures des autres bases que renferme ordinairement le minerai, c'est-à-dire avec des chlorures de calcium, de barium et du perchlorure de fer. J'ai fait, à ce sujet, quelques essais qui me paraissent établir la possibilité de tirer un parti avantageux de ces matières.

On sait que le protoxyde de manganèse, précipité d'une dissolution saline par un alcali ou une terre alcaline, se convertit, par le contact de l'air, en un mélange d'hydrate de deutoxyde et de carbonate de protoxyde, mélange qui donnerait, par l'action de l'acide hydrochlorique, une quantité de chlore proportionnelle à l'oxygène qui aurait été enlevé à l'air atmosphérique. La réussite du procédé, sous le point de vue théorique, n'est donc pas douteuse. D'un autre côté, la précipitation du protoxyde de manganèse de sa dissolution hydrochlorique peut se faire très-économiquement au moyen d'un lait de chaux. Il s'agit donc seulement de déterminer si le précipité obtenu peut prendre à l'air assez d'oxygène pour

qu'il devienne avantageux de le redissoudre dans l'acide hydrochlorique.

Le minerai de manganèse sur lequel j'ai opéré est du peroxyde de Cretnick, qui contient 0,88 de peroxyde. 1 gramme essayé par l'acide hydrochlorique et l'acide sulfureux a donné 2<sup>sr</sup>,33 de sulfate de baryte; 1 gramme essayé par l'acide hydrochlorique et la fleur de soufre m'a donné 0<sup>sr</sup>,77 de sulfate de baryte.

Tous les essais qui suivent ont été faits en dissolvant dans l'acide hydrochlorique 2 grammes de minerai, filtrant et évaporant à siccité. Le résidu, repris par l'eau, a été précipité par un lait de chaux provenant de la calcination de 2<sup>sr</sup>,50 de calcaire, qui contiennent un peu plus de chaux qu'il n'en faut pour déplacer complètement l'oxyde de manganèse. Le précipité, lavé deux ou trois fois par décantation, a été exposé à l'air dans une large capsule, en le maintenant constamment humecté et en ayant soin de renouveler souvent les surfaces. La poussière brune obtenue par la dessiccation spontanée du précipité a été traitée par la fleur de soufre et l'acide hydrochlorique, étendu et bouillant; la dissolution s'opère très-facilement. L'acide sulfurique formé a été précipité par le chlorure de barium.

1° Un premier précipité, après trois jours d'exposition à l'air, a donné : sulfate de baryte. 0<sup>sr</sup>,53

2° Un second, traité de la même manière que le précédent, a donné, après huit jours : sulfate de baryte. . . . . 0<sup>sr</sup>,69

3° L'exposition à l'air a duré quinze jours, on a obtenu : sulfate de baryte. . . 0<sup>sr</sup>,68

Si tout le protoxyde de manganèse s'était transformé en deutoxyde, il est évident qu'on aurait

obtenu 0<sup>sr</sup>,77 de sulfate de baryte, puisque la quantité d'oxygène que prend le protoxyde de manganèse pour passer à l'état de deutoxyde est la moitié seulement de celle qui le transformerait en peroxyde : les  $\frac{2}{3}$  environ du protoxyde de manganèse ont donc été transformés en deutoxyde. Les nombres cités tout à l'heure prouvent aussi que, pour la quantité de matière sur laquelle on a opéré, la suroxydation avait atteint sa limite extrême, après huit jours d'exposition à l'air du précipité obtenu.

Pour savoir si la présence d'un excès de chaux caustique facilitait la suroxydation en s'emparant de l'acide carbonique contenu dans l'air, j'ai précipité une dissolution de 2 grammes de minerai, faite comme précédemment, par la potasse caustique. Le précipité, lavé plusieurs fois par décantation, jusqu'à ce que l'eau de lavage n'eût plus la réaction alcaline, a donné, après sept jours d'exposition à l'air, 0<sup>sr</sup>,66 de sulfate de baryte, d'où l'on peut conclure que l'influence d'un excès de chaux sur la formation du deutoxyde est fort peu sensible.

Des expériences qui précèdent on peut déduire cette conclusion : si, après avoir traité par l'acide hydrochlorique une certaine quantité de peroxyde de manganèse, on précipite la liqueur par la chaux, le précipité, après une exposition suffisamment prolongée à l'air libre, pourra fournir, en le traitant de nouveau par l'acide hydrochlorique, les 45 p. o/o de la quantité de chlore primitivement obtenue. Avec un certain poids d'oxyde de manganèse, on pourra donc reproduire des quantités indéfinies de chlore. L'oxyde de manganèse servira d'intermédiaire pour transformer

l'oxygène atmosphérique en son équivalent de chlore. Le rôle de cet oxyde, dans la préparation du chlore, sera tout à fait comparable à celui du deutoxyde d'azote dans la préparation de l'acide sulfurique. On sait que ce gaz ne sert qu'à effectuer la combinaison de l'acide sulfureux avec l'oxygène de l'air, et qu'une quantité quelconque peut suffire théoriquement pour la production d'une masse indéfinie d'acide sulfurique.

L'avantage que peut retirer le fabricant de chlorure de chaux, par le traitement que je viens d'indiquer, dépend évidemment des prix relatifs du minerai de manganèse et de l'acide hydrochlorique. Dans les localités où l'on peut se procurer à bon compte du peroxyde de manganèse et où, au contraire, l'acide hydrochlorique est cher, il est clair qu'il y aurait perte à fabriquer du chlore avec du deutoxyde de manganèse qui consomme, pour la même quantité de produit, une fois et demie autant d'acide hydrochlorique que le peroxyde.

Lorsqu'on connaît la composition d'un minerai, il est facile de déterminer l'économie qu'on obtiendra sur les matières premières, par l'emploi du manganèse *revivifié*. En effet, quelle que soit la nature de ce minerai, on peut diviser en trois classes les matières qu'il contient, savoir : 1° peroxyde de manganèse ; 2° matières qui saturent en pure perte l'acide hydrochlorique, telles que le protoxyde de manganèse, le peroxyde de fer, la baryte et la chaux ; 3° l'acide carbonique, l'eau et les gangues insolubles dans l'acide hydrochlorique. Soient donc, sur 1 de minerai :

*a* la quantité de peroxyde de manganèse.

*b* la quantité réelle de protoxyde augmentée de

l'équivalent de toutes les autres bases en protoxyde de manganèse ; on sait que 1 de peroxyde pur produit 0<sup>k</sup>,796 de chlore. Pour obtenir 1 quintal de chlore, on consommera donc  $\frac{1}{0,796 \times a}$  de minerai.

Pour avoir la quantité d'acide consommé pour obtenir 1 quintal de chlore avec le minerai dont il s'agit, il faut se rappeler que 1 équivalent de peroxyde de manganèse = 556 consomme 2 équivalents d'acide hydrochlorique = 910, et que 1 équivalent de protoxyde = 456 sature 1 équivalent d'acide = 455. En admettant d'ailleurs que l'acide du commerce renferme 40 p. o/o d'acide réel, on trouve que la quantité d'acide liquide consommé sera :

$$\frac{1}{0,796 \times a} \left\{ a \frac{910}{556} + b \frac{455}{456} \right\} \times \frac{100}{40}.$$

Cette formule nous permettra de comparer les différents minerais avec l'oxyde provenant de la suroxydation à l'air du protoxyde de manganèse. Faisons-en l'application au minerai de la Romaneche. Il contient, d'après M. Berthier :

Oxyde rouge de manganèse. . .	0,703
Oxygène. . . . .	0,072
Eau. . . . .	0,040
Baryte. . . . .	0,165
Argile. . . . .	0,020
	<hr/>
	1,000

Calculant, d'après cette composition, les quantités relatives de protoxyde et de peroxyde de manganèse, on trouve :

Peroxyde de manganèse. . . . .	0,670 = a.	
Protoxyde de manganèse. . . . .	0,105	} 0,183 = b.
Protoxyde de manganèse équiva- lent à 0,165 de baryte. . . . .	0,078	

En substituant ces nombres, on trouvera que pour obtenir 1 quintal de chlore avec le minerai de la Romanèche, on consommera :

14,87 de minerai.  
64,00 d'acide hydrochlorique liquide à 40 p.  
0/0 d'acide réel.

Voyons maintenant quelle serait la consommation en acide et en oxyde de manganèse revivifié pour 1 quintal de chlore. Admettons que le résidu de la suroxydation à l'air renferme :

Deutoxyde. . . . . 0,90  
Protoxyde. . . . . 0,10

Cette composition correspond presque exactement à :

Peroxyde. . . . . 0,50 = a.  
Protoxyde. . . . . 0,50 = b.

Et la consommation en acide et en minerai sera :

251 kil. d'oxyde revivifié, supposé déshydraté.  
828 kil. d'acide hydrochlorique.

A la saline de Dieuze, le prix du manganèse de la Romanèche est de 16 fr. les 100 kil., et le prix du quintal d'acide est évalué à 5 fr. L'emploi du manganèse revivifié donnerait donc par quintal de chlore :

Bénéfice de 14,87 de minerai à 16 fr. l'un. . .	29 <sup>fr.</sup> ,92
Perte de 24,28 d'acide, à 5 fr. l'un. . . . .	11 <sup>fr.</sup> ,40
	<hr/> 18 <sup>fr.</sup> ,52

La différence, 18<sup>fr.</sup>,52, représente le bénéfice

qu'on pourrait retirer par l'emploi du procédé de revivification, en en déduisant toutefois les frais de préparation de 251 kil. de matières nécessaires à la production de 1 quintal de chlore. Il est probable que la différence entre les deux procédés serait encore un peu plus grande que celle que j'ai signalée. En effet, la dissolution de l'hydrate de deutoxyde de manganèse dans l'acide hydrochlorique s'opérera très-facilement, à une température peu élevée, et même avec de l'acide étendu, en sorte que le chlore produit entraînera beaucoup moins d'acide hydrochlorique en vapeur que si l'on opérât avec des minerais compactes et difficiles à attaquer, comme ceux de peroxyde anhydre ou de manganèse barytique.

La préparation en grand du produit n'offrirait, je crois, aucune difficulté. On recueillerait, pendant un certain temps, les dissolutions de protochlorure de manganèse dans un bassin à grande surface, puis on y ajouterait un lait de chaux en proportion, calculée pour précipiter complètement l'oxyde de manganèse. Le dépôt étant formé on laisserait écouler la liqueur surnageante. Il resterait, au fond du bassin, une boue liquide qu'on remuerait fréquemment, ayant soin de la maintenir toujours humide, pendant tout le temps que l'expérience ferait reconnaître nécessaire, pour que la réoxydation atteignît sa limite extrême.

Si le minerai de manganèse employé pour obtenir les premières dissolutions renfermait de l'oxyde de fer, il suffirait d'ajouter d'abord au liquide une petite quantité de chaux, calculée pour déplacer complètement le peroxyde de fer. Le liquide séparé du précipité fournirait, par

l'addition d'une nouvelle quantité de chaux, du protoxyde de manganèse tout à fait pur.

Les frais de préparation de l'oxyde ainsi reproduit seraient probablement très-faibles, et il me semble que le prix de revient ne dépasserait pas 1 fr. ou 1 fr. 50 c. au plus par quintal métrique.

## NOTE

*Sur un sulfure double d'antimoine et de plomb de Mérédo, province de Galice (Espagne);*

Par M. SAUVAGE, Ingénieur des mines.

Lors du voyage que j'ai fait en 1838, dans les provinces espagnoles des Asturies et de la Galice, M. Schultz, inspecteur des mines de ces provinces, avec lequel j'ai visité les mines de plomb sulfuré de Riotorto et Mérédo, m'a remis un échantillon d'une matière métallique trouvée dans le filon de Mérédo. Cette matière n'a, jusqu'à présent, été observée qu'en petite quantité, elle se trouve en nodules qui se fondent dans la masse de la galène. Elle diffère d'ailleurs du plomb sulfuré par ses caractères minéralogiques. Elle est grenue, très-cassante; se réduisant en poudre impalpable avec une grande facilité. Elle tache les doigts. Sa couleur est à peu près celle du sulfure d'antimoine. Sa densité, prise à 15° sur des portions triées avec soin, est de 6,43.

Essayée au chalumeau, cette substance fond très-facilement, exhale de l'acide sulfureux, et donne des vapeurs blanches d'oxyde d'antimoine. Le cercle jaune qui se forme sur le charbon indique la présence du plomb. On n'y a point trouvé d'arsenic. L'acide nitrique la brûle facilement; il se forme de l'antimoniate de plomb. L'acide hydrochlorique la dissout complètement avec dégagement de sulfide hydrique; la liqueur ne renferme que du plomb, de l'antimoine et du cuivre.



Cette substance, en un mot, se comporte comme la Boulangérite décrite, tome VII des *Annales des mines*, 3<sup>e</sup> série, page 575.

J'en ai fait deux analyses.

Dans la première, j'ai fondu le sulfure avec trois parties de nitre et trois parties de carbonate de potasse, délayé la masse dans l'eau, sursaturé avec de l'acide nitrique bien pur, qui n'a donné naissance à aucun dépôt dans la liqueur, puis précipité l'acide sulfurique par le muriate de baryte. L'ammoniaque caustique ne produit aucun trouble dans la liqueur après la séparation du sulfate de baryte.

Les oxydes ont été traités par l'acide hydrochlorique; la dissolution après addition d'acide tartrique a été sursaturée par l'ammoniaque, et le précipité mis en digestion dans l'hydrosulfate d'ammoniaque. Le sulfure de plomb ayant été repris par l'acide hydrochlorique, on a dosé le plomb à l'état de chlorure au moyen de l'alcool.

Le sulfure d'antimoine, séparé de sa dissolution hydrosulfatée, a été transformé en acide antimonieux.

Dans la seconde analyse, le minéral a été dissout dans l'acide hydrochlorique. Au moyen de l'acide tartrique, de l'ammoniaque et de l'hydrosulfate d'ammoniaque, les sulfures de plomb et de cuivre ont été séparés du sulfure d'antimoine; puis le plomb a été dosé à l'état de sulfate, et le sulfure d'antimoine avec excès de soufre, desséché et pesé, a été séparé du soufre en excès par l'acide hydrochlorique. On a pris le poids de ce soufre et dosé ainsi le sulfure par différence.

Ces analyses ont conduit aux résultats suivants :

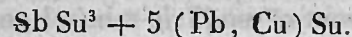
Plomb. . . . .	0,6489	prenant soufre	0,1013	} 0,1037
Cuivre. . . . .	0,0160		0,0024	
Antimoine. . . . .	0,1600		0,0600	0,0600
Soufre. . . . .	0,1690	Total. . . . .	0,1637	
	0,9939			

La quantité de soufre calculée et celle trouvée par l'analyse ne diffèrent que de 0,0053. Ainsi les métaux sont à l'état de protosulfure.

On peut donc admettre que le minéral contient :

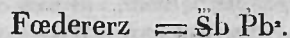
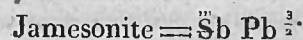
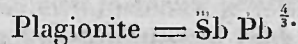
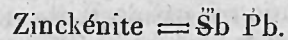
Sulfure de plomb. . . . .	0,7502
Sulfure de cuivre. . . . .	0,0184
Sulfure d'antimoine. . . . .	0,2200
	0,9886

Les quantités de soufre 0,1037 et 0,0600 sont presque exactement :: 5 : 3, ce qui conduit à la formule :

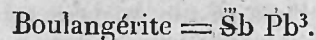


En faisant abstraction du cuivre, le sulfure de Mérédo sera un sulfure double, représenté par la formule  $\text{Sb Pb}^5$ .

M. Boulanger, dans le tome VII des *Annales*, déjà cité, a présenté le tableau des sulfures doubles d'antimoine connus alors, ce sont les suivants :



A quoi il faut ajouter la



D'après sa composition, le sulfure de Mérédo

Sb Pb<sup>2</sup> ferait le cinquième terme de la série de ces sulfures doubles, combinaisons de 1 atome de sulfure d'antimoine avec 1-2-3-4-5 atomes de sulfure de plomb. Le quatrième terme n'est point encore connu.

Ce minéral renferme le plomb et l'antimoine à peu près dans les mêmes proportions que l'alliage des imprimeurs. Si on le rencontrait en abondance, on pourrait en extraire directement l'alliage de plomb et d'antimoine, en traitant le sulfure double par la quantité de fer nécessaire pour transformer le soufre en protosulfure de fer.

J'ai recherché l'argent dans ce sulfure. A cet effet, 5 grammes ont été fondus avec 20 grammes de flux noir. Le culot, pesant 3<sup>gr</sup>,50, était malléable. Passé à la coupelle, il a donné un bouton d'argent pesant 0<sup>gr</sup>,0045 : le minéral en renferme donc 0,0009.

## DESCRIPTION

*De la Greenovite.*

Par M. DUFRENOY, Ingénieur en chef des Mines.

La découverte de cette substance, composée de titane et de manganèse, remplit une lacune dans le tableau général des minéraux. Jusqu'à présent la chrictonite est en effet le seul titanate connu, et sa détermination, comme espèce, laisse même encore quelque chose à désirer, les proportions de ses éléments n'ayant été déterminées que par un simple essai.

La détermination de la Greenovite repose à la fois sur la connaissance complète de ses éléments constitutifs, et sur l'examen de son système cristallin. Son admission au nombre des espèces minérales est donc fondée sur deux caractères, qui, consultés concurremment, ne laissent aucune incertitude.

La Greenovite a été trouvée dans le gisement de manganèse de Saint-Marcel en Piémont, enclavée dans le terrain cristallin probablement métamorphique. Elle forme de petites veinules roses qui courent irrégulièrement dans la masse; elle est accompagnée d'épidote, de grenats manganésifères et de quartz : nous devons la découverte de cette substance à M. Bertrand-de-Lom, qui depuis plusieurs années explore, sous le rapport minéralogique, les environs de Saint-Marcel, avec une grande persévérance et beaucoup de soin. Il avait cru que la Greenovite était un silicate de man-

ganèse, et c'est sous ce nom qu'il l'avait cédée à plusieurs collections de Paris.

La mesure des angles du minéral rose de Saint-Marcel, ne pouvant s'accorder ni avec la forme des silicates connus, ni avec la cristallisation du sphène, auquel il ressemble par ses caractères extérieurs, je fis quelques essais au chalumeau qui m'apprirent qu'il contenait du titane et du manganèse : j'avais cru y reconnaître en outre de la silice.

J'ai prié M. Cacarrié, élève ingénieur des mines, d'en faire une analyse que j'aurai l'occasion de citer bientôt, il a trouvé que ce minéral est composé essentiellement de titane et de manganèse. Quant à la silice, elle est le produit de petits filets de quartz interposés entre les lames de la Greenovite.

Les différences essentielles, que présente ce nouveau minéral, avec tous ceux actuellement décrits, en font une espèce distincte que j'ai désignée sous le nom de *Greenovite*, en l'honneur de M. Greenough, auquel nous devons la belle carte géologique d'Angleterre. Toutes les personnes qui cultivent les sciences minérales applaudiront à l'hommage que je rends à ce célèbre géologue.

La Greenovite se trouve en cristaux, et en petites masses cristallines amorphes; elle possède un clivage triple assez facile qui en détermine la forme primitive. Les deux clivages parallèles aux faces verticales et qui font entre eux un angle de  $110^{\circ} 35'$  sont nets et miroitants; le clivage suivant la base est terne et difficile à mesurer, aussi pendant quelque temps ai-je cru que la forme primitive était un prisme rhomboïdal. La symétrie apparente de plusieurs modifications m'avait éga-

lement engagé à adopter cette opinion, mais la mesure exacte des formes secondaires m'a appris que le système cristallin de la Greenovite dérive d'un prisme oblique non symétrique dans lequel la base est inclinée de  $87^{\circ} 10'$  et  $85^{\circ} 50'$  sur les faces verticales M et T.

Les cristaux que j'ai étudiés sont :

1° La forme primitive, représentée *Pl. X, fig. 1*,  
2° La forme primitive, portant des tronçatures très-étroites *n, n'* sur les deux arêtes de la base qui viennent aboutir à l'angle A, placé sur le devant du cristal (*fig. 4*).

3° La même forme présentant en outre une facette *x* sur l'angle A. Cette facette dont la trace sur la base est parallèle à la grande diagonale ainsi qu'on le voit dans la *fig. 2*, est inclinée de  $119^{\circ} 20'$  sur la face M, tandis qu'elle l'est seulement de  $118^{\circ} 10'$  sur la facette T. Cette différence, quoique légère, montre que le type cristallin de la Greenovite est un prisme oblique non symétrique, et non un prisme rhomboïdal; car dans ce dernier système cristallin, les facettes placées sur l'angle A, dans les mêmes conditions que *x*, doivent être également inclinées sur les deux faces verticales.

La quatrième forme que j'ai observée, et qui est dessinée *fig. 3*, confirme du reste cette conclusion tirée de l'examen de la face *x*. Elle se compose de la forme primitive portant des tronçatures sur les angles E et I de la base placés sur l'extrémité de la grande diagonale. Ces facettes offrent le même défaut de symétrie que *x*; l'une de ces facettes que j'ai appelée *s* fait un angle de  $107^{\circ} 50'$  avec la face verticale M, tandis que l'autre désignée par la lettre *s'* est inclinée seulement de

106° 30'. Ces deux facettes placées dans des positions semblables sur les angles E et I, montrent que ces angles sont d'espèces différentes et que le prisme n'affecte aucune symétrie; la différence d'un degré qui existe entre les deux inclinaisons des facettes *s* et *s'* sur les faces verticales de la forme primitive, pourra paraître bien faible surtout dans des cristaux fort petits et dont la mesure est difficile; mais les lois de dérivation de ces facettes, sont précisément les mêmes, et ces lois sont si simples qu'il est hors de doute que les facettes *s* et *s'* jouent le même rôle dans le cristal, et que les mesures que j'en ai données sont exactes.

En récapitulant, les angles que j'ai observés, sont :

P sur M	=	87° 10'
P sur T	=	85° 50'
M sur T	=	110° 35'
<i>x</i> sur M	=	119° 20'
<i>x</i> sur T	=	118° 10'
* <i>x</i> sur P	=	140° 6' 56" (1).
<i>s</i> sur M	=	107° 50'
<i>s</i> sur T	=	83° 56'
* <i>s</i> sur P	=	153° 25'
<i>s'</i> sur T	=	106° 30'
<i>s'</i> sur <i>x</i>	=	146° 20'
<i>n</i> sur T	=	110° 13'
* <i>n</i> sur P	=	155° 37'
<i>n'</i> sur P	=	112° 0'

(1) Les angles précédés d'un astérisque sont le résultat de calculs.

Les lois de décroissement de ces différentes formes, sont :

$$\frac{1}{x} A; \frac{1}{s} E; \frac{1}{s'} I; \frac{1}{n} B.$$

Les angles plans de la forme primitive, sont : EAI 110° 22' 16"; EAO' 86° 58' 6"; IAO' 88° 54' 14".

Quant à ses dimensions elles sont représentées par le rapport :

$$B : C : H : 100 : 102 : 43.5$$

proportion qui nous apprend que le prisme est surbaissé.

Je me suis servi de la face *x* pour déterminer ces dimensions ainsi que les lois de dérivation des formes secondaires.

J'ai joint les calculs dont je me suis servi à la fin de cette notice; j'ai déjà fait connaître dans les *Annales des Mines*, tome VIII, p. 503, la manière de calculer le prisme oblique rhomboïdal, j'ai pensé qu'il était utile de donner avec détail cet exemple du prisme oblique non symétrique.

La couleur de la Greenovite est le rose foncé; elle possède, ainsi que nous l'avons déjà annoncé, un clivage triple: ses cristaux sont éclatants, surtout sur les faces M et T: la base est souvent mate et terne.

Sa pesanteur spécifique est de 3,44. La dureté de cette substance est inférieure à la dureté générale des silicates, elle ne raye point le verre, mais elle est plus dure que le spath-fluor et la chaux phosphatée.

La Greenovite est inattaquable par les acides, et infusible au chalumeau sans addition. Avec la soude elle donne la réaction du manganèse; le

sel de phosphore y dénote la présence du titane.

Pour analyser ce minéral, M. Cacarrié l'a fondu avec cinq fois son poids de sulfate acide de potasse. La matière refroidie s'est dissoute lentement dans l'eau, mais presque complètement; le résidu, qui était très-faible, contenait quelque trace de silice, laquelle provient de quartz mélangé visiblement avec la Greenovite; le restant de cette partie insoluble n'était que de l'acide titanique. La dissolution a été traitée par l'hydrogène sulfuré, puis sursaturée par l'ammoniaque, afin de séparer la chaux. On a mis le résidu composé d'acide titanique, et de sulfures de manganèse et de fer en digestion dans l'acide sulfureux qui a dissous les sulfures.

L'acide titanique abandonné a été recueilli; on a en outre obtenu, par l'ébullition, une trace de cet acide qui était dans la dissolution de manganèse. En essayant de séparer le manganèse du fer par le carbonate de soude, on n'a pas trouvé que le minéral contient ce dernier métal. Quant à la chaux, on en a reconnu une quantité peu considérable, pouvant s'élever au plus à 2 pour 100. Un accident a empêché de la doser.

Les proportions trouvées par M. Cacarrié, sont :

Acide titanique. . . . .	0,745	. . .	0,296	. . .	6
Oxyde de manganèse. . .	0,248	. . .	0,046	. . .	1
Chaux. . . . .					
			0,993		

L'acide contient donc à peu près six fois autant d'oxygène que la base, ce qui donne pour la formule de la Greenovite l'expression



### Détermination du système cristallin.

La mesure des angles, que nous avons donnée, fait connaître la nature de la forme primitive; pour en déterminer les dimensions, il faut d'abord chercher les angles plans de cette même forme, puis déduire ses dimensions par la considération des faces secondaires.

Les angles plans sont donnés par la résolution d'un triangle sphérique, *fig.* 5, composé des plans P, M et T, dans lequel tous les angles dièdres sont connus.

Les formules qui servent à leur détermination, sont :

$$\sin. \frac{1}{2} a = R \sqrt{\frac{-\cos. \frac{A+B+C}{2} \cos. \frac{B+C-A}{2}}{\sin. B. \sin. C.}}$$

$$\sin. \frac{1}{2} b = R \sqrt{\frac{-\cos. \frac{A+B+C}{2} \cos. \frac{A+C-B}{2}}{\sin. A. \sin. C.}}$$

$$\sin. \frac{1}{2} c = R \sqrt{\frac{-\cos. \frac{A+B+C}{2} \cos. \frac{A+B-C}{2}}{\sin. A. \sin. B.}}$$

$$A=110^{\circ}35'; B=87^{\circ}10'; C=85^{\circ}50';$$

$$\text{d'où } \frac{A+B+C}{2} = 141^{\circ}47'30''; \frac{B+C-A}{2} = 31^{\circ}17'30'';$$

$$\frac{A+C-B}{2} = 54^{\circ}37'30''; \text{ et } \frac{A+B-C}{2} = 55^{\circ}57'30''.$$

$$L. R' = 20$$

$$L. \cos. \frac{A+B+C}{2} = 9.8952938-$$

$$L. \cos. \frac{B+C-A}{2} = 9.9317295$$

$$\hline 39.8270233-$$

$$L. \sin. B = 9.9994688$$

$$L. \sin. C = 9.9988506$$

$$\hline 19.9983194 \quad 19.9983194$$

$$\hline 19.8287039-$$

d'où

$$\text{Log. sin. } \frac{1}{2}a = 9.9143519$$

$$\text{et } a = 110^{\circ} 22' 16''.$$

$$L. R' = 20$$

$$L. \cos. \frac{A+B-C}{2} = 9.8952938-$$

$$L. \cos. \frac{A+C-B}{2} = 9.7626227$$

$$\hline 39.6579165-$$

$$L. \sin. A = 9.9684286$$

$$L. \sin. C = 9.9988506$$

$$\hline 19.9672792 \quad 19.9672792$$

$$\hline 19.6906373-$$

d'où

$$L. \sin. \frac{1}{2}b = 9.8453186$$

$$\text{et } b = 88^{\circ} 54' 14''.$$

$$L. R' = 20$$

$$L. \sin. \frac{A+B-C}{2} = 9.8952938-$$

$$L. \sin. \frac{B+C-A}{2} = 9.7480296$$

$$\hline 39.6433234-$$

$$L. \sin. A = 9.9684286$$

$$L. \sin. B = 9.9994688$$

$$\hline 19.9678974 \quad 19.9678974$$

$$\hline 19.6754260-$$

d'où

et par suite

$$L. \sin. \frac{1}{2}c = 9.8377130,$$

$$c = 86^{\circ} 58' 6''.$$

Les trois angles plans de la forme primitive sont par conséquent :

$$EAI = a = 110^{\circ} 22' 16'',$$

$$EAO' = c = 86^{\circ} 58' 6'',$$

$$IAO' = b = 88^{\circ} 54' 14''.$$

La face  $x$  que j'ai choisie peut servir à la détermination complète de la forme primitive; en effet, sa trace sur  $P$  étant parallèle à la diagonale  $EI$ , détermine les longueurs des côtés  $B$  et  $C$  de la base, tandis que la distance  $An$  *fig. 6*, où cette face coupe l'arête comprise entre  $M$  et  $T$ , donne la hauteur du prisme. La question se réduit donc à chercher les distances auxquelles les traces  $mn$  et  $ms$  coupent les trois arêtes du prisme qui se réunissent en  $A$ . La face  $x$  n'est déterminée que par ses angles avec  $M$  et  $T$ , mais il faut connaître également l'angle de cette face sur  $P$ .

Pour parvenir à cette détermination, il faut calculer un triangle sphérique composé des plans,  $P$ ,  $M$  et  $x$ , *fig. 8*, dont le sommet est en  $m$ . Dans ce moment nous ne connaissons que deux éléments de ce triangle, savoir: les angles de  $P$  sur  $M$ , et de  $M$  sur  $x$ , mais on peut facilement avoir l'angle plan  $Emn$ ; en effet,

$$Emn = Emg + gmn \text{ (fig. 6)}.$$

Or,  $Emg$  est l'angle plan de la face  $M$ , tandis que  $gmn =$  le supplément de  $mnO'$ , angle que fait la trace de  $x$  sur la même face  $M$ .

La première chose à faire est donc de calculer cet angle plan qui, du reste, nous sera utile plus tard pour évaluer la hauteur du prisme. Pour cela il faut considérer le triangle sphérique formé des plans  $M$ ,  $T$ ,  $x$ , dont le sommet est en  $n$ , et dont tous les angles sont connus. Soit  $ABC$ , *fig. 7*, ce triangle.

$$A=MT=110^{\circ}35'; B=Mx=119^{\circ}20'; C=Tx=118^{\circ}10'.$$

La formule est la même que celle dont nous venons de nous servir, savoir :

$$\sin. \frac{1}{2}c=R \sqrt{\frac{-\cos. \frac{A+B+C}{2} \cos. \frac{A+B-C}{2}}{\sin. A. \sin B.}}$$

$$L. R^2 = 20$$

$$L. \cos. \frac{A+B+C}{2} = 9.9976414-$$

$$L. \cos. \frac{A+B-C}{2} = 9.7489632$$

$$\hline 39.7466046-$$

$$L. \sin. A = 9.9713509$$

$$L. \sin. B = 9.9404091$$

$$\hline 19.9117600 \quad 19.9117600$$

$$\hline 19.8348446-$$

d'où  
et

$$L. \sin. \frac{1}{2}c = 9.9174223$$

$$c = 111^{\circ} 32' 10''.$$

La trace de  $x$  sur  $M$  fait donc, avec l'intersection de  $M$  sur  $T$ , un angle de  $111^{\circ} 32' 10''$ . Il en résulte que l'angle

$$Emn=Emg+gmn=86^{\circ} 58' 6''+68^{\circ} 27' 50''=155^{\circ} 25' 56''.$$

La résolution du triangle sphérique formé par les plans  $P$ ,  $M$  et  $x$  est donc maintenant facile. Dans ce triangle, représenté *fig. 8*,

$$B=PM=87^{\circ} 10'; A=Mx=119^{\circ} 20',$$

$$c=PM \text{ sur } Mx=155^{\circ} 25' 56'';$$

on y connaît par conséquent deux angles  $A$  et  $B$  et le côté compris.

Les formules qui servent à le résoudre, sont :

$$\cot. \varphi = \frac{\cos. c \operatorname{tang.} B}{R} \cos. C = \cos. B \frac{\sin. (A-\varphi)}{\sin \varphi.}$$

$$L. \cos. c = 9.9587923-$$

$$L. \operatorname{tang.} B = 11.3054708$$

$$\hline 21.2642631-$$

$$L. R = 10$$

d'où

$$L. \cot. \varphi = 11.2642631-$$

d'où

$$\varphi = 176^{\circ} 53', \text{ et } A-\varphi = -57^{\circ} 33'.$$

$$L. \sin. (A-\varphi) = 9.9262704-$$

$$L. \cos. B = 8.6939980$$

$$\hline 18.6202684-$$

$$L. \sin. \varphi = 8.7353535$$

d'où

$$L. \cos. C = 9.8849149-$$

Ce cosinus étant négatif  $C$  est obtus et sa valeur est de  $140^{\circ} 6' 56''$ .

Le même triangle sphérique qui vient de donner l'angle de  $P$  sur  $x$ , détermine la position de la trace de ce plan sur  $x$ . Il suffit en effet de chercher l'angle  $a$  donné par la formule

$$\sin. a = \frac{\sin. A \sin. c}{\sin. C.}$$

$$L. \sin. A = 9.9404091$$

$$L. \sin. c = 9.6188341$$

$$\hline 19.5592432$$

$$L. \sin. C = 9.8070114$$

d'où

$$L. \sin. a = 9.7522318$$

et

$$a = 34^{\circ} 26' \text{ ou } 145^{\circ} 34'.$$

La trace de  $x$  sur  $P$ , fait donc un angle de  $145^{\circ} 34'$ , et comme la diagonale  $EI$  est parallèle à  $ms$ , l'angle  $IEA$  qu'elle fait avec le côté de la base est le supplément de cet angle; si donc on se donne un côté de la base, l'autre sera déterminé par la résolution du triangle  $EAI$ ; soit  $AI = B = 100$ .

Dans le triangle  $EAI$ ,

## DESCRIPTION

$$\begin{aligned} A &= 110^{\circ} 22' 16'' \\ E &= 34^{\circ} 26' \\ I &= 35^{\circ} 11' 44'' \\ \text{et } AI &= B = 100. \end{aligned}$$

Le côté AE sera donné par l'équation :

$$\begin{aligned} AE &= \frac{AI \times \sin. I}{\sin. E} = \frac{100 \times \sin. 35^{\circ} 11' 44''}{\sin. 34^{\circ} 26'} \\ L. 100 &= 2.0000000 \\ L. \sin. I &= 9.7607005 \\ & \quad \underline{11.7607005} \\ L. \sin. E &= 9.7523919 \\ L. AE &= 2.0083086 \text{ ou } AE=102. \end{aligned}$$

d'où

Les côtés B et C de la base sont donc entre eux :: 100 : 102.

Pour calculer la hauteur, il suffit de résoudre le triangle rectiligne  $mAn$  (fig. 6) dans lequel  $An$  représentera H, si on suppose  $mA$  = le côté C. Dans ce cas on connaît dans ce triangle :

$$\begin{aligned} mA &= C = 102 \\ mAn &= 86^{\circ} 58' 6'' \\ mnA &= 68^{\circ} 27' 50'' \\ Amn &= 24^{\circ} 34' 4'' \\ & \quad \underline{mA \sin Amn} \\ \text{La valeur } An = H &= \frac{\sin mnA}{\sin 68^{\circ} 27' 50''} \\ & \quad \underline{102 \times \sin 24^{\circ} 34' 4''} \\ & \quad \underline{11.6271427} \\ \text{Log. } 102 &= 2.0083086 \\ L. \sin. 24^{\circ} 34' 4'' &= 9.6188341 \\ & \quad \underline{11.6271427} \\ L. \sin. 68^{\circ} 27' 50'' &= 9.9685700 \\ \text{d'où log. } An = H &= 1.6585727 \text{ et } An = H = 43,50 \end{aligned}$$

Les dimensions du prisme sont donc :

$$B = 100; \quad C = 102; \quad H = 43,5.$$

La face  $x$  ayant servi de point de départ pour le calcul des dimensions de la forme primitive, il est évident qu'elle coupe les arêtes AO', AE et AI à des distances H, B et C : elle est donc donnée par un décroissement d'une rangée, position que l'on exprime par le signe suivant :

I

A

x

Pour déterminer la loi qui donne la face  $n$ , placée sur l'arête B, je construis le triangle men-  
surateur  $abc$ , fig. 10, dans lequel

$$\begin{aligned} a &= 180^{\circ} - P \text{ sur } n = 180^{\circ} - 155^{\circ} 37' = 24^{\circ} 23' \\ b &= P \text{ sur } T = 85^{\circ} 50' \\ c &= 180^{\circ} - n \text{ sur } T = 180^{\circ} - 110^{\circ} 13' = 69^{\circ} 47' \end{aligned}$$

Dans ce triangle :

$$ab = \frac{bc \sin. c}{\sin. a}$$

Mais  $bc$  est perpendiculaire à l'arête PT, pour l'avoir en fonction de H, il suffit de mener la ligne  $bd$  parallèle à  $An$  et de prendre sa valeur dans le triangle rectangle  $bdc$ , dans lequel  $c=90^{\circ}$ ;  $b=90^{\circ} - iAo' = 90^{\circ} - 88^{\circ} 54' 14'' = 1^{\circ} 5' 46''$ . On trouve que  $bc = \frac{bd \sin. d}{R}$  : d'où Log.  $bc = 1.6384959$

$$\begin{aligned} L. bc &= 1.6384952 \\ L. \sin. 69^{\circ} 47' &= 9.9723845 \\ & \quad \underline{11.6108797} \\ L. \sin. 24^{\circ} 23' &= 9.6157812 \end{aligned}$$

d'où

$$L. ab = 1.9950985$$

Mais  $ab$  est la perpendiculaire sur  $mm'$ , il faut avoir sa longueur en fonction du côté, pour pou-

Lois de déri-  
vation des faces  
secondaires.



voir la comparer avec la hauteur, et connaître la loi de décroissement de  $n$ ; on la calculera dans le triangle  $Amg'$ , dans lequel  $Ag'$  est menée parallèlement à  $ba$ .

$$\begin{aligned} \text{on a} \quad Am &= \frac{Ag \times R}{\sin. m} = \frac{Ag \cdot R}{\sin. 69^\circ 38'} \\ \text{L. } (Ag \times R) &= 11.9950985 \\ \text{L. } \sin. 69^\circ 38' &= 9.9719642 \\ \text{d'où} \quad \text{L. } Am &= 2.0231343 = \text{L. } 105. \end{aligned}$$

La valeur de  $Am$  est presque identique avec celle de  $B = 102$ ; donc si l'on suppose que la face  $n$  coupe la hauteur à une distance  $H = 1$ , elle coupera également le côté  $B$ , à une distance  $= 1$ .

La loi de décroissement de cette face est représentée par conséquent par l'expression

$$\frac{1}{B} \\ n$$

La loi de la face  $n'$  serait donnée par la même méthode; mais la valeur de cet angle est trop incertaine pour en faire la recherche.

Pour compléter ce travail, il nous reste à rechercher les lois qui président aux faces  $s$  et  $s'$  placées sur les angles  $E$ , et  $I$ : nous nous contenterons d'indiquer le calcul relatif à la face  $s$ .

L'observation ne nous ayant pas indiqué si cette face est placée d'une manière symétrique sur l'angle  $E$ , nous sommes obligés de la supposer le résultat d'un décroissement intermédiaire, et par conséquent de chercher les distances où elle coupe les trois arêtes du prisme. Il faut donc

connaître entièrement les angles que ses traces font sur  $P$  et  $M$ .

Supposons que  $Av$  soit la trace de  $s$  sur  $M$  (*fig. 11*), comme l'observation nous a donné les angles de la face  $s$  sur les deux faces verticales du prisme, on peut au point  $A$ , comme centre, construire un triangle sphérique composé des faces  $M$ ,  $T$  et  $s$ , et la résolution de ce triangle donnera l'angle  $O'Av$  que fait la trace de  $s$  sur la hauteur  $H$ .

Dans ce triangle sphérique

$$\begin{aligned} A = Ts &= 83^\circ 56' \\ B = Ms &= 107^\circ 50' \\ C = MT &= 110^\circ 35'. \end{aligned}$$

$vAO'$  ou  $a$  sera donné par la formule

$$\sin. \frac{1}{2} a = R \sqrt{\frac{-\cos. \frac{A+B+C}{2} \cos. \frac{B+C-A}{2}}{\sin. B \sin. C}}$$

Effectuant les calculs, on trouve que  $a = 115^\circ 28'$ ; mais comme l'angle est visiblement aigu, et qu'un sinus correspond toujours à deux angles, nous prendrons pour la valeur de l'angle cherché, le supplément de  $115^\circ 28'$ : il en résulte que la trace fera avec la ligne  $MT$  ou  $H$  un angle  $= 64^\circ 32'$ , et par suite l'angle de cette trace, avec le côté  $B$  de la base, sera  $= EAO' - vAO' = 86^\circ 58' 6'' - 64^\circ 32' = 22^\circ 26' 6''$ .

La connaissance de cet angle nous fournit le moyen de calculer la position de la trace de  $s$  sur la base  $P$ , et même l'angle de ces deux plans. Pour effectuer cette détermination, il faut considérer un nouveau triangle sphérique composé des plans  $P$ ,  $M$  et  $s$  (*fig. 12*), dans lequel

$$\begin{aligned} A &= PM = 87^{\circ} 10', \\ B &= Ms = 107^{\circ} 50', \\ c &= PM \text{ sur } Ms = 22^{\circ} 26' 6'' \end{aligned}$$

Les formules qui serviront à résoudre ce triangle, seront :

$$\cot. \varphi = \frac{\cos. c \text{ tang. } B}{R} \quad \cos. C = \cos. B \frac{\sin. (A - \varphi)}{\sin.}$$

et

$$\sin. b = \frac{\sin. B \sin. c}{\sin. C.}$$

En effectuant les calculs on trouve que

$$C = P \text{ sur } s = 153^{\circ} 25'$$

et

$$b = qAE = \text{trace de } s \text{ sur } P = 54^{\circ} 16'.$$

Les angles que font les traces de  $s$  sur  $P$  et  $M$  avec les arêtes du prisme étant connus, il suffit pour avoir les lois de décroissement de chercher les longueurs  $Eq$  et  $Ev$ ; les deux triangles  $EAq$  et  $EA\nu$ , fig. 11, dans lesquels nous avons supposé  $AE = C = 102$ , nous donneront ces longueurs; les angles de ces triangles sont pour

$EAq$	$EA\nu$
$A = 54^{\circ} 16'$	$A = 22^{\circ} 26'$
$E = 69^{\circ} 38'$	$E = 93^{\circ} 2'$
$q = 56^{\circ} 6'$	$\nu = 64^{\circ} 32'$

Ces triangles donnent

$$Eq = \frac{AE \sin. A}{\sin. q}; \quad Ev = \frac{EA \sin. A}{\sin. \nu},$$

d'où

$$\begin{aligned} Eq &= 99,76 \\ Ev &= 43,12. \end{aligned}$$

Ces nombres sont presque identiques avec les valeurs 100 et 43,50 qui représentent l'une la longueur du côté, l'autre la hauteur du prisme. Il en résulte donc que si la face  $s$  passe par l'angle  $A$ , sa trace sur  $P$  se confondra avec la diagonale  $AO$ , et que celle sur  $M$  se confondra également avec la diagonale  $AE'$  de cette même face; ainsi la face  $s$

naît sur l'angle  $E$  par une troncature tangente à  $E$  ou parallèle au plan  $AOE'$ , position qui est indiquée par la notation

$$\frac{I}{E}$$

Le calcul nous apprend que la face  $s'$  est placée sur  $I$  de la même manière que  $s$ ; la simplicité de cette loi, qui est une des plus fréquentes en minéralogie, confirme les résultats de l'observation des angles pour montrer que la forme primitive de la Greenovite est un prisme oblique non symétrique.

## ANALYSES

*de substances minérales.*

( Travaux de 1838. )

1. *Sur la production des mines en Prusse, pendant l'année 1837. M. Schubarth (Bull. de la Soc. d'Encouragement ; t. 39, p. 35).*

Houille. . . . .	41,573,961 <sup>qx</sup> (1)
Lignite. . . . .	10,450,520
Manganèse oxyde. . . . .	5,632
Sulfure de plomb. . . . .	42,739
Fer. . . . .	1,943,982
Fer en barres. . . . .	1,141,356
Tôle. . . . .	133,573
Acier. . . . .	103,938
Acier raffiné. . . . .	42,463
Cobalt. . . . .	8,791
Acide arsénieux. . . . .	3,170
Sulfure d'antimoine. . . . .	526
Régule d'antimoine. . . . .	375
Soufre. . . . .	456
Argent. . . . .	5,620
Plomb. . . . .	23,807
Plomb oxydé . . . . .	10,847
Cuivre. . . . .	19,347
Cuivre ouvré. . . . .	16,148
Laiton. . . . .	18,544
Zinc. . . . .	215,466
Zinc laminé. . . . .	15,636
Alun. . . . .	48,877
Sulfate de fer. . . . .	33,837
Sulfate d'alumine. . . . .	3,467
Sel marin. . . . .	44,109

(1) Le quintal de Prusse = 55<sup>k</sup>,44.

2. *Carbonate de tellure d'Albaradon* (Mexique).  
(*Elementos de orictognosia de Andres del Rio*  
de Mexico. Edition de Philadelphie, 1832,  
page 540.)

1° *Feuilleté*. Vert pistache, vert émeraude et vert d'herbe.

En mamelons, ayant la surface raboteuse et brillante.

Ayant à l'intérieur du lustre, entre celui du verre et celui de la nacre.

Texture feuilletée, concave, à triple clivage, un peu obliquangle, qui donne des fragments rhomboédriques; mais les faces étant concaves et convexes, il est impossible de mesurer les angles au goniomètre.

Les parties séparées sont grenues, petites, enveloppées dans d'autres parties concaves, ayant les faces de clivages mates avec l'apparence de la cire.

Un peu transparent; râclure gris jaunâtre.

Dureté de la soladite, un peu cassant. Pesanteur, 4, 3.

On l'a trouvé dans la mine d'Albaradon, en filons avec des oxydes de plomb, du molybdate de plomb, de l'argent muriaté ou natif, accompagné de petites feuilles d'iodure d'argent, et dans des montagnes de calcaire de transition.

2° *Fibreux*. Vert pomme clair, en mamelons, ayant la surface matte et terreuse.

Ayant à l'intérieur un peu le lustre de la nacre.

Texture fibreuse fine, divergente en étoiles.

Parties séparées, grenues, arrondies, moyennes et concaves.

Opaque; pesanteur spécifique, 3.

Très-tendre, entre le talc et la chaux sulfatée, très-fragile.

Au chalumeau, le tellure feuilleté devient promptement brun, et donne de suite une fumée blanche qui s'attache au charbon, et le colore en beau vert d'herbe quand on y dirige la flamme de réduction. Dans le tube ouvert incliné, on obtient une fumée blanche abondante qui s'attache au verre, et qu'au moyen de la loupe, on voit être composée d'une infinité de globules blancs et transparents, qui sont les caractères que Berzélius assigne au tellure.

Dans cet état, M. Herrera en ayant analysé 43 grains, a obtenu deux précipités.

L'un noir de suroxyde de nickel pesant gr. 5,3

L'autre de tellure, d'un aspect un peu brun, peut-être parce qu'il était un peu mélangé avec le premier précipité; son poids était de. . . . . 23,8  
qui, ajoutés au poids d'acide carbonique obtenu de. . . . . 13,7  
donnent, avec une différence de. . . . . 0,2

La quantité analysée. . . . . 43,»

Ce qui prouve que l'oxyde noir est du nickel, c'est la couleur rouge du verre de borax, qui perdait sa couleur en se refroidissant, mais devenait plus rouge en y ajoutant de la matière, et alors restait transparent; une seconde preuve se trouve dans quelques globules rouges de cuivre que l'aimant attirait, et par l'absorption dans le charbon en traitant par la soude.

Dans une autre expérience, M. Mender obtint un verre bleu clair par le borax, accompagné de petits points rouges de cuivre qu'il était impossible de réunir.

M. Herrera étant le premier qui ait découvert, analysé et indiqué ce minéral comme une nouvelle espèce, je propose aux minéralogistes de l'appeler *herreria*.

3. *Examen chimique du Gaz explosif des mines de charbon de terre des environs de Newcastle; par feu M. Turner (Philos. Mag. Janvier 1839).*

La société d'histoire naturelle de Northumberland, Durhœm et Newcastle, a fait recueillir par M. Hulton, dans les mines des environs de Newcastle, onze échantillons de gaz explosif, et a chargé M. le professeur Turner d'en faire l'analyse. Voici les résultats que ce savant a obtenus.

	PESANTEURS SPÉCIFIQUES		Gas du marais.	Air.	Azote.	Acide carboni- que.
	observées.	calculées.				
Houillère de Walsend. . . . .	0,6024	0,5991	91	9	0	0
Houillère de Burraton. . . . .	0,600	0,5903	93	7	0	0
Houillère de Killingworth. . . . .	0,6196	0,6236	85	8	7	0
Houillère <i>Id.</i> . . . . .	0,8226	0,8325	37	46,5	18,5	0
Houillère de Peucher. . . . .	0,966	0,9662	7	82	11	0
Houillère de Pittington. . . . .	0,866	0,8755	28	67,5	4,5	0
Houillère de Hulton. . . . .	0,747	0,7677	50	6	44	0
Houillère <i>Id.</i> . . . . .	0,78	0,7724	50	23	27	0
Houillère de Darrow. . . . .	0,6381	0,641	81,5	18,5	0	0
Houillère <i>Id.</i> . . . . .	0,6207	0,6079	89	11	0	0
Houillère de Willington. . . . .	0,7278	0,7175	68	28,7	0	3,3

On peut conclure de ce tableau que le seul gaz inflammable qui se rencontre dans les houillères, est l'hydrogène demi-carboné ou gaz des marais. Ce gaz, mêlé avec vingt fois son volume d'air, n'est ni inflammable ni explosif; au delà de cette proportion d'air, il devient combustible et brûle avec une flamme bleue; le mélange le plus explosif est formé, comme l'avait observé Davy, d'une partie de gaz des marais et d'une partie d'air; mais même alors le charbon embrasé ou le fer rouge ne l'allume pas, et il faut, pour causer l'explosion, le contact d'une bougie allumée, tandis que l'hydrogène ou l'oxyde de carbone détonne aisément par le premier moyen. Dès que la proportion du gaz des marais s'élève au-dessus du sixième, le mélange brûle moins bien, et la couleur de la flamme prend une teinte jaune ou brune.

Pour faire l'analyse du gaz des houillères, ou

l'a d'abord mélangé avec du gaz nitreux pour enlever l'oxygène, puis on a fait détonner le résidu avec de l'oxygène, et on a dosé l'acide carbonique formé; on a toujours trouvé que l'oxygène absorbé se partageait exactement entre l'acide carbonique et l'eau produite par l'expérience, ce qui est propre au gaz des marais. Mis avec du chlore, le gaz détonnant n'éprouve pas la moindre perte, ce qui dénote l'absence du gaz oléfiant. Une autre preuve de l'absence de ce gaz, ainsi que du gaz oxygène libre et de l'oxyde de carbone, résulte de la manière dont il se comporte avec l'éponge de platine sur lequel il est sans action après qu'il a été mêlé avec de l'oxygène ou de l'air, même à la température de  $119^{\circ}$  R.; car on sait que dans de pareilles circonstances, le gaz oléfiant, l'hydrogène, et l'oxyde de carbone seraient brûlés et concrétés en eau et en acide carbonique. Lorsque l'on ajoute l'un de ces gaz avec un excès d'oxygène au gaz des houillères, l'éponge de platine laisse l'hydrogène protocarboné intact et détruit seulement les autres, de telle sorte que si l'on n'y ajoute que de l'hydrogène et de l'oxygène, il ne se forme que de l'eau sans trace d'acide carbonique.

Lorsqu'on ne mêle que du gaz hydrogène sans oxygène au gaz des marais, il y a réaction du premier gaz sur l'oxygène de l'air qui se trouve dans le gaz des houillères; mais cette réaction n'est complète que lorsque l'air se trouve dans la proportion d'environ moitié au moins. Il suit de là que l'on peut doser l'oxygène, et par conséquent l'air contenu dans le gaz détonnant, par le moyen du gaz hydrogène et de l'éponge de platine; mais que, pour avoir un résultat exact, il faut ajouter

au gaz un volume déterminé d'air pur, s'il n'en renferme qu'une proportion inférieure à la moitié.

4. *Analyse d'une Houille de Chantonnay* (département de la Vendée); par M. P. Berthier.

L'existence du bassin houiller de Chantonnay a été signalée dès l'année 1750; ce bassin est fort étroit, mais on le connaît sur une longueur de 7000 à 8000 mètres dans la direction du nord-ouest au sud-est, et l'on croit que vers ce dernier côté il s'étend jusqu'au bassin de Vouvant, qui n'en est éloigné que de 6000 à 7000 mètres, et dont il serait alors le prolongement. Les couches de schiste et de grès dont il se compose sont dirigées dans le sens de sa longueur et plongent du côté du nord-est avec une pente qui varie de  $45^{\circ}$  à  $77^{\circ}$ , sous le terrain calcaire qui entoure le bourg de Chantonnay.

Les premières recherches que l'on ait faites dans ce bassin datent de 1788; elles ont été renouvelées en 1827; mais ces recherches sans importance n'avaient fait découvrir rien autre chose qu'une couche de houille mal réglée et épaisse de  $0^m,20$  tout au plus. Des travaux mieux dirigés et entrepris par MM. de Mailhos et Cousin, ont amené, en 1838, la découverte d'un gîte qui pourra être exploité avec avantage, et ce gîte a été immédiatement concédé. Il consiste en une couche qui est déjà connue sur une longueur de plus de 700 mètres, et dont l'épaisseur est d'environ  $1^m,60$ : cette couche est à la vérité divisée en trois parties par des *nerfs* qui ont ensemble une épaisseur de  $0^m,45$ ; mais sa partie inférieure offre une épais-

seur de 0<sup>m</sup>,50 de houille qui est tout à fait pure.

La houille de Chantonnay est noire, très-fragile, à cassure transversale lamellaire et éclatante; elle renferme entre toutes ses lames d'autres lames extrêmement minces, incolores et demi-transparentes, que l'on a reconnues être essentiellement composées de carbonate de chaux magnésien. Par calcination en vase clos, elle se ramollit, s'agglomère complètement, mais sans se boursouffler, et elle produit un très-beau coke-fritté qui forme les 0,72 de son poids.

Elle brûle en se ramollissant avec une flamme jaune et avec fumée, et en répandant une odeur purement bitumineuse, et elle laisse 0,15 de cendres essentiellement composées de carbonate de chaux.

Lorsqu'on la traite par l'acide muriatique, il se fait un vive effervescence due à un dégagement d'acide carbonique et sans la moindre odeur d'hydrogène sulfuré; et au bout de peu de temps, on voit de petits grains de pyrite blanche s'en détacher et tomber au fond du vase. La liqueur ne renferme pas trace d'acide sulfurique et contient environ 0,011 de protoxyde de fer. La houille ainsi traitée et incinérée ensuite laisse 0,045 d'argile mêlée d'oxyde de fer qui provient du grillage de la pyrite. L'analyse définitive donne :

Charbon . . . . .	0,627
Matière volatile bitumineuse et eau . . . . .	0,200
Carbonate de chaux . . . . .	0,067
Carbonate de magnésie . . . . .	0,041
Carbonate de fer . . . . .	0,020
Argile . . . . .	0,020
Pyrite de fer . . . . .	0,025
	1,000

Les trois carbonates de chaux, de magnésie et de fer constituent ensemble un composé analogue à la dolomie, c'est-à-dire dont la formule est  $\text{Ca C}^2 + (\text{Mg fc}) \text{C}^2$ . C'est, je crois, la première fois qu'on rencontre un tel carbonate associé avec la houille.

On voit que la houille de Chantonnay ne contient que le cinquième de son poids de matières volatiles, et qu'ainsi elle produirait une forte proportion de coke. Elle pourrait probablement être employée en nature dans les hauts-fourneaux, d'autant plus que les matières terreuses qu'elle renferme, étant très-calcaires, tiendraient lieu d'une certaine quantité de castine.

#### 5. *Essai d'une HOUILLE des environs de Mauriac (Cantal); par M. P. Berthier.*

Entre Mauriac (Cantal), et Bort (Corrèze), il existe un dépôt houiller qui longe la Dordogne sur une assez grande longueur, et qui, quoique peu large, ne laisse pas que d'avoir de l'importance. Jusqu'ici il n'a été qu'à peine effleuré à la surface; mais on sait qu'il renferme des couches d'une certaine puissance et dont l'exploitation ne pourra être que très-avantageuse.

La houille que ces couches recèle est de fort bonne qualité; elle est d'un beau noir éclatant, à cassure inégale, d'apparence homogène, mais présentant çà et là quelques enduits pyriteux. Sa poussière est d'un brun noir; par calcination au creuzet de platine, elle répand une odeur bitumineuse, et elle laisse 0,685 de coke boursoufflé, bien aggloméré en un seul morceau et d'un beau

gris métallique. Elle brûle en se fondant et se boursoufflant avec une belle flamme, accompagnée de fumée, et elle laisse des cendres presque blanches, qui ne renferment pas de carbonate de chaux. Un échantillon, provenant de la mine de Madic, a donné :

Charbon. . . . .	0,610	} coke 0,685.
Cendres. . . . .	0,075	
Matières volatiles. . .	0,315	
	<hr/>	
	1,000	

Cette houille sera propre à un grand nombre d'usages, mais néanmoins elle doit être considérée comme un peu faible pour les travaux de la forge et pour la fabrication du coke.

6. *Essai de quelques HOUILLES des Asturies*  
(Espagne); par M. P. Berthier.

Le terrain houiller qui se trouve dans les Asturies est fort étendu, et il paraît qu'il recèle un grand nombre de couches de combustible; mais malheureusement il s'en faut de beaucoup que ce combustible soit de première qualité.

Il m'en a été envoyé sept échantillons étiquetés comme il suit : 1° mine de Clausel; 2° mine del Regueron; 3° Véta del Medio; 4° Venuca; 5° Pic des Agilard; 6° Véta des Allemands; 7° Vétadellos Creston. Mais les cinq derniers étaient tous exactement de la même nature.

N° 1. Mine de Clausel. Ce combustible est en morceaux compactes, durs, à cassure inégale presque unie, présentant cependant, çà et là, quelques indices de structure ligneuse, d'un noir

presque mat. Sa poussière est couleur chocolat. Par calcination il répand une odeur bitumineuse pure, se fendille et prend un éclat gris métallique; mais les morceaux ne se ramollissent ni ne s'agglomèrent. L'analyse donne :

Charbon. . . . .	0,35	} coke 0,47
Cendres argileuses. . .	0,12	
Matières volatiles. . .	0,53	
	<hr/>	
	1,00	

Il est évident, d'après cela, que le combustible de la mine de Clausel n'est qu'une lignite.

N° 2. Mine del Regueron. Le combustible de Regueron se rapproche plus aussi des lignites que des houilles par ses propriétés et sa composition; il est compacte, à cassure inégale, un peu écaillée, d'un noir luisant. Sa poussière est d'un noir chocolat. Par calcination, les morceaux se fendillent et se boursoufflent, mais sans s'agglomérer. Il donne à l'analyse :

Charbon. . . . .	0,43	} coke 0,56
Cendres argileuses. . .	0,13	
Matières volatiles. . .	0,44	
	<hr/>	
	1,00	

N°s 3, 4, 5, 6 et 7, d'un noir luisant, à cassure sensiblement feuilletée ou schisteuse dans un sens, inégale ou unie dans les autres sens; leur poussière est d'un brun très-foncé.

Par calcination ces houilles se ramollissent et s'agglomèrent en se boursoufflant, et elles laissent un coke qui se divise de lui-même en plusieurs morceaux; plusieurs échantillons présentent, çà et là, des enduits de pyrite entre les feuillets; mais ils ne renferment pas trace de carbonate de chaux. Terme moyen, elles fournissent à l'essai :



Charbon. . . . .	0,53	} coke 0,60
Cendres argileuses et un peu ferrugineuse. . . . .	0,07	
Matières volatiles. . . . .	0,40	
	<hr/>	
	1,00	

Ces houilles seraient propres à la grille des chaudières, mais elles conviendraient peu pour le travail de la forge et pour les hauts-fourneaux.

7. *Analyse d'une CENDRE ALUNIFÈRE, provenant de la combustion d'une houille; par M. P. Berthier.*

Cette cendre provient de la combustion des houilles d'Anzin et de Denain, dans les fours à puddler de l'usine de Montaterre (Oise), dont la flamme est employée à chauffer les chaudières des machines à vapeur; elle est entraînée par le courant d'air qui traverse la grille, et elle s'attache en très-grande abondance à la surface des chaudières, dont on est obligé de l'enlever très-fréquemment.

Elle est extrêmement légère, d'un blanc grisâtre, et elle est visiblement mélangée de menus débris de coke.

Par calcination en vase clos, elle laisse dégager de l'eau et une quantité considérable de gaz acide sulfureux. Fortement calcinée dans un creuset, elle se fond en masse noire scoriforme, et elle perd 0,16 de son poids.

Quand on la traite par l'eau, il se dissout des sulfates à bases d'alumine, de protoxyde de fer, de chaux et de potasse: la liqueur donne des cristaux d'alun par cristallisation, et l'on trouve qu'elle contient 0,075 d'acide sulfurique. La matière la-

vée retient encore 0,009 d'acide sulfurique; et lorsqu'on la traite par l'acide muriatique, il se dissout 0,21 d'oxyde de fer et d'alumine.

Quand on grille la cendre, non lavée, au rouge blanc naissant, et qu'ensuite on la lave à l'eau bouillante, il ne se dissout plus que 0,02 de sulfate de potasse pur.

En traitant la cendre directement par l'acide muriatique, il se dissout 0,22 d'oxyde de fer et d'alumine; la liqueur renferme 0,087 d'acide sulfurique, et le résidu calciné pèse 0,65. Ce résidu, mis en ébullition avec de la potasse caustique, ne laisse pas dissoudre une quantité notable de silice.

Il résulte des données précédentes que la cendre de Montaterre renferme:

Acide sulfurique. . . . .	0,087
Alumine soluble. . . . .	0,040
Chaux. . . . .	0,005
Oxyde de fer. . . . .	0,180
Argile. . . . .	0,560
Charbon, eau et potasse. . . . .	0,128

---

1,000

Elle est donc essentiellement composée de matières argileuses, mêlées de quelques débris charbonneux et de sulfates; ces sulfates sont probablement dans la cendre à l'état basique, mais l'eau les décompose en sels neutres solubles, et en une petite quantité de sels encore plus basiques et à base de peroxyde de fer.

Il paraît évident que les sulfates contenus dans la cendre de Montaterre proviennent de la réaction l'une sur l'autre des pyrites et de l'argile que la houille renferme, et qui, entraînées à l'état de poussière tenue par le courant d'air, éprouvent

un grillage complet au milieu de ce courant. Les sulfates ne sont pas décomposés par la chaleur du foyer, parce que, restant attachés sur le fond de la chaudière, qui est pleine d'eau en ébullition, ils ne se trouvent pas exposés à une température suffisamment élevée pour cela. Il est probable aussi que la présence du sulfate de potasse met jusqu'à un certain point obstacle à la décomposition des autres sulfates.

Un simple lavage de cette cendre opéré à l'eau chaude suffirait pour en extraire une proportion assez considérable d'alun, mêlé d'une petite quantité seulement de sulfate d'alumine et de sulfate de protoxyde de fer.

8. *Sur l'existence de l'iode dans les produits de la combustion des HOUILLÈRES de Commentry (Allier); par M. Bussy. (J. de Phar., t. 25, pag. 718.)*

La combustion spontanée des houillères de Commentry produit des vapeurs blanchâtres, répandant une odeur sulfureuse qui rappelle en même temps celle de l'acide hydrochlorique; ces vapeurs, en se condensant, donnent naissance à des efflorescences cristallisées ou concrétionnées, dont quelques-unes sont blanches, mais dont la plupart ont une couleur jaune rougeâtre, ou quelquefois même une couleur rouge foncé.

Il résulte des essais que j'ai faits, que les couleurs jaune et rouge sont dues à du soufre et à du réalgar, et que la matière saline est de l'hydrochlorate d'ammoniaque contenant une proportion notable d'hydriodate. Dissous dans l'eau, ce sel co-

lore l'amidon lorsqu'on y ajoute un peu de chlore. Abandonné à l'air, il se colore par la décomposition spontanée de l'acide hydriodique, et, au bout d'un certain temps, l'iode s'évapore lui-même en totalité.

9. *Sur la composition de certaines SUBSTANCES MINÉRALES d'origine organique, par J. Johnston. (Phil. mag., t. XIV, p. 87.)*

1. *Résine d'Highgate ou copal fossile.* — Ces noms dérivent, le premier, de la localité où pour la première fois cette substance a été trouvée en quantité notable, l'argile bleue d'Highgate Hill, près de Londres, et le second de sa ressemblance à la résine de copal pour les caractères extérieurs et la solubilité difficile dans l'alcool. Deux fragments ont été soumis à l'analyse.

1° Le premier était gris sale et translucide. Sa cassure fraîche répandait une odeur résineuse. Soumis à une faible chaleur au contact de l'air, il s'est volatilisé presque entièrement, laissant seulement un faible résidu de charbon et de matières terreuses. Ce résidu a été grillé pour faire disparaître le charbon; la matière terreuse restée seule équivalait à 0,136 p. 100 du poids du fragment de résine soumis à la volatilisation.

L'analyse faite par l'oxyde de cuivre a donné le résultat suivant :

Carbone. . . . .	85,408
Hydrogène. . . . .	11,787
Oxygène. . . . .	2,669
Cendres. . . . .	0,136

2° Le second fragment était pur, jaune pâle, demi-transparent, recouvert d'une pellicule brune

due probablement à une altération. L'échantillon était trop petit pour qu'il fût possible de séparer cette portion altérée.

L'analyse a donné :

Carbone. . . . .	85,677
Hydrogène. . . . .	11,476
Oxygène. . . . .	2,847
	<hr/>
	100,000

En admettant que le dernier échantillon fût le plus pur, la composition de cette substance peut être exprimée par la formule  $C^{40} H^{32} O^1$ .

Cette résine offre un nouvel exemple de la relation qui existe entre la composition des substances résineuses et celle de l'essence de térébenthine  $C^{40} H^{32}$ . Elle serait, d'après l'analyse précédente, le premier degré d'oxydation de ce radical  $C^{40} H^{32}$ .

Elle est un peu attaquée par l'alcool, mais la dissolution donne un précipité blanc quand on la traite par une dissolution alcoolique d'acétate de plomb. D'après cela, on doit admettre que cette résine est acide elle-même, ou bien qu'elle en contient une autre en très-faible quantité qui l'est.

II. *Résine de Settling Stones.* — Cette substance a été trouvée près de la mine de plomb de Settling Stones, dans le Northumberland. Cette mine se trouve à l'intersection d'une multitude de filons et de failles le long desquels les couches ont été relevées ou abaissées. Une de ces failles a ainsi produit au jour un escarpement dans lequel le voisinage du filon est souvent imprégné de chaux; quelquefois le mur et le toit de ce filon sont presque un calcaire parfait et prennent une couleur grise ou gris bleuâtre. C'est dans ces accidents de la roche que se trouve la substance rési-

neuse; elle y est sous forme de gouttes ou de fragments aplatis plus ou moins arrondis, comme si elle avait été primitivement dans un état de fluidité ou au moins de ramollissement. Elle est dure, fragile sous le marteau, mais excessivement difficile à réduire en poudre au mortier: même après avoir pilé longtemps, on y trouve encore des fragments anguleux. Sa couleur varie du jaune pâle au rouge foncé, et sa pesanteur spécifique de 1,16 à 1,54. Elle est opalescente. Elle ne fond pas à 400° Fahr.; mais elle brûle à la flamme d'une chandelle, et elle donne des produits empyreumatiques quand on la fond dans un tube fermé, chauffé à la lampe à alcool. Elle est insoluble dans l'eau et un peu soluble dans l'alcool.

Cette substance a quelque ressemblance avec la précédente pour les caractères extérieurs; mais, d'après leur gisement et leur origine elles doivent être considérées comme entièrement différentes. L'une se trouve dans un vaste dépôt d'argile tertiaire; l'autre dans une contrée calcaire, au centre d'une énorme masse soulevée de basalte stratiforme.

La combustion à l'air a donné un résidu de 3,256 p. 0/0 de cendres brunes.

L'analyse a donné :

Carbone. . . . .	85,133	ou 40 atômes
Hydrogène. . . . .	10,853	ou 31,2 atômes
Cendres. . . . .	3,256	
	<hr/>	
	99,242	

Je n'ai pas pu m'assurer de la présence ou de l'absence de l'oxygène dans cette substance; il est possible que ce soit seulement un carbure d'hydrogène impur  $C^4 H^3$ , se rapportant à la compo-

sition de l'acétyle, ou bien qu'elle contienne le carbone et l'hydrogène dans le même rapport que l'essence de térébenthine  $C^{40} H^{32}$ .

III. *Bérenégélite*. — Les échantillons de la substance que je propose de nommer *bérenégélite*, ont été apportés de l'Amérique du Sud. Je n'ai que très-peu de détails sur son origine. Il paraît qu'elle provient de la province de S.-Juan de Berengela, où on la trouve en très-grande quantité, et où elle forme, à ce qu'on prétend, des espèces de lacs. Elle sert à calfater les navires à Arica.

Cette substance est dure, fragile, s'écrasant sous l'ongle, d'un éclat et d'une cassure résineuse. Elle est d'un brun sombre avec un reflet verdâtre, mais elle donne une poussière jaune. Les caractères extérieurs semblent indiquer qu'elle a passé par un état de ramollissement tel qu'elle devait se prêter facilement à la compression. Elle est insoluble dans l'eau, mais elle se dissout facilement dans une grande quantité d'alcool ou d'éther à froid, et donne des dissolutions brunes; il ne reste qu'un faible résidu de matières terreuses. Quand on évapore la dissolution alcoolique, on retrouve la résine plus transparente, transmettant une lumière rouge brillante, fondant facilement au bain-marie et restant toujours molle et onctueuse à la température ordinaire. Elle reprend peu à peu sa fragilité; mais cependant, au bout de trois ou quatre mois, elle est toujours molle et se prend aux doigts.

Elle a une odeur résineuse particulière, désagréable. Quand on la maintient quelque temps en fusion à  $212^{\circ}$  Fahr., cette odeur disparaît, et la résine devient odoriférante. Mais par le refroidissement elle redevient fétide. Quand on en met

un fragment dans la bouche, on éprouve une légère sensation d'amertume. La dissolution alcoolique est très-amère.

Comme toutes les autres résines, elle est à peu près insoluble dans une dissolution concentrée de potasse caustique; mais dans une dissolution étendue, elle s'attaque en la colorant en jaune: les acides la précipitent de cette dissolution. La dissolution alcoolique d'acétate de plomb donne, dans la dissolution alcoolique de bérenégélite, un précipité jaune volumineux. Cette substance est probablement une résine acide. La dissolution alcoolique est rendue laiteuse par l'ammoniaque et passe toujours laiteuse à travers les filtres.

J'ai fait deux analyses par l'oxyde de cuivre, et je suis arrivé aux nombres suivants.

	1	2
Carbone. . . . .	72,472	72,338
Hydrogène. . . . .	9,193	9,359
Oxygène. . . . .	18,330	18,303
	100,000	100,000

Ces résultats s'accordent à très-peu près avec la formule  $C^{40} H^{31} O^8$ , et représentent une composition analogue à celle de la colophane et de quelques autres résines dont l'essence de térébenthine est le radical. Mais comme la quantité de carbone indiquée par cette formule est moindre que celle trouvée par l'analyse, nous devons préférer l'une ou l'autre des formules suivantes :

$C^{40} H^{31} O^8 =$	{	Carbone. . . . .	72,533
		Hydrogène. . . . .	8,929
		Oxygène. . . . .	18,538
$C^{41} H^{31} O^8 =$	{	Carbone. . . . .	72,322
		Hydrogène. . . . .	9,215
		Oxygène. . . . .	18,463

Ce sera en découvrant la quantité des matières étrangères qui peuvent être contenues dans cette résine qu'on pourra faire un choix entre les deux formules. La première de toutes,  $C^{40} H^{31} O^3$ , serait la plus vraisemblable d'après la théorie que j'ai donnée de la composition des résines en général. Il en résulte en effet, qu'aucune des résines que j'ai analysées, à part celle dont il est question maintenant, ne paraît s'écarter de la formule générale  $C^{40} H^{32-x} O^{3-y}$ .

*Origine des résines minérales.*

1. *Copal fossile.*—La composition de cette substance indique clairement une origine végétale. On l'a trouvée en petite quantité disséminée dans l'argile de Londres. Or, dans quelles circonstances a dû se former ce vaste dépôt d'argile? Probablement c'est le long du cours d'une grande rivière, ou bien au fond d'un lac où elle versait ses eaux.

Si, à cette époque, le climat était dans ces latitudes plus chaud qu'il n'est maintenant, circonstance admise généralement par les géologues, nous devons nous attendre à trouver des résines semblables dans des localités semblables et où la température est la même aussi: or, sous ce rapport, nous pouvons comparer la Guyane actuelle à ce qui existait probablement autrefois dans les environs de Londres. Ce que nous savons du grand nombre de rivières et de lacs de ce pays, de ses inondations, de ses pluies, et de son climat, à la fois chaud et humide, se rapporte assez à l'hypothèse que nous avons faite d'une rivière boueuse qui, dans les environs de Londres, aurait charrié avec elle les débris et les résines des végétaux qui l'avoisinaient.

On apporte de la Guyane française une résine connue sous le nom de *résine animé*, qui, de même que la résine d'Highgate, ressemble beaucoup au copal. Cette substance, analysée par Laurent, lui a donné une composition qui se rapproche aussi beaucoup de celle du copal fossile. Voici les résultats :

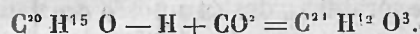
Résine d'animé.	Copal fossile.	
	1	2
Carbone. . . . . 84,6	85,408	85,677
Hydrogène. . . . . 11,5	11,787	11,476
Oxygène. . . . . 3,9	2,669	2,847
	100,0	100,000

Ces deux substances peuvent, d'après cela, être exprimées à peu près par la formule  $C^{40} H^{32} O$ .

Sans nous arrêter à discuter la formule qui se rapprocherait le plus exactement des résultats de l'expérience, remarquons seulement cette coïncidence à peu près complète entre deux substances d'origine et d'époques si différentes. Ce fait doit être joint à tous ceux qui viennent déjà démontrer la nature du climat de nos latitudes à des époques très-reculées.

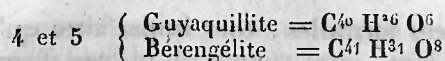
2. *Résine de rétinaspalt*, =  $C^{21} H^{16} O^3$ . — Cette résine, trouvée dans la formation tertiaire de Borey, dans le Devonshire, à peu près du même âge que l'argile de Londres, a une origine évidente d'après les circonstances de son gisement. Elle est répandue dans les dépôts de lignite et tra-

versée par des baguettes et des épines creuses quadrangulaires qui appartenaient probablement à un conifère. Il est probable que cette résine a coulé d'un de ces arbres à l'état liquide, vu son mélange à l'argile, et qu'elle a éprouvé ensuite quelques altérations. Mais cette dernière conjecture ne pourrait avoir un grand poids, que si nous connaissions assez bien la composition des résines des pins des climats chauds pour pouvoir faire la comparaison. Remarquons seulement que la composition de la colophane étant exprimée par la formule  $C^{20}H^{15}O$ , celle de la résine de rétinasphalt peut en être déduite en remplaçant un atome d'hydrogène par un atome d'acide carbonique, car



3. *Middletonite* =  $C^{30}H^{41}O$ . — Dans un article précédent, j'ai prouvé que cette substance devait être regardée comme une résine *altérée* des arbres de l'époque du terrain houiller. Ce ne sont pas ses propriétés qui m'ont conduit à admettre qu'il y a eu altération; mais il serait invraisemblable de supposer qu'une substance résineuse pût rester ce qu'elle était primitivement, tandis que le bois qui l'entoure était converti en charbon. M. Embleton, observateur intelligent des houillères de Middleton, trouve une confirmation de cette opinion dans l'aspect de la houille en contact avec la résine; elle ressemble beaucoup en effet à une écorce altérée.

La résine de Settling Stones a été probablement séparée par distillation des végétaux auxquels elle appartenait, et a traversé les fissures des roches voisines à l'époque où le trapp, qu'on trouve près de là, a fait éruption à l'état liquide.

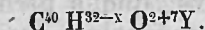


J'ignore complètement le gisement de ces substances. On dit que la première forme de vastes dépôts dans le voisinage de Guyaquil, et que l'autre forme un vaste lac à 15° plus au sud. Le voisinage d'une chaîne volcanique permet de penser que ces substances peuvent bien avoir été distillées d'un dépôt de végétaux situé au-dessous de leur gisement actuel. Quoique les résines n'aient été rencontrées jusqu'ici que dans des substances d'origine végétale, puisque la pétroline de Bous-singault contient le carbone et l'hydrogène dans le même rapport que l'huile de térébenthine, on peut admettre sans difficulté que dans des circonstances favorables, des composés de nature semblable existants dans des dépôts de pétrole peuvent éprouver une oxydation et produire des résines analogues à celles qu'on rencontre dans l'Amérique du Sud.

Voici le tableau des formules qui représentent la composition des diverses résines dont on a publié l'analyse.

Résine de la racine de l'arbre à brai.	$C^{38}H^{30}O$	Dumas.
Résine d'animé.	$C^{40}H^{33}O$	Laurent.
Copal fossile.	$C^{40}H^{32}O$	
Résine d'élemi.	$C^{40}H^{32}O^2$	Rose.
Colophane.	$C^{40}H^{30}O^4$	Liébig.
Vernis de Pasto.	$C^{40}H^{32}O^8$	Boussingault.
Bérenégélite.	$C^{40}H^{31}O^8$	
Middletonite.	$C^{40}H^{23}O^2$	
Guyaquillite.	$C^{40}H^{26}O^6$	
Résine de rétinasphalt.	$C^{40}H^{27}O^6$	
	$C^{42}H^{28}O^6$	
	$C^{40}H^{34}O^8$	
Gamboge.	$C^{48}H^{22}O^{10}$	
Eblanin.	$C^{40}H^{20}O^8$	
	$C^{42}H^{18}O^8$	

D'après ces formules, tout imparfaites qu'elles peuvent être, nous voyons un moyen d'exprimer, au moins approximativement, toutes les résines, excepté une, par des formules où la quantité de carbone reste la même. Cette formule serait :



Mais nos connaissances ne sont pas assez avancées pour que nous puissions nous former une opinion bien arrêtée sur ce sujet.

10. *Sur la GUYAQUILLITE, nouveau minéral d'origine organique*, par J. Johnston. (Phil. mag., nov. 1838.)

Je dois à la complaisance de M. Brooke une petite quantité d'une résine minérale qui forme un amas considérable aux environs de Guyaquil, dans l'Amérique méridionale, et que je propose de nommer, à cause de cela, *guyaquillite*.

J'ai vu deux variétés de cette substance; l'une presque homogène, d'un jaune clair, présentant une cassure grenue et en aucune façon résineuse. L'autre variété est mélangée avec une quantité plus ou moins grande d'une substance bitumineuse, d'un brun foncé. La variété pure est opaque, plus dense que l'eau; elle se laisse facilement réduire en poudre fine, se dissout en grande quantité dans l'alcool, et donne une dissolution d'une amertume extrême; sa densité est de 1,092: elle commence à fondre à 157° F.; mais elle n'est complètement liquide qu'à 212. Elle se décompose quand on veut la distiller.

Cette matière se dissout facilement dans une

lessive de potasse caustique, et peut être précipitée ensuite par l'addition d'un acide. L'acide sulfurique la dissout également, mais l'eau la précipite de nouveau. L'acide nitrique la décompose avec dégagement de vapeurs rutilantes: on voit, d'après ces propriétés, que la guyaquillite doit être placée parmi les résines acides.

Deux analyses m'ont donné :

	1	2
Carbone. . . . .	76,665	77,350
Hydrogène. . . . .	8,174	8,197
Oxygène. . . . .	15,161	14,453
	100,000	100,000

La formule  $C^{20}H^{26}O^3$  donne :

$C^{20}$	1528,750	76,783
$H^{26}$	162,235	8,148
$O^3$	300,000	15,069
	1990,985	100,000

Il est difficile d'établir la véritable formule rationnelle de ce corps. Il peut être considéré comme :

un oxyde  $C^{20}H^{26}+O^3$   
 ou comme un hydrate  $C^{20}H^{20}+3H^2O$  ou comme une  
 essence de térébenthine altérée  $C^{20}H^{32}$  } — 6H essence dans  
 équiv. d'hydrogène ont été remplacés par 3 at. oxygène. } + 3O laquelle 3

J'ai cherché à déterminer son poids atomique par l'analyse des combinaisons avec l'oxyde d'argent; mais ces combinaisons ne m'ont pas présenté de composition bien constante.

11. *Analyse des Résines de la tourbe*, par M. Mudler. (Institut 1839, N° 301, p. 342.)

En traitant par l'alcool bouillant la tourbe épuisée par de l'eau, on dissout trois résines, dont l'une se rapproche beaucoup de la cire et se précipite par le refroidissement, tandis que les deux autres restent dissoutes. L'une des deux dernières se combine avec l'oxyde de plomb. Une quatrième reste dans la tourbe et peut en être extraite par l'huile de pétrole. Nommons, pour le moment, la résine électro-négative A, la résine soluble dans l'alcool à froid B, la résine soluble dans l'alcool à chaud C, et enfin la résine soluble dans le pétrole D. Voici quelle est la composition de ces substances.

		Trouvé	Atomes.
(A)	C	73,20	50
	H	9,57	88
	O	17,23	9
(B)		Trouvé	Atomes
	C	77,37	77
	H	10,98	134
(C)		Trouvé	Atomes
	C	79,12	104
	H	11,94	188
(D)		Trouvé	Atomes
	C	80,77	131
	H	12,15	242
	O	7,08	9

12. *Sur l'origine de la Houille et des LIGNITES*, d'après l'observation microscopique; par M. Link. (Acad. de Berlin.)

Il règne actuellement deux opinions différentes relativement à l'origine de la houille; les uns soutiennent que c'est une tourbe du monde primitif, et d'autres les tiges des arbres des forêts qui auraient été enfouies. Comme parmi les lignites, et même dans les formations de sédiment les plus récentes, on trouve fréquemment des bois qui laissent voir très distinctement leur structure ligneuse, il était important de soumettre la tourbe à un examen microscopique, pour être en état d'établir des comparaisons.

La tourbe ordinaire consiste en parties terreuses pénétrées par les racines ou fibres radiculaires avec quelques portions de feuilles répandues çà et là. La partie terreuse se compose du tissu cellulaire des plantes dont les parois ont souvent été tellement aplaties par une si forte pression, qu'il est presque impossible de les reconnaître. Les fibres radiculaires et les parties foliacées ont une structure dont il sera question plus tard. Parmi les tourbes qu'on vend à Berlin sous le nom de *tourbe de linum*, on en rencontre des morceaux compactes et durs, où on ne remarque pas de fibres, mais seulement quelques débris foliacés et qui sont composés de couches minces à cassure transverse unie et de couleur brun foncé. Cette tourbe consiste, comme la précédente, en tissu cellulaire de plantes qui ont été comprimées par couches excessivement minces, et offrant encore moins de parties transparentes que la tourbe ordinaire. Un troisième échantillon exploité dans



un sol de la Basse-Poméranie avait l'apparence du bois fossile, mais il ne consistait qu'en couches minces parallèles, à cassures conchoïde et éclatante, et contenant encore des parties semblables à des débris de feuilles. A l'intérieur, cet échantillon ressemblait à la tourbe compacte précédente, excepté que les mailles du tissu y étaient fréquemment rompues. On n'y remarquait aucune trace de structure ligneuse. Plusieurs des portions les moins transparentes laissèrent passer la lumière quand on les plongea dans l'huile d'olive, et encore mieux quand on les enduisit d'huile rectifiée de goudron de houille.

On s'est servi du même moyen pour les houilles, et on est parvenu ainsi à rendre un grand nombre de leurs parties transparentes. On a trouvé ainsi, en rapprochant les échantillons, que les houilles de l'Amérique du Sud (Nouvelle-Grenade), de Newcastle, Bridgewater, Saint-Etienne, Basse-Silésie, présentaient une structure analogue à la tourbe et particulièrement à la tourbe compacte du linum; on n'a pas observé dans ces houilles ce qu'étaient devenus les points où on remarquait une structure presque ligneuse. Les houilles de la Haute-Silésie ont permis de faire, au moyen de la calcination, une comparaison avec le charbon de bois, et surtout avec celui de bouleau, pin, palmier, *bactris spinosa*. La calcination a enlevé aux parois des cellules, ou vaisseaux, toute leur transparence; mais elle n'a fait éprouver aucun changement aux pores ou ouvertures. Il paraîtrait donc que la houille fibreuse qui recouvre plus ou moins la houille compacte de Beuthen, dans la Haute-Silésie, ressemble à du charbon brûlé, puisque sa masse compacte est

tourbeuse. Toutes ces houilles appartiennent aux plus anciennes formations. La houille du Muschelkalk dans la Haute-Silésie est tourbeuse, mais celle de Deister, dans le lias, paraît se rapprocher du bois. La houille du Quadersandstein, de Quedlinbourg, provient évidemment de bois de conifères. Les lignites du Groënland, dans lesquels on rencontre du rétinaspalt, sont au contraire tourbeux, et il en est de même de ceux de Meissner dans la Hesse. Un combustible fossile de Senssen, dans le Baireuth, a offert un mélange singulier de diverses parties de plantes et même de vaisseaux en spirale; un autre des mines de Trinidad, dans la Nouvelle-Grenade, a présenté du bois de palmier. On peut ranger parmi les lignites de bois de conifères ceux de Friessdorf, près Bonn, de Voelpke, entre Moorsleben et Oschersleben, de Schnettlingen, le lignite, dans lequel on trouve la schérite, et parmi les lignites appartenant aux dycotylédonées, mais non pas aux conifères, le Surturband, le Berssteinholz, le lignite de Meissner et celui de la route de Brohlhale au Rhin.

---

13. *Analyse des GRÉLONS tombés à Rouen le 25 février 1839, par M. Girardin. (J. de Phar., t. 25, p. 390.)*

L'eau provenant de la fusion de ces grêlons avait l'aspect d'eau au milieu de laquelle on aurait laissé tomber quelques gouttes de lait, et peu à peu il s'y est formé des flocons blancs et très-légers qui se sont déposés au fond du vase, et que l'on a reconnus être de nature organique. La

grêle contenait une matière organique azotée assez abondante, et une quantité notable de chaux et d'acide sulfurique; mais elle ne renfermait pas de trace sensible d'ammoniaque.

14. *Lettre de M. Lefèvre relative aux Puits ARTÉSIENS des oasis d'Égypte.* (An. de ch., t. 71, pag. 201.)

Voici quelques observations recueillies sur les forages de puits artésiens pratiqués par les anciens Égyptiens dans les oasis d'Égypte, et particulièrement dans la grande oasis de Thèbes et dans celle du Garbe (ou du couchant). Ces observations sont le fruit de l'expérience acquise pendant onze années par notre compatriote M. Ayme, chimiste manufacturier, qui vient d'être nommé, par Son Altesse le vice-roi d'Égypte, gouverneur civil et militaire de toutes les oasis, où il réside encore.

La grande oasis de Thèbes, qu'habite surtout notre compatriote, a vingt-cinq lieues de long sur deux, trois et quatre de large. Celle du Garbe, où il a aussi une fabrique d'alun, a environ vingt lieues. La configuration en est ovoïde. Ces deux oasis contiennent à peu près vingt-cinq mille arpents de terre de très-bonne qualité, propre à la culture du sucre, de l'indigo, de la garance et du coton, d'après les expériences que M. Ayme y a faites. Ces deux oasis sont, si l'on peut s'exprimer ainsi, criblées de puits artésiens, fait que M. Arago a, très à propos, cité dans l'Annuaire de 1834, époque à laquelle M. Ayme n'avait communiqué ses idées sur ces puits, en grande partie

comblés par les éboulements du boisage des anciens, ainsi que par les fragments de roches qui en constituent les parois. Depuis, aidé de mes conseils, après l'établissement que j'avais fait pour lui, en 1836, d'un équipage de sondage, il a pu avec cinq cents pieds de tige déblayer et nettoyer plusieurs de ces puits, qui lui ont donné de l'eau ascendante jusqu'à la surface du sol.

Voici ce que faisaient les anciens habitants de ces contrées. Ils pratiquaient des puits carrés dont les dimensions varient de 2 à 3<sup>m</sup>, 33 de côté. On les pratiquait ainsi jusqu'à la couche calcaire éloignée de la surface du sol de 20 à 25 mètres, espace constitué par des couches composées, de haut en bas, de terre végétale, d'argile, de marne et d'argile marneuse. Cette dernière roche repose sur un calcaire sous la masse duquel se trouve la nappe d'eau qui alimente tous les puits des oasis. Une fois le puits carré creusé jusqu'au calcaire, ils en garnissaient les parois, jusqu'à la surface, d'un triple boisage en bois de palmier-doum, pour prévenir les éboulements. Ce travail terminé à sec, ils foraient (on ignore si c'est par la méthode à tiges ou par la méthode chinoise) la masse calcaire que les Arabes appellent *agar el moya* (pierre de l'eau), et qui a de 100 à 133 mètres d'épaisseur, avant d'atteindre le cours d'eau souterrain qui traverse ou arrose des sables identiques à ceux du Nil, si l'on en juge du moins par ceux que rapporte la tarière. Après l'avoir déblayé et nettoyé, un de ces puits a présenté un fait à peu près analogue à celui du puits d'Elbeuf; c'est qu'à 108<sup>m</sup>, 33 de profondeur, l'eau a ramené dans le trou du poisson, dont M. Ayme a pu, dès lors et depuis, alimenter sa table.

Voici les précautions que prenaient les foreurs de l'antiquité. Après être arrivés sur l'*agarel moya*, ils foraient des trous de 4, 5 et jusqu'à 8 pouces de diamètre, appelés par les Arabes l'*algue*; ensuite, dans la crainte que le pays ne fût inondé par la grande quantité d'eau ascendante qu'aurait donné le trou de sonde, avant d'avoir atteint la couche aquifère, ils préparaient, pour recouvrir ou pour garnir l'orifice, une espèce de soupape de sûreté, faite avec un grès très-dur (probablement siliceux), et à laquelle on donnait la forme d'une poire. Cette soupape était armée d'un anneau en fer, qui permettait d'ouvrir entièrement ou de fermer plus ou moins l'orifice d'ascension. Ils se ménageaient ainsi la facilité de se procurer la quantité d'eau nécessaire à leurs besoins. Cette pièce piriforme est remplacée dans certains puits par un bout de tube en bois, enfoncé dans l'*algue* et saillant au-dessus.

La multiplicité de ces puits et leurs différents gisements feraient croire qu'à quelque endroit qu'on pratique un puits artésien dans ces deux oasis, on est sûr d'avoir de l'eau ascendante; la quantité en est proportionnée au diamètre du trou.

Les motifs qui ont fait abandonner ces puits, sont que les boisages en étant pourris, une grande partie des bois qui les composaient se sont détachés et ont obstrué l'orifice d'écoulement. Les marnes et les autres roches qu'ils soutenaient, manquant de soutien, se sont détachées et ont comblé les interstices laissés entre les fragments de bois; aussi a-t-il fallu depuis employer pour le curage des plongeurs qui, abusant de la crédulité des habitants, se faisaient donner quatre à cinq

piastres par jour (prix exorbitant pour le pays), rapportaient peu de matière marneuse, puisqu'ils n'avaient que leurs mains pour enlever la fange provenant des éboulements, et n'ont jamais pu nettoyer entièrement un de ces puits.

M. Ayme, malgré tous les moyens dont il dispose, se voit obligé d'abandonner cette opération, en raison des énormes dépenses qu'exige le boisage; il se propose d'en forer de nouveaux qui pourront nous faire connaître la nature du calcaire qu'ils traverseront et nous offriront sans doute quelques faits particuliers sur cet énorme courant souterrain qui parcourt le sol des oasis et qui paraît venir du Darfour.

15. *Analyse des EAUX MINÉRALES d'Autoville (Calvados)*, par M. Quevenne. (J. de Phar., t. 26, p. 430.)

Cette eau a une saveur ferrugineuse et rougit sensiblement le tournesol. Par litre elle contient 0<sup>m</sup>,921 de gaz acide carbonique, et :

Sulfate de chaux. . . . .	0,037
Chlorure de magnésium. . . . .	} 0,035
— de calcium. . . . .	
— de sodium. . . . .	
Carbonate de chaux. . . . .	0,020
Péroxyde de fer et trace de manganèse.	0,014
Silice. . . . .	0,050
Matière organique azotée et eau de cristallisation des sels. . . . .	0,020
Phosphate de chaux et alumine. . . . .	0,004
	0,180

16. *Traité sur l'EAU MINÉRALE ET THERMALE de Capbern* (département des Hautes-Pyrénées), considérées sous le point de vue topographique, chimique et médical; par M. La Tour de Trie, pharmacien à Tarbes. (J. de Phar., t. 25, p. 358.)

Les eaux de Capbern appartiennent au gouvernement, qui y a fait établir quatorze cabinets de bains, une douche, deux buvettes, etc.

L'eau, telle qu'elle sort des sources, est très-limpide, inodore, d'une saveur douce un peu salée; elle laisse déposer à la longue des flocons d'une matière organique. Sa pesanteur est de 1,003. Sa température est de 19°  $\frac{1}{2}$  R. Elle offre un dégagement presque insensible, mais continu, d'un gaz incolore; la pierre sur laquelle tombe le jet est recouverte d'une couche légère couleur d'ocre. Le produit de la source est de 166 mètres cubes par heure: elle pourrait alimenter 200 baignoires.

Elle contient, par litre:

	cent. cubes.
Acide carbonique. . . . .	49
Oxygène. . . . .	18
Azote. . . . .	28
Total. . . . .	95

	gr.
Sulfate de magnésie. . . . .	0,464
Sulfate de soude. . . . .	0,072
Sulfate de chaux. . . . .	1,096
Hydrochlorate de soude. . . . .	0,044
Hydrochlorate de magnésie. . . . .	0,032
Hydrochlorate de chaux. . . . .	0,016
Carbonate de magnésie. . . . .	0,012
Carbonate de chaux. . . . .	0,220
Carbonate de fer. . . . .	0,024
Silice. . . . .	0,028
Matière organique. . . . .	0,076

2,084

17. *Résumé des travaux sur plusieurs analyses d'EAUX MINÉRALES naturelles, savoir: de Saint-Galmier* (Loire), *de Vic-sur-Cerre* (Cantal), *de Seltz*, *de Tellièrre-les-Boulies* (Cantal), *de Segray* (Loiret), *de Rennes* (Aude), *et de Saint-Honoré* (Nièvre), par M. O. Henry. (J. de Phar., t. 25, p. 614 et 697.)

Pour doser le carbonate de soude qui se trouve presque toujours mêlé dans les eaux minérales avec des chlorures, des sulfates et des phosphates, je fais dissoudre dans de l'eau un poids déterminé des sels alcalins préalablement calcinés très-fortement; j'introduis la dissolution dans une cloche graduée sur le mercure, et j'y ajoute de l'acide muriatique ou sulfurique. Je calcule la proportion de carbonate de soude d'après le volume de gaz acide carbonique qui se dégage.

J'ai reconnu la présence du nitrate de magnésie dans l'eau de Saint-Galmier. Pour cela j'en ai précipité le chlore par le sulfate d'argent légèrement ammoniacal, j'ai évaporé la liqueur filtrée et j'ai traité le résidu bien desséché par l'alcool à 38°: en évaporant la liqueur alcoolique, il est resté un sel de magnésie qui fournissait par la brucine et l'acide sulfurique une couleur rouge de sang, et par le cuivre et le même acide des vapeurs rutilantes d'acide nitreux.

Les crénate et apocrénate de fer qui se rencontrent souvent dans les eaux minérales, se déposent en flocons bruns avec la silice, lorsqu'on traite par l'acide nitrique le résidu de l'évaporation de l'eau, jusqu'à parfaite saturation; ces flocons, mis en ébullition avec de la potasse en

dissolution étendue, se décomposent et donnent une liqueur brune.

*Saint-Galmier* (Loire). — La petite ville de Saint-Galmier est située entre Saint-Étienne et Montbrison. La source minérale qu'elle possède porte le nom de *Font-Fort* ou *Fonte-Forte*; l'eau que fournit cette source est froide, limpide, très-gazeuse, acidule, fraîche et très-agréable au goût. Elle contient :

	Gram.
Acide carbonique libre (plus d'un litre) . . .	2,082
Bicarbonate de chaux } celui de chaux domine.	1,037
— de magnésie }	
— de soude anhydre . . . . .	0,238
— de strontiane . . . . .	0,007
— de fer . . . . .	0,009
— de manganèse . . . . .	0,009
Nitrate de magnésie . . . . .	0,060
Chlorure de sodium . . . . .	0,216
Sulfate de soude anhydre . . . . .	0,079
Sulfate de chaux anhydre . . . . .	0,180
Phosphate soluble . . . . .	traces
Silice et alumine . . . . .	0,036
Matière organique non azotée (géine) . . . .	0,024
Eau pure . . . . .	996,032
	1,000,000

*Vic-sur-Cerre* (Cantal). — L'eau de Vic-sur-Cerre est froide, acidule, agréable à boire comme l'eau de Seltz. Son analyse, faite comparativement avec celle de la dernière eau, a donné :

EAU DE VIC-SUR-CERRE.		EAU DE SELTZ NATURELLE.		
POUR 100 GRAMMES.		BISCHOFF.	CAVENTOU.	O. HENRY.
	gram.	gram.	gram.	gram.
Acide carbonique libre . . . . .	0,874	indéterm.	indéterm.	2,7401 lit. $\frac{2}{3}$
Bicarbonate de soude anhydre.	0,235	1,029	1,036	0,999
Bicarbonate de chaux . . . . .	0,723	0,464	0,603	0,551
— de magnésie . . . . .	0,375	0,418		0,209
— de strontiane . . . . .	sensibles	"	"	traces
— de protoxyde de fer . . . . .	0,001	0,027	traces	0,030
Chlorure de sodium . . . . .	1,550	2,796	2,110	2,040
— de potassium . . . . .	0,002	"	"	0,001
Bromure alcalin . . . . .	0,003	"	"	traces légères
Sulfate de soude anhydre . . . . .	0,720	0,043	0,100	0,150
— de chaux anhydre . . . . .	0,028	"	"	"
Phosphate de soude . . . . .	0,020	0,047	"	0,040
Silice et alumine . . . . .	0,036	0,048	"	0,050
Crénate de fer . . . . .	0,030	"	"	mat. org. peu.
Crénate de chaux et de soude.	traces	"	"	"
Eau pure . . . . .	994,563	994,739	995,761	993,190
	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000
Substances fixes.	5,623	4,871	3,849	4,070

*Tessière-les-Bouliès* (Cantal). — Cette eau minérale n'est mise en usage que depuis quelques années, et elle remplace l'eau de Seltz. Elle est très-gazeuse et elle a une saveur aigrelette agréable. Elle contient :

	Gram.
Acide carbonique libre — 1 liv. 1/5 environ	2,294
Bicarbonate de de chaux. . . . .	0,402
— de magnésie . . . . .	0,471
— de soude anhydre. . . . .	0,001
— de protoxyde de fer. . . . .	»
— de strontiane. . . . .	0,055
Chlorure de magnésium. . . . .	0,185
Sulfates { de magnésie. . . . .	0,040
{ de soude anhydre. . . . .	0,040
Silice alumine. . . . .	0,060
Phosphate. . . . .	0,060
Matière organique brune } géine sans doute.	0,060
— non azotée	996,492
Eau pure. . . . .	1,000,000

*Segray* (Loiret). — La source minérale de *Segray* (village près de Pithiviers), est assez fréquentée par les habitants des pays voisins. Cette eau est froide, sans aucune odeur sulfureuse : sa saveur est à peine aigrelette, mais nullement atramentaire : elle se trouble par l'ébullition, et laisse déposer des carbonates terreux presque exempts de principes ferrugineux. Elle contient :

	Gram.
Acide carbonique libre. . . . .	0,161
Bicarbonate de chaux. . . . .	0,214
— de magnésie. . . . .	0,065
— terreux. . . . .	0,008
Chlorures de magnésium. . . . .	0,025
— de sodium. . . . .	0,016
— de calcium. . . . .	0,012
Sulfate de magnésie. . . . .	0,027
— de chaux. . . . .	0,016
Silice et alumine. . . . .	0,016
Matière organique non azotée (géine). . . . .	999,456
Eau pure. . . . .	1000,000

Sa composition ne justifie pas les propriétés qu'on lui attribue.

*Rennes* (Aude). — Il y a auprès du village de *Rennes* cinq sources minérales qui sont désignées sous les noms de source du *bain fort*, source du *bain de la Reine*, source du *bain doux*, source du *bain du Pont*, et source du *bain du Cercle*. L'eau de la *Saltz* qui coule à côté est elle-même minéralisée.

Ces sources sont la plupart très-abondantes ; trois sont thermales et deux sont froides : les eaux en sont claires et limpides ; elles exhalent, surtout celle de la *Reine*, une odeur sulfureuse assez prononcée.

La température des sources thermales est de 51°C. pour le *bain fort*, 41°C. pour le *bain de la Reine*, et de 40°C. pour le *bain doux*. Le tableau suivant donne la composition de l'eau de toutes les sources de *Rennes*, ainsi que de l'eau de la *Saltz*.

SUBSTANCES.	POUR 1,000 GRAMMES (1 LITRE) D'EAU MINÉRALE.					RIVIÈRE de SALTZ.
	BAIN FORT. T. 51° cent.	BAIN DOUX. T. 40° cent.	BAIN DE LA REINE. T. 41° cent.	BAIN DU PONT. T. 12° cent.	BAIN DUCERCLÉ. T. 12° cent.	
Acide carbonique.	gram. 0,163	gram. 0,148	gram. 0,155	gram. indéterm.	gram. indéterm.	traces
Acide hydrosulfurique.	" 0,250	" 0,140	traces	" 0,140	" 0,060	" 0,750
Carbonate de chaux.	0,070	0,030	0,120	0,070	0,050	2,020
Carbonate de magnésie.	0,071	0,181	0,100	0,060	0,140	indéterm.
Chlorure de sodium.	0,280	0,244	0,320	0,150	0,100	1,030
— de magnésium.	traces	traces	traces	indéterm.	0,084	1,010
Sulfate de soude.	0,090	0,120	0,200	0,120	0,017	0,050
— de magnésie.	0,162	0,180	0,170	0,025	0,002	inapprécié
— de chaux.	"	"	"	"	bitumineuse	indéterm.
— de fer.	"	"	"	"	0,503	5,310
Silice.	0,049	0,037	0,040	0,050	Odeur particulière pendant l'évapor.	
Alumine.	0,031	0,002	0,00	0,003		
Phosphate d'alumine ou de chaux.	traces	"	"	"		
Oxyde de fer carbonaté et souscarbonaté.	0,040	0,020	0,020	0,030		
Manganèse.						
Matières organiques.						
TOTAL.	1,005	1,102	1,416	0,648		

Ces résultats diffèrent peu de ceux que MM. Re-boul et Julia Fontenelle avaient obtenus il y a plus de vingt ans.

L'eau de la rivière de la Saltz ne paraît avoir rien de commun avec celles des sources minérales.

*Saint-Honoré* (Nièvre). — D'après les vestiges d'antiquités que l'on a rencontrés à St.-Honoré, il paraît que les Romains avaient dans ce lieu un établissement thermal très-somptueux.

La température des différentes sources varie entre 22 et 23° C. L'eau est limpide, sans saveur désagréable; elle exhale à sa source une odeur d'hydrogène sulfuré prononcée, qui lui donne la propriété de colorer les pièces d'argent en jaune vermeil: il croît dans les bassins diverses conferves du genre des *anabeina monticulora*, *zygnema genuflexum*, *oscillaria nigra*, et surtout la *sulfuraria*, qui, selon M. Fontan, ne se rencontre jamais que dans les eaux sulfureuses dont la température est au-dessous de 55° C.

L'eau minérale de Saint-Honoré sort d'une roche porphyroïde qui se rattache au morvant. Elle contient :

Acide hydrosulfurique. . . . . traces légères  
Azote avec un peu d'oxygène. . . . .  
Acide carbonique. . . . . proportions très-minimes

	Gram.
Carbonate de soude anhydre. . . . .	0,034
Carbonates { de chaux. . . . . } { de magnésie. . . . . }	0,082
Chlorure de sodium. . . . .	0,205
Chlorure de potassium. . . . .	traces inappréciables
Sulfate de soude anhydre. . . . .	0,043
Silice et alumine. . . . .	0,025
Oxyde de fer. . . . .	0,006
Matière organique brune amère. . . . .	0,020
Matière floconneuse azotée (barégine). . . . .	0,051
Eau pure. . . . .	999,534

1000,000

Cette eau doit être considérée comme une eau sulfureuse dégénérée : il est probable que l'on pourra lui rendre sa propriété primitive par des aménagements convenables.

18. *Analyse de l'EAU DE MER, prise dans le canal de la Manche, près de Brighton, par M. Schweitzer. (Phil. mag., juillet 1839.)*

L'eau examinée a été puisée, le 3 juin 1838, à six milles du rivage à la marée montante. Le temps était beau, la mer calme et transparente. La pesanteur spécifique de l'eau à 12°. 4 R., était de 1,0274. Elle a été analysée avec les soins les plus minutieux, et le résultat qu'elle a donné (sur 1000 grammes), a été le suivant que l'on place en regard de celui qu'a obtenu M. Laurent pour l'eau de la Méditerranée.

	Manche.	Méditerranée.
Chlorure de sodium. . . . .	27,05948	27,22
— de potassium. . . . .	0,76552	0,01
— de magnésium. . . . .	3,66658	6,14
Bromure de magnésium. . . . .	0,02929	»
Sulfate de magnésie. . . . .	2,29578	7,02
— de chaux. . . . .	1,40662	0,15
Carbonate de chaux. . . . .	0,03301	0,20
	<hr/>	<hr/>
	35,25628	40,74

Le brôme est facile à reconnaître par le moyen du chlore, qui jaunit la liqueur concentrée. Quant à l'iode, la quantité qu'on en trouve est si petite, qu'on peut affirmer qu'elle ne s'élève pas à un grain pour 174 livres d'eau.

L'expérience fait encore reconnaître la présence

d'un peu d'acide carbonique libre et de légères traces de sel ammoniac et d'oxyde de fer.

On voit que l'eau de la Manche contient neuf fois plus de chaux que celle de la Méditerranée, ce qui s'explique aisément, puisque la première se trouve dans un lit de craie. D'un autre côté, la mer Méditerranée contient plus du double de sulfate de magnésie.

19. *Analyse d'une SOURCE SALÉE, trouvée à Wildeg, canton d'Argovie, par M. Brunner. (Bibl. de Genève, t. 23, p. 178.)*

Dans une série d'essais de forages artésiens, exécutés de 1832 à 1838, par M. Lané, on a trouvé que le sable retiré du trou de sonde, à une profondeur de 360 à 400 pieds, contenait une quantité sensible de sel. L'eau salée retirée du trou, avait une pesanteur de spécifique de 1,012; et comme elle renfermait une quantité notable d'iode, on a songé à l'employer comme médicament.

Cette eau est tout à fait neutre; elle est inodore, mais elle a une saveur salée très-prononcée; mêlée avec quelques gouttes d'acide nitrique, elle prend une teinte foncée, et l'amidon la colore ensuite en bleu.

Elle contient :

Chlorure de sodium. . . . .	0,0103040
— de magnésium. . . . .	0,0018929
— de calcium. . . . .	0,0007325
Iodure de sodium. . . . .	0,0000296
Bi-carbonate de chaux. . . . .	0,0000423
Sulfate de soude. . . . .	0,0015567
Brôme et carbonate de fer. . . . .	trace.
	<hr/>
	0,0145580



Pour doser l'iode, j'ai ajouté à une certaine quantité d'eau du sel ammoniac et de l'ammoniaque, et ensuite une dissolution de chlorure d'argent dans l'ammoniaque. J'ai recueilli le précipité jaune soufré d'iodure d'argent qui s'est précipité; je l'ai pesé, et, en le chauffant ensuite dans une petite cornue de verre avec  $1 \frac{1}{2}$  de péroxide de maganèse, et 5 p. de bi-sulfate de potasse bien sec, j'en ai extrait l'iode pur sans mélange d'acide sulfurique ou d'eau.

Le même moyen peut être employé pour décomposer les bromures; et si l'on a un mélange d'iodure et de bromure, on remarque que le brome ne se sépare qu'à une chaleur rouge naissant, et seulement après que la totalité de l'iode s'est volatilisée.

20. *Description d'une SOURCE SALÉE intermittente émettant du gaz acide carbonique qui se trouve près de Kissingen, en Bavière, par M. Forbes. (Edimb. Phil. jour., avril 1839.)*

La petite ville de Kissingen, en Bavière, est située sur la rive gauche de la Saal, à environ 640 pieds au-dessus du niveau de la mer; elle est environnée de sources salées qui étaient exploitées dès le neuvième siècle; depuis quelques années celles de ces sources qui portent les noms de Ragozzi, Pandur et Maximilien, attirent un grand nombre d'étrangers qui viennent y chercher un remède contre diverses maladies.

Le sol des environs de Kissingen est formé de grès bigarré qui supporte un épais dépôt de muschelkalk, et c'est au contact des deux terrains que l'on voit sourdre les eaux minérales.

La saline dite *inférieure* renferme trois sources salées; savoir: 1° la *source riche*, qui contient  $2 \frac{1}{2}$  par cent de sel; 2° la *source blanche*; 3° et la *source ronde* ou *source bouillante*, qui se distingue de toutes les autres, par la propriété qu'elle a de produire une violente émission de gaz d'une manière intermittente.

Le gouvernement a fait faire des travaux sur cette source à différentes époques, ce qui a toujours fait varier son régime. Aujourd'hui elle est reçue dans un puits au fond duquel on a percé un trou de sonde de 4 pouces de diamètre et de 323 pieds de profondeur. Elle fournit 48,000 pieds cubes d'eau à 0,025 de sel par 24 heures, et elle a entièrement absorbé la source riche.

Quand l'eau est abandonnée à elle-même, elle s'élève et s'abaisse alternativement dans le puits un grand nombre de fois par jour; mais quand les pompes qui alimentent la saline sont en jeu, l'intermittence est régulière et a lieu cinq à six fois par jour: les périodes sont plus courtes, lorsque l'on augmente la vitesse des pompes, et *vice versa*, et la durée de l'intermittence est en général plus grande le soir que le matin.

Lorsque l'eau est descendue dans le puits à son niveau le plus bas, elle s'agite et bouillonne progressivement pendant 30 à 40', et elle continue à bouillir pendant deux heures, en émettant des torrents d'acide carbonique; puis quand elle s'est élevée de 8 à 10 p., le bouillonnement cesse, l'eau descend d'abord rapidement, puis lentement, et les mêmes phénomènes recommencent.

Ayant, dans une expérience particulière, adapté au trou de sonde un tube qui s'élevait de plusieurs pieds au-dessus du niveau du puits, l'eau est sor-

dissolution étendue, se décomposent et donnent une liqueur brune.

*Saint-Galmier* (Loire). — La petite ville de Saint-Galmier est située entre Saint-Étienne et Montbrison. La source minérale qu'elle possède porte le nom de *Font-Fort* ou *Fonte-Forte*; l'eau que fournit cette source est froide, limpide, très-gazeuse, acidule, fraîche et très-agréable au goût. Elle contient :

	Gram.
Acide carbonique libre (plus d'un litre) . . .	2,082
Bicarbonate de chaux } celui de chaux domine.	1,037
— de magnésie }	
— de soude anhydre. . . . .	0,238
— de strontiane. . . . .	0,007
— de fer. . . . .	0,009
— de manganèse. . . . .	0,009
Nitrate de magnésie. . . . .	0,060
Chlorure de sodium. . . . .	0,216
Sulfate de soude anhydre. . . . .	0,079
Sulfate de chaux anhydre. . . . .	0,180
Phosphate soluble. . . . .	traces
Silice et alumine. . . . .	0,036
Matière organique non azotée (géine). . . .	0,024
Eau pure. . . . .	996,032
	1,000,000

*Vic-sur-Cerre* (Cantal). — L'eau de Vic-sur-Cerre est froide, acidule, agréable à boire comme l'eau de Seltz. Son analyse, faite comparativement avec celle de la dernière eau, a donné :

EAU DE VIC-SUR-CERRE.		EAU DE SELTZ NATURELLE.		
POUR 100 GRAMMES.		BISCHOFF.	CAVENTOU.	O. HENRY.
	gram.	gram.	gram.	gram.
Acide carbonique libre. . . . .	0,874	indéterm.	indéterm.	2,7401 lit. $\frac{5}{2}$
Bicarbonate de soude anhydre. . . . .	0,235	1,029	1,036	0,999
Bicarbonate de chaux. . . . .	0,723	0,464	0,603	0,551
— de magnésie. . . . .	0,375	0,418		0,209
— de strontiane. . . . .	sensibles	"		traces
— de protoxyde de fer. . . . .	0,001	0,027	traces	0,030
Chlorure de sodium. . . . .	1,550	2,796	2,110	2,040
— de potassium. . . . .	0,002	"	"	0,001
Bromure alcalin. . . . .	0,003	"	"	traces légères
Sulfate de soude anhydre. . . . .	0,720	0,043	0,100	0,150
— de chaux anhydre. . . . .	0,028	"	"	"
Phosphate de soude. . . . .	0,020	0,047	"	0,040
Silice et alumine. . . . .	0,036	0,048	"	0,050
Crénate de fer. . . . .	0,030	"	"	mat. org. peu.
Crénate de chaux et de soude. . . . .	traces	"	"	"
Eau pure. . . . .	994,563	994,739	995,761	993,190
	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000
Substances fixes.	5,623	4,871	3,849	4,070

*Tessière-les-Bouliès* (Cantal). — Cette eau minérale n'est mise en usage que depuis quelques années, et elle remplace l'eau de Seltz. Elle est très-gazeuse et elle a une saveur aigrelette agréable. Elle contient :

dissolution étendue, se décomposent et donnent une liqueur brune.

*Saint-Galmier* (Loire). — La petite ville de Saint-Galmier est située entre Saint-Étienne et Montbrison. La source minérale qu'elle possède porte le nom de *Font-Fort* ou *Fonte-Forte*; l'eau que fournit cette source est froide, limpide, très-gazeuse, acidule, fraîche et très-agréable au goût. Elle contient :

	Gram.
Acide carbonique libre (plus d'un litre) . . .	2,082
Bicarbonate de chaux } celui de chaux domine.	1,037
— de magnésie }	
— de soude anhydre. . . . .	0,238
— de strontiane. . . . .	0,007
— de fer. . . . .	0,009
— de manganèse. . . . .	
— Nitrate de magnésie. . . . .	0,060
— Chlorure de sodium. . . . .	0,216
— Sulfate de soude anhydre. . . . .	0,079
— Sulfate de chaux anhydre. . . . .	0,180
— Phosphate soluble. . . . .	traces
— Silice et alumine. . . . .	0,036
— Matière organique non azotée (géine). . . .	0,024
— Eau pure. . . . .	996,032
	1,000,000

*Vic-sur-Cerre* (Cantal). — L'eau de Vic-sur-Cerre est froide, acidule, agréable à boire comme l'eau de Seltz. Son analyse, faite comparativement avec celle de la dernière eau, a donné :

EAU DE VIC-SUR-CERRE.		EAU DE SELTZ NATURELLE.		
POUR 100 GRAMMES.		BISCHOFF.	CAVENTOU.	O. HENRY.
	gram.	gram.	gram.	gram.
Acide carbonique libre. . . . .	0,874	indéterm.	indéterm.	2,7401 lit. $\frac{5}{2}$
Bicarbonate de soude anhydre. . . . .	0,235	1,029	1,036	0,999
Bicarbonate de chaux. . . . .	0,723	0,464	0,603	0,551
— de magnésie. . . . .	0,375	0,418		0,209
— de strontiane. . . . .	sensibles	"		traces
— de protoxyde de fer. . . . .	0,001	0,027	traces	0,030
Chlorure de sodium. . . . .	1,550	2,796	2,110	2,040
— de potassium. . . . .	0,002	"	"	0,001
Bromure alcalin. . . . .	0,003	"	"	traces légères
Sulfate de soude anhydre. . . . .	0,720	0,043	0,100	0,150
— de chaux anhydre. . . . .	0,028	"	"	"
Phosphate de soude. . . . .	0,020	0,047	"	0,040
Silice et alumine. . . . .	0,036	0,048	"	0,050
Crénate de fer. . . . .	0,030	"	"	inat. org. peu.
Crénate de chaux et de soude. . . . .	traces	"	"	"
Eau pure. . . . .	994,503	994,739	995,761	993,190
	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000
Substances fixes.	5,623	4,871	3,849	4,070

*Tessière-les-Bouliès* (Cantal). — Cette eau minérale n'est mise en usage que depuis quelques années, et elle remplace l'eau de Seltz. Elle est très-gazeuse et elle a une saveur aigrelette agréable. Elle contient :

		Gram.
	Acide carbonique libre — 1 liv. 1/5 environ	2,294
	Bicarbonate de de chaux. . . . . }	0,402
	— de magnésie . . . . . }	0,471
	— de soude anhydre. . . . . }	0,001
	— de protoxyde de fer. . . . . }	»
	— de strontiane. . . . . }	0,055
Sels fixes 1,214.	Chlorure de magnésium. . . . . }	0,185
	Sulfates { de magnésie. . . . . }	0,040
	{ de soude anhydre. . . . . }	Phosphate. . . . . }
	Matière organique brune } géine sans doute. . . . .	0,060
	— non azotée . . . . . }	996,492
	Eau pure. . . . .	1,000,000

*Segray* (Loiret). — La source minérale de *Segray* (village près de Pithiviers), est assez fréquentée par les habitants des pays voisins. Cette eau est froide, sans aucune odeur sulfureuse : sa saveur est à peine aigrelette, mais nullement atramentaire : elle se trouble par l'ébullition, et laisse déposer des carbonates terreux presque exempts de principes ferrugineux. Elle contient :

		Gram.
	Acide carbonique libre. . . . .	0,161
	Bicarbonate de chaux. . . . .	0,214
	— de magnésie. . . . .	0,065
	— terreux. . . . .	0,008
	Chlorures de magnésium. . . . . }	0,025
	— de sodium. . . . . }	0,016
	— de calcium. . . . . }	0,012
	Sulfate de magnésie. . . . .	0,027
	— de chaux. . . . .	0,016
	Silice et alumine. . . . .	999,456
	Matière organique non azotée (géine). . . . .	1000,000
	Eau pure. . . . .	1000,000

Sa composition ne justifie pas les propriétés qu'on lui attribue.

*Rennes* (Aude). — Il y a auprès du village de *Rennes* cinq sources minérales qui sont désignées sous les noms de source du *bain fort*, source du *bain de la Reine*, source du *bain doux*, source du *bain du Pont*, et source du *bain du Cercle*. L'eau de la *Saltz* qui coule à côté est elle-même minéralisée.

Ces sources sont la plupart très-abondantes ; trois sont thermales et deux sont froides : les eaux en sont claires et limpides ; elles exhalent, surtout celle de la *Reine*, une odeur sulfureuse assez prononcée.

La température des sources thermales est de 51°C. pour le *bain fort*, 41°C. pour le *bain de la Reine*, et de 40°C. pour le *bain doux*. Le tableau suivant donne la composition de l'eau de toutes les sources de *Rennes*, ainsi que de l'eau de la *Saltz*.

SUBSTANCES.	POUR 4,000 GRAMMES (4 LITRE) D'EAU MINÉRALE.					RIVIÈRE de SALTZ.
	BAIN FORT. T. 51° cent.	BAIN DOUX. T. 40° cent.	BAIN DE LA REINE. T. 41° cent.	BAIN DU PONT. T. 12° cent.	BAIN DU CERCLE. T. 12° cent.	
Acide carbonique.	gram. 0,162	gram. 0,148	gram. 0,155	gram. indéterm.	gram. indéterm.	traces
Acide hydrosulfurique.	"	"	traces	"	"	"
Carbonate de chaux.	0,250	0,140	0,120	0,140	0,060	0,750
Carbonate de magnésium.	0,070	0,030	0,100	0,070	0,050	2,020
Chlorure de sodium.	0,071	0,181	0,185	0,060	0,140	indéterm.
— de magnésium.	0,280	0,244	0,320	0,150	indéterm.	
— de potassium.	traces	traces	traces	indéterm.		
Sulfate de soude.	0,090	0,120	0,200	0,120	0,100	1,030
— de magnésium.	"	"	"	"	"	"
— de chaux.	0,162	0,180	0,170	0,025	0,084	1,010
— de fer.	"	"	"	"	0,015	"
Silice.	"	"	0,040	0,050	0,017	0,050
Alumine.	0,049	0,037	"	"	"	inapprécié
Phosphate d'alumine ou de chaux.	0,031	0,002	0,00	0,003	0,002	"
Oxyde de fer carbonaté et souscarbonaté.	traces	"	"	"	"	"
Manganèse.	0,040	0,020	0,020	0,030	bitumineuse	indéterm.
Matières organiques.	"	"	"	"	"	"
TOTAL.	1,005	1,102	1,416	0,648	0,503	5,310

TOTAL.

Ces résultats diffèrent peu de ceux que MM. Re-boul et Julia Fontenelle avaient obtenus il y a plus de vingt ans.

L'eau de la rivière de la Saltz ne paraît avoir rien de commun avec celles des sources minérales.

*Saint-Honoré* (Nièvre). — D'après les vestiges d'antiquités que l'on a rencontrés à St.-Honoré, il paraît que les Romains avaient dans ce lieu un établissement thermal très-somptueux.

La température des différentes sources varie entre 22 et 23°C. L'eau est limpide, sans saveur désagréable; elle exhale à sa source une odeur d'hydrogène sulfuré prononcée, qui lui donne la propriété de colorer les pièces d'argent en jaune vermeil: il croît dans les bassins diverses conferves du genre des *anabeina monticulora*, *zygnema genuflexum*, *oscillaria nigra*, et surtout la *sulfuraria*, qui, selon M. Fontan, ne se rencontre jamais que dans les eaux sulfureuses dont la température est au-dessous de 55°C.

L'eau minérale de Saint-Honoré sort d'une roche porphyroïde qui se rattache au morvant. Elle contient:

Acide hydrosulfurique.	traces légères
Azote avec un peu d'oxygène.	"
Acide carbonique.	proportions très-minimes
	Gram.
Carbonate de soude anhydre.	0,034
Carbonates { de chaux. . . . .	0,082
{ de magnésium. . . . .	
Chlorure de sodium.	0,205
Chlorure de potassium.	traces inappréciables
Sulfate de soude anhydre.	0,043
Silice et alumine.	0,025
Oxyde de fer.	0,006
Matière organique brune amère.	0,020
Matière floconneuse azotée (barégine).	0,051
Eau pure.	999,534
	1000,000

Cette eau doit être considérée comme une eau sulfureuse dégénérée : il est probable que l'on pourra lui rendre sa propriété primitive par des aménagements convenables.

18. *Analyse de l'EAU DE MER, prise dans le canal de la Manche, près de Brighton, par M. Schweitzer. (Phil. mag., juillet 1839.)*

L'eau examinée a été puisée, le 3 juin 1838, à six milles du rivage à la marée montante. Le temps était beau, la mer calme et transparente. La pesanteur spécifique de l'eau à 12°. 4 R., était de 1,0274. Elle a été analysée avec les soins les plus minutieux, et le résultat qu'elle a donné (sur 1000 grammes), a été le suivant que l'on place en regard de celui qu'a obtenu M. Laurent pour l'eau de la Méditerranée.

	Manche.	Méditerranée.
Chlorure de sodium. . . . .	27,05948	27,22
— de potassium. . . . .	0,76552	0,01
— de magnésium. . . . .	3,66658	6,14
Bromure de magnésium. . . . .	0,02929	»
Sulfate de magnésie. . . . .	2,29578	7,02
— de chaux. . . . .	1,40662	0,15
Carbonate de chaux. . . . .	0,03301	0,20
	<hr/>	<hr/>
	35,25628	40,74

Le brôme est facile à reconnaître par le moyen du chlore, qui jaunit la liqueur concentrée. Quant à l'iode, la quantité qu'on en trouve est si petite, qu'on peut affirmer qu'elle ne s'élève pas à un grain pour 174 livres d'eau.

L'expérience fait encore reconnaître la présence

d'un peu d'acide carbonique libre et de légères traces de sel ammoniac et d'oxyde de fer.

On voit que l'eau de la Manche contient neuf fois plus de chaux que celle de la Méditerranée, ce qui s'explique aisément, puisque la première se trouve dans un lit de craie. D'un autre côté, la mer Méditerranée contient plus du double de sulfate de magnésie.

19. *Analyse d'une SOURCE SALÉE, trouvée à Wildeggen, canton d'Argovie, par M. Brunner. (Bibl. de Genève, t. 23, p. 178.)*

Dans une série d'essais de forages artésiens, exécutés de 1832 à 1838, par M. Lané, on a trouvé que le sable retiré du trou de sonde, à une profondeur de 360 à 400 pieds, contenait une quantité sensible de sel. L'eau salée retirée du trou, avait une pesanteur de spécifique de 1,012; et comme elle renfermait une quantité notable d'iode, on a songé à l'employer comme médicament.

Cette eau est tout à fait neutre; elle est inodore, mais elle a une saveur salée très-prononcée; mêlée avec quelques gouttes d'acide nitrique, elle prend une teinte foncée, et l'amidon la colore ensuite en bleu.

Elle contient :

Chlorure de sodium. . . . .	0,0103040
— de magnésium. . . . .	0,0018929
— de calcium. . . . .	0,0007325
Iodure de sodium. . . . .	0,0000296
Bi-carbonate de chaux. . . . .	0,0000423
Sulfate de soude. . . . .	0,0015567
Brôme et carbonate de fer. . . . .	trace.
	<hr/>
	0,0145380

Pour doser l'iode, j'ai ajouté à une certaine quantité d'eau du sel ammoniac et de l'ammoniaque, et ensuite une dissolution de chlorure d'argent dans l'ammoniaque. J'ai recueilli le précipité jaune soufré d'iode d'argent qui s'est précipité; je l'ai pesé, et, en le chauffant ensuite dans une petite cornue de verre avec  $1 \frac{1}{2}$  de péroxide de maganèse, et 5 p. de bi-sulfate de potasse bien sec, j'en ai extrait l'iode pur sans mélange d'acide sulfurique ou d'eau.

Le même moyen peut être employé pour décomposer les bromures; et si l'on a un mélange d'iode et de bromure, on remarque que le brome ne se sépare qu'à une chaleur rouge naissant, et seulement après que la totalité de l'iode s'est volatilisée.

20. *Description d'une SOURCE SALÉE intermittente émettant du gaz acide carbonique qui se trouve près de Kissingen, en Bavière, par M. Forbes. (Edimb. Phil. jour., avril 1839.)*

La petite ville de Kissingen, en Bavière, est située sur la rive gauche de la Saal, à environ 640 pieds au-dessus du niveau de la mer; elle est environnée de sources salées qui étaient exploitées dès le neuvième siècle; depuis quelques années celles de ces sources qui portent les noms de Ragozzi, Pandur et Maximilien, attirent un grand nombre d'étrangers qui viennent y chercher un remède contre diverses maladies.

Le sol des environs de Kissingen est formé de grès bigarré qui supporte un épais dépôt de muschelkalk, et c'est au contact des deux terrains que l'on voit sourdre les eaux minérales.

La saline dite *inférieure* renferme trois sources salées; savoir: 1° la *source riche*, qui contient  $2 \frac{1}{2}$  par cent de sel; 2° la *source blanche*; 3° et la *source ronde* ou *source bouillante*, qui se distingue de toutes les autres, par la propriété qu'elle a de produire une violente émission de gaz d'une manière intermittente.

Le gouvernement a fait faire des travaux sur cette source à différentes époques, ce qui a toujours fait varier son régime. Aujourd'hui elle est reçue dans un puits au fond duquel on a percé un trou de sonde de 4 pouces de diamètre et de 323 pieds de profondeur. Elle fournit 48,000 pieds cubes d'eau à 0,025 de sel par 24 heures, et elle a entièrement absorbé la source riche.

Quand l'eau est abandonnée à elle-même, elle s'élève et s'abaisse alternativement dans le puits un grand nombre de fois par jour; mais quand les pompes qui alimentent la saline sont en jeu, l'intermittence est régulière et a lieu cinq à six fois par jour: les périodes sont plus courtes, lorsque l'on augmente la vitesse des pompes, et *vice versa*, et la durée de l'intermittence est en général plus grande le soir que le matin.

Lorsque l'eau est descendue dans le puits à son niveau le plus bas, elle s'agite et bouillonne progressivement pendant 30 à 40', et elle continue à bouillir pendant deux heures, en émettant des torrents d'acide carbonique; puis quand elle s'est élevée de 8 à 10 p., le bouillonnement cesse, l'eau descend d'abord rapidement, puis lentement, et les mêmes phénomènes recommencent.

Ayant, dans une expérience particulière, adapté au trou de sonde un tube qui s'élevait de plusieurs pieds au-dessus du niveau du puits, l'eau est sor-

lie par ce tube dans son mouvement ascensionnel.

On doit remarquer que la température de la source intermittente est très-sensiblement plus haute que la température moyenne du lieu, qui est d'environ 8°, tandis que la température de toutes les autres sources salines, ainsi que la température des sources d'eau douce diffère peu de ce degré.

La pesanteur spécifique de l'eau de la source intermittente varie entre 1,0164 et 1,0130; c'est quand le temps est humide qu'elle est la plus forte; cette eau renferme :

Chlorure de sodium. . . . .	0,014000
— de potassium. . . . .	0,000127
— de lithium. . . . .	0,000025
— de magnésium. . . . .	0,003187
— de calcium. . . . .	0,000520
Bromure de magnésie. . . . .	0,000008
Iodure de sodium. . . . .	0,00 trace
Sulfate de soude. . . . .	0,003295
Carbonate de magnésium. . . . .	0,000835
— de chaux. . . . .	0,000215
— de fer. . . . .	0,000046
— de manganèse. . . . .	0,000001
Silice. . . . .	0,000096
Acides organiques. . . . .	0,000007
Ammoniaque. . . . .	0,000001
Sels terreux. . . . .	0,000007
	<hr/>
	0,022370
Acide carbonique. . . . .	0,002063
	<hr/>
	0,024433

On porte la salure de cette eau à 17  $\frac{1}{2}$  pour cent de sel sur des bâtimens de graduation, et on l'évapore ensuite dans des chaudières. L'eau-mère renferme :

Chlorure de magnésium. . . . .	0,2508400
— de sodium. . . . .	0,0560100
— de potassium. . . . .	0,0200000
— de lithium. . . . .	0,0040000
— d'ammonium. . . . .	0,0000047
Sulfate de magnésie. . . . .	0,0318500
Bromure de magnésium. . . . .	0,0013500
Iodure de sodium. . . . .	trace
Sulfate de soude. . . . .	0,0001225
	<hr/>
	0,3641772

21. *Analyse chimique des EAUX MINÉRALES de Schwalheim, près Friedberg, par M. J. Liebig. (Ann. der Pharm., t. XXXI, p. 59.)*

La température de ces eaux est de 9° 3' C. Leur pesanteur spécifique est de 1,00255.

Elles contiennent sur 100 parties :

Chlorure de sodium. . . . .	0,155554	Principes fixes.
Sulfate de soude. . . . .	0,008093	
Chlorure de magnésium. . . . .	0,023472	} 0,252013
Carbonate de magnésie. . . . .	0,005450	
Carbonate de chaux. . . . .	0,056160	
Carbonate de fer. . . . .	0,001144	
Silice. . . . .	0,001940	
Brôme. . . . .	traces	
Acide crénique. . . . .	} traces	
— apocrénique. . . . .		
Acide carbonique libre. . . . .	0,295909	
Somme des principes fixes et volatiles. . . . .	} 0,547922	

A la température de la source, 100 grammes d'eau renferment 144,52 centimètres cubes d'acide carbonique.



22. *Composition des EAUX MINÉRALES, N° XIX, à Soden, par M. J. Liebig. (Ann. der Pharm. t. XXXI, Pl. 61.)*

Température de la source. = 10,5°C.

Pesanteur spécifique à 8°C = 1,00705

Composition pour 100 parties d'eau.

Chlorure de sodium. . . . .	0,652736	Principes fixes.
— de potassium. . . . .	0,008310	
Sulfate de magnésie. . . . .	0,003781	0,77829
— de chaux. . . . .	0,002414	
Carbonate de chaux. . . . .	0,065098	
— de magnésie. . . . .	0,041264	
— de fer. . . . .	0,002007	
Alumine. . . . .	0,000298	
Silice. . . . .	0,002383	

Traces de brôme de lithine. . . }  
d'acides crénique et apocrénique. }

Acide carbonique libre. . . . . 0,29638

Somme des principes fixes  
et volatils. . . . . } 1,074677

100 cent. cubes d'eau à la température de la source renferme 157,83 cent. cubes d'acide carbonique libre.

23. *Notice et recherches chimiques sur des produits venant des EAUX THERMALES DE MESCOUTINE en Algérie; par M. O. Henry. (J. de Ph., t. 25, p. 525.)*

M. Baudens, chirurgien en chef de l'armée d'Afrique, a recueilli deux bouteilles de ces eaux ainsi que des échantillons des matières qu'elles laissent déposer près des sources.

A quatre milles environ à l'ouest du cap de Bujez-Amœ, après avoir traversé la Seybouze et

laissé derrière soi plusieurs chaînes de l'Atlas d'un difficile accès, on découvre un large plateau sur lequel s'élèvent plusieurs centaines de pyramides, dont la disposition et la blancheur pourraient faire croire à la présence d'un camp couvert de tentes; leur base n'a pas moins de 12 pieds, et leur sommet s'élève à 15 pieds environ; le plateau est limité à l'ouest par un ravin de 20 mètres de profondeur, et sur le côté de ce ravin surgissent une multitude de sources minérales, dont plusieurs ont une odeur sulfureuse suffocante, et dont la température varie de 40° à 76° R.

L'eau à 40° n'est pas sulfureuse: elle renferme environ 1<sup>sr</sup>,51 de matières salines par litre, et ces matières se composent d'une petite quantité de chlorures de magnésium et de sodium, de sulfates de chaux et de soude, de carbonates calcaire et magnésien, de silice et de matière organique brune.

L'eau à 76° a beaucoup de rapports avec celles de la chaîne des Pyrénées. Elle laisse par l'évaporation un dépôt qui pèse à peu près un millième, et qui contient du chlorure de sodium avec des traces de chlorure de magnésium, du carbonate de soude, du sulfate, de l'hyposulfite de soude et des restes de sulfure de sodium, des traces de carbonate terreux, de silice, et une grande proportion d'une substance organique azotée.

Le travertin dont se composent les pyramides produites par les sources est formé de couches superposées, friables et cellulaires, d'un blanc çà et là taché de jaune; il contient:

Carbonates de chaux et de magnésie. . .	0,9531
Carbonate de strontiane. . . . .	0,0024
Peroxyde de fer. . . . .	0,0060
Phosphate d'alumine, sulfate de chaux. }	0,0026
Crénate et apocrénate de fer et de chaux. }	
Silice et fluaté de chaux. . . . .	trace
Eau. . . . .	0,0130
	1,0000

Lorsqu'on le traite par de l'eau mêlée d'une petite quantité d'acide nitrique pur jusqu'à cessation d'effervescence, il se forme une écume brune qui se dépose peu à peu au fond du vase; cette écume renferme la silice, le sulfate de chaux, et beaucoup de crénate de fer et de chaux.

24. *Sur la présence de l'arsenic dans l'EAU MINÉRALE de Hamman-Mes-Koutin en Algérie*; par M. Tripiet. (J. de Phar., t. 25, p. 580.)

J'ai examiné au mois de février le dépôt naturel que forment les eaux minérales de Hamman-Mes-Koutin. J'y ai trouvé des carbonates de chaux, de magnésie et de strontiane, du sulfate de chaux, de l'oxyde de fer et de manganèse, de la silice, du chlorure de sodium, du fluorure de calcium, une matière organique azotée et en outre de l'arsenic, probablement à l'état d'arséniate terreux.

La présence de l'arsenic ayant de l'importance et n'ayant pas encore été observée dans les eaux minérales, j'ai eu soin d'employer les moyens les plus exacts pour la constater.

J'ai dissous le dépôt dans de l'acide nitrique, j'ai

précipité la liqueur par l'ammoniaque, et c'est dans le dépôt que j'ai recherché l'arsenic, en distillant dans un tube de verre avec du charbon, je me suis assuré d'ailleurs que l'acide dont je me suis servi ne renfermait pas d'arsenic en employant une certaine quantité pour dissoudre de la dolomie, précipitant par l'ammoniaque et chauffant le dépôt avec du charbon: je n'ai pas aperçu la plus petite trace d'arsenic dans le tube.

2° J'ai fait un sel avec mon acide nitrique et mon ammoniaque, et je l'ai éprouvé dans l'appareil de Marsh, il ne s'est pas déposé d'arsenic; mais ayant ajouté au mélange une petite quantité du dépôt naturel, le tube s'est aussitôt couvert d'un enduit métallique.

3° Enfin j'ai fait une bouillie avec une certaine quantité de ce dépôt et de l'acide sulfurique, je l'ai introduit dans un appareil produisant du gaz hydrogène parfaitement pur, et j'ai fait l'épreuve de Marsh, et la porcelaine n'a pas tardé à se couvrir de taches d'arsenic miroitantes, volatilisables.

25. *Analyse des cendres du SALSOLA TRAGUS*; par M. Guibourt. (J. de Phar., t. 26, p. 264.)

Ces cendres contiennent:

Carbonate de potasse. . . . .	0,2904
Chlorure de potassium. . . . .	0,1789
Sulfate de potasse. . . . .	0,0493
Carbonate de chaux. . . . .	0,4026
Phosphate de chaux et oxyde } de fer. . . . .	0,0788
	1,0000

Ces résultats sont remarquables, puisqu'ils si-

gnalent l'existence de la potasse à l'exclusion de la soude, dans une plante originaire des bords de la mer et appartenant à un genre botanique tout spécial pour la production de la soude.

26. *Sel décrépitant de WILISKA* ; par M. H. Rose. (Acad. de Berlin, 14 octobre 1819.)

Ce sel décrépite non-seulement lorsqu'on le chauffe, mais encore quand on le fait dissoudre dans l'eau, et alors il s'en dégage un gaz dont la composition ne paraît pas différer sensiblement de celle du gaz hydrogène carboné des marais. Le volume de ce gaz est à peu près égal à la moitié de celui du sel, et son état de compression paraît être tel qu'il doit s'y trouver à l'état liquide ou même solide.

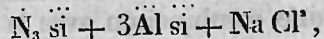
27. *Sur la SODALITE et la CANCRINITE* ; par M. G. Rose. (J. d'Erdman, t. 17.)

La sodalite de l'ilmengebirge se distingue des autres variétés connues, surtout par sa couleur le plus souvent d'un très-beau bleu saphir, quoique variant d'intensité dans les divers échantillons. Elle n'est pas cristallisée; elle ne se trouve qu'en petits fragments. Ce minéral a l'éclat vitreux et il est transparent; sa dureté est inférieure à celle du feldspath; sa pesanteur spécifique est de 2,288. Dans l'acide muriatique il se dissout facilement en faisant gelée. Au chalumeau il perd sa couleur et fond en un verre blanc bulleux.

D'après une analyse d'Hoffmann, faite en 1830, il se compose de :

Soude. . . . .	24,47
Chaux. . . . .	0,32
Alumine. . . . .	32,04
Silice. . . . .	38,40
	<hr/>
	95,23

La perte de 4,77 consiste en chlore : on tire facilement de cette analyse la formule suivante :



formule déjà donnée par M. Kobell, d'après une analyse d'Arfvedson, de la sodalite du Vésuve.

La cancrinite est très-remarquable, parce qu'elle nous offre une combinaison de silicate et de carbonate. Elle se trouve comme la sodalite seulement en petites masses : elle est facilement clivable, suivant trois directions, qui se coupent sous des angles de 120°, parallèlement aux faces du prisme à 6 faces régulier.

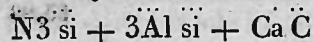
Ce minéral est d'un rose clair, transparent, d'un éclat vitré suivant les faces de clivage, d'un éclat gras dans les autres directions : d'une dureté entre l'apatite et le feldspath. Pesanteur spécifique, 2,453.

Dans l'acide hydrochlorique, la cancrinite se dissout avec effervescence et en faisant gelée. Au chalumeau elle fond en un verre blanc bulleux. Elle a perdu par calcination 6,18 p. 100. Le résidu ne faisait que très-peu d'effervescence avec l'acide hydrochlorique, mais il faisait encore gelée. L'analyse a donné :

Soude. . . . .	17,38	17,66
Potasse. . . . .	0,57	0,82
Alumine. . . . .	28,29	28,24
Silice. . . . .	40,59	40,26
Chaux. . . . .	7,06	6,34
Perte. . . . .	6,11	6,68

L'alumine contient un peu d'oxyde de fer ; on trouve aussi dans le minéral une trace de chlore qui existe dans l'elæolite de l'Ilmengenberge.

On tire de l'analyse la formule :



Ainsi la cancrinite est une combinaison de l'elæolite avec de la chaux carbonatée, comme la sodalite une combinaison avec la soude muriatée.

28. *Analyse de la HAIÛNE* ; par M. F. Varrentrapp. (An. de Pog. , t. 49, p. 515.)

La haiÛne se trouve en petits ou en gros grains dans le basalte poreux du Nieder-Mendig, près d'Andernach sur le Rhin. Quand on traite ce minéral par l'acide muriatique, on reconnaît facilement qu'il y a eu un sulfure métallique décomposé, et il est important de bien doser le soufre. Pour cela on met la matière réduite en poudre dans une petite cornue, à laquelle est adapté un appareil de Wolf, contenant une dissolution de chlorure de cuivre. Après qu'on s'est assuré que les bouchons ferment bien, on verse l'acide muriatique sur la poudre humectée d'abord, et on n'a pas à craindre que l'action vive de l'acide ne fasse échapper une partie du gaz sulfhydrique dans l'air. Le gaz est forcé de traverser deux flacons contenant la dissolution de cuivre ; le soufre se combine alors avec le cuivre et se précipite ; on fait bouillir pendant longtemps le minéral avec l'acide dont les vapeurs chassent ce qui pourrait rester de gaz sulfhydrique dans l'appareil. Cette opération terminée, on étend d'eau la masse qui

se trouve dans la cornue et on sépare la silice comme à l'ordinaire. Quant au précipité de sulfure, de cuivre, on le filtre ; mais comme cela ne peut être fait à l'abri du contact de l'air, une petite quantité passe à l'état de sulfate dans les eaux de lavage. Aussi on met la partie non oxydée avec de l'acide nitrique fumant, pour détruire le filtre aussi complètement que possible, puis on ajoute quelques gouttes d'acide muriatique pour que le soufre soit complètement oxydé. Cette dissolution est réunie aux eaux de lavage, et on précipite l'acide sulfurique par le muriate de baryte. Du poids du sulfate de baryte on conclut le soufre du minéral. Pour doser le chlore on décompose une petite quantité de la matière par l'acide nitrique.

L'analyse a donné les résultats suivants :

		Oxygène.
Soude. . . . .	9,118	2,33
Chaux. . . . .	12,552	3,52
Magnésie. . . . .	27,415	12,80
Silice. . . . .	35,012	18,28
Acide sulfurique. . . . .	12,602	7,23
Soufre. . . . .	0,239	
Fer. . . . .	0,172	
Chlore. . . . .	0,581	
Eau. . . . .	0,619	
	98,310	

29. *Analyse d'un TACHYLYTE du Vogelsgebirge* ; par M. W.-T.-C. Klett de Stuttgart. (Tubingen, 1839.)

M. le professeur Breithaupt décrit, dans les archives de Karsten, sous le nom de tachylyte, un minéral qui se trouve à Säsebühl, entre Drans-

feld et Göttingue, dans le basalte et la vake; on l'avait pris pour de l'augite conchoïde. Il se trouve compacte et en plaque; il ne présente aucune trace de clivage, il a une cassure faiblement conchoïde, plus rarement inégale; son éclat est vitreux, quelquefois gras; il est opaque, brun ou noir; sa dureté est comprise entre celles du feldspath et du quartz; sa pesanteur spécifique = 2,50 à 2,54; il fond au chalumeau instantanément et avec bouillonnement, en une scorie brune, quelquefois bulleuse. D'après Breithaupt, le tachylyte montre par ses caractères extérieurs la plus grande ressemblance avec l'obsidienne et la gadolinite.

Déjà il y a dix ans, feu le professeur Humdes-hagen nous avait donné, sous le nom de tachylyte du Vogelsgebirge, un minéral entièrement semblable à celui de Säsebühl. Il n'y a pas d'analyse du tachylyte de Säsebühl, et nous ne pouvons indiquer que l'analyse de celui de Vogelsgebirge.

Ce dernier minéral a une pesanteur spécifique = 2,7144; au chalumeau il fond en un verre opaque non bulleux; d'assez gros morceaux fondent sur le charbon en un globule; avec le sel de phosphore, il fond en une perle transparente et jaune qui devient opaque par le refroidissement. En chauffant ce verre au feu de réduction, on n'aperçoit pas la réaction de l'acide titanique contenant du fer (la couleur rouge); beaucoup plus souvent, la perle se colore en violet pâle, comme l'acide titanique. Avec le borax, le tachylyte en poudre fond en une perle verdâtre non bulleuse, et transparente même après le refroidissement. L'acide muriatique fumant l'attaque, même à

froid, en séparant de la silice gélatineuse. Dans l'analyse on l'a attaqué à froid par l'acide muriatique, jusqu'à ce que l'acide titanique fût dissous, en évitant la chaleur qui aurait rendu insoluble l'acide titanique.

1. La silice a été séparée en faisant digérer à froid le tachylyte en poudre avec de l'acide muriatique concentré, dans un creuset de platine.

2. On a précipité la dissolution filtrée par l'ammoniaque; le précipité lavé à l'eau froide a été redissous dans l'acide muriatique; la dissolution a été évaporée avec addition d'acide sulfurique: la masse a été reprise par l'eau; tout s'est redissous. On a précipité l'acide titanique par l'ébullition et on l'a calciné; puis on l'a fait digérer avec de l'acide muriatique qui a dissous un peu d'oxyde de fer qu'on a précipité par l'ammoniaque.

3. La dissolution séparée de l'acide titanique a été évaporée, on l'a étendue d'eau, et on l'a fait bouillir avec de la potasse caustique; on a séparé ainsi un précipité brun; la liqueur filtrée a été rendue acide, et on en a précipité de l'alumine par le carbonate d'ammoniaque.

4. Le précipité (3) a été dissous dans l'acide muriatique, on a neutralisé la dissolution et précipité l'oxyde de fer par le muriate d'ammoniaque.

5. La liqueur filtrée a été précipitée par l'hydrosulfate d'ammoniaque; le précipité de sulfure de manganèse a été redissous dans l'acide muriatique. Dans la liqueur, séparée du sulfure, on a précipité de la magnésie en la faisant bouillir avec du carbonate de potasse.

6. La dissolution qu'on avait précipitée par l'ammoniaque (2) a été précipitée par l'oxalate d'ammoniaque. On a calciné le précipité d'oxa-

late, et en reprenant par l'acide nitrique étendu on a dissous de la chaux, et laissé de l'oxyde de manganèse qu'on a réuni à celui obtenu précédemment (5).

7. La liqueur séparée de l'oxalate a été évaporée, le résidu calciné; puis on a ajouté de l'acide sulfurique et calciné de nouveau. En reprenant par l'eau, il est resté une poudre d'un brun clair, composée de silice et d'oxyde de manganèse.

La dissolution aqueuse des sulfates a été précipitée par l'acétate de plomb, l'excès de plomb séparé par l'hydrogène sulfuré; puis la dissolution acétique évaporée et le résidu calciné. La masse calcinée et fondue a donné dans l'eau une dissolution verdâtre, indiquant du manganate de potasse. La partie insoluble a été dissoute dans l'acide muriatique, évaporée à siccité, reprise par l'eau, et on en a précipité du manganèse par l'hydrosulfate. Le sulfure a été redissous dans l'acide muriatique et l'oxyde de manganèse précipité par le carbonate de potasse.

8. La liqueur séparée du sulfure de manganèse a été évaporée à siccité avec addition d'acide sulfurique, le résidu a été calciné: il se composait de sulfate de magnésie.

9. La liqueur séparée de la magnésie et de l'oxyde de manganèse (7) a été évaporée à siccité; le sel desséché était un peu déliquescent; en le reprenant par l'eau il est demeuré une poudre blanche qu'on a reconnue être de la magnésie combinée avec un peu de carbonate de potasse.

10. La dissolution alcaline séparée de cette poudre a été saturée d'acide muriatique et évaporée. Le résidu pesé après calcination a été dissous dans très-peu d'eau; on a ajouté de l'alcool,

et précipité la potasse par le chlorure de platine. La soude a été dosée par différence.

11. Le tachylyte perd de l'eau ammoniacale par la calcination.

Des données de l'analyse il résulte que la composition du tachylyte est :

Silice. . . . .	50,220	26,094
Acide titanique. .	1,415	0,562
Alumine. . . . .	17,839	8,321
Chaux. . . . .	8,247	2,317
Soude. . . . .	5,185	1,326
Potasse. . . . .	3,866	0,655
Magnésie. . . . .	3,374	1,306
Protoxyde de fer. .	10,266	2,338
Protoxyde de man- ganèse. . . . .	0,397	0,089
Eau ammoniacale.	0,497	
	<u>101,306</u>	

La formule atomique du tachylyte se représente par



Il est évident que le tachylyte ne renferme pas l'acide titanique à l'état de fer titané, car celui-ci ne serait pas attaqué par l'acide muriatique à froid. Le tachylyte calciné est aussi attaqué par l'acide muriatique à froid, seulement la silice est colorée en brun.

30. *Sur les ROCHES CALCAIRES à animaux microscopiques des bords du Nil et de la mer Rouge.* Par M. Ehrenberg. (Ac. de Berlin, février 1839.) (Institut, 1839, n° 289.)

Toutes les couches de craie de l'Europe ont été formées par des animaux coralliniens polytha-

lames invisibles à l'œil nu. Il en est de même des calcaires de Benisnef, Siot et Thèbes, sur la rive occidentale du Nil, et de Cahira et Kinch sur la rive orientale. Ces calcaires de 100 pieds à 300 pieds au-dessus du niveau du fleuve, s'étendent sur une longueur de plus de 60 milles sur les deux rives du Nil et se lient au plateau qui se prolonge au loin dans le Sahara. Les animaux fossiles sont les mêmes qu'en Europe.

Les calcaires de Hamam-Farah et de Tor, dans l'Arabie sianitique, qui bordent la mer Rouge, et s'étendent sur une grande surface, en s'élevant quelquefois à une grande hauteur, ont également la même origine que la craie d'Europe.

Il est à remarquer que les calcaires d'Égypte dans lesquels on remarque des couches de jaspe qui représente les silex d'Europe, ne renferment jamais d'animalcules à carapaces siliceuses.

31. *Sur la GISMONDINE*, par M. Kobell. (J. d'Erdmann, t. XVII.)

La gismondine est un minéral connu depuis longtemps, mais sur la nature duquel on n'est pas d'accord.

D'après Monticelli, la Gismondine de Capo di Bove a pour forme l'octaèdre et le dodécaèdre rhomboïdal, qui s'allonge souvent en prisme à quatre faces. Carpi l'a trouvée composée de :

Silice. . . . .	41,4
Chaux. . . . .	48,6
Alumine. . . . .	2,5
Magnésie. . . . .	1,5
Protoxyde de fer. . .	2,5
	96,5

D'après Brooke, le système cristallin de cette espèce est le prisme à base carrée, surmonté d'une pyramide dont les angles sont de  $122^{\circ}54'$  au sommet, et de  $85^{\circ}2'$  sur les côtés.

Depuis la découverte de l'harmotome calcifère, on a souvent comparé la gismondine à ce minéral. Gmelin l'a comprise dans cette espèce, et a conclu de ses recherches chimiques, qu'elle appartenait aussi à la zéagonite et à l'abrazite. L'identité de ces derniers minéraux, comme aussi de l'aricite et de la philipsite avec la gismondine, a été démontrée par Brooke pour la partie cristallographique; de sorte que la plupart des minéralogistes regardent la gismondine comme une variété d'harmotome calcifère. D'après Kohler, la cristallisation des harmotomes calcifères et baytifères, ressemble beaucoup à la gismondine.

Je dois à la bonté de M. Epedius Spade d'avoir pu examiner une belle collection de toutes les variétés de gismondine qui se trouvent à Capo di Bove; et j'ai fait une analyse quantitative sur un échantillon suffisamment pur.

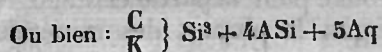
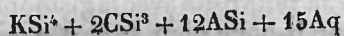
Les cristaux de la gismondine sont brillants, et tout à fait semblables à ceux d'harmotome; cependant on n'y remarque jamais les angles rentrants sur la face qu'on peut prendre pour un simple accouplement. Les angles de la pyramide à quatre faces sont de  $121^{\circ}$  environ, comme dans l'harmotome. On ne peut mesurer exactement les angles de la gismondine, parce que les cristaux sont composés de plusieurs, et ne sont jamais très-réguliers.

La dureté de la gismondine est à peu près celle du quartz, entre 7 et 7,5. Celle de l'harmotome calcifère entre 4 et 5. La pesanteur spécifique est 2,18.

La gismondine se dissout complètement et avec facilité dans l'acide hydrochlorique. La moyenne de deux analyses m'a donné :

		Oxygène.	
Silice. . . . .	42,72	22,18	7
Alumine. . . . .	25,77	12,05	4
Chaux. . . . .	7,60	2,13	1
Potasse. . . . .	6,28	1,05	
Eau. . . . .	17,66	15,69	3

Ce qui donne la formule :



Il est évident que Carpi a analysé un autre minéral, ou que son analyse est fautive.

Nous avons plusieurs analyses de l'harmotome calcifère; en voici trois: les deux premières sont de Gmelin et de Kohler sur la variété de Marbourg; la troisième de Kohler sur une variété de Canel :

	1	2	3
Silice. . . . .	48,02	50,445	48,222
Alumine. . . . .	22,61	21,783	23,333
Chaux. . . . .	6,56	6,500	7,222
Potasse. . . . .	7,50	3,949	3,889
Protoxyde de fer. . . . .	0,18	"	"
Eau. . . . .	16,75	16,815	17,555
	101,62	99,492	100,221

La formule qu'on en tire est :  $\left. \begin{array}{l} C \\ K \end{array} \right\} Si^2 + 4ASi^3 + 6Aq$

On ne peut donc confondre la gismondine avec l'harmotome, quoiqu'elle en soit très-voisine. Pour la cristallisation, il est très-possible qu'elle appartienne au prisme à base carrée: pourtant, quoiqu'il y ait beaucoup de ressemblance avec la

cristallisation de l'harmotome, il n'est pas néanmoins prouvé que les pyramides du pointement de la gismondine soient des pyramides accolées, comme aussi, de même que je l'ai dit plus haut, il manque les angles rentrants qui se présentent si fréquemment dans l'harmotome et qui caractérisent sa forme.

32. *Sur la composition de l'IDOCRASE*; par M. Richardson. (Institut, n° 338, p. 211.)

Johnston et Garnet attribuent à l'idocrase la formule  $Ca^3 Si^4 + (Al, Fe) Si$ . Mais l'exactitude de cette formule étant loin d'être démontrée, j'ai cru qu'il serait utile de faire de nouvelles analyses de variétés d'idocrase bien caractérisées et prises dans diverses localités. Ces analyses, faites avec le plus grand soin, m'ont donné les résultats suivants :

	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)
Silice. . . . .	0,3875	0,3745	0,3925	0,3790	0,3840
Alumine. . . . .	0,1735	0,1885	0,1730	0,1810	0,1815
Protoxyde de fer. . . . .	0,0810	0,0775	0,0762	0,0489	0,0740
Prot. de magnésie . . . . .	"	"	0,0350	"	"
Chaux. . . . .	0,3360	0,3525	0,3225	0,3469	0,3309
Magnésie. . . . .	0,0150	0,0135	0,0047	0,0323	0,0302
	0,9930	1,0065	1,0039	0,9881	1,0006

(1) Idocrase de Eyg en Norvège. — (2) Idocrase de Slatouch en Sibérie. — (3) Idocrase du Piémont. — (4) Vésuvienne de la Somma. — (5) Egeran d'Eger en Bohême.

Ces analyses s'accordent pour conduire à la formule  $7 (FO, MO, Ca O, Mg O)^3 Si O^3 + 5 (Al^3 O^3) Si O^3$ .



33. *Analyse de la COLOPHONITE de Norway* (Grenat résinite), par M. T. Richardson. (Philosophical magazine, vol. XV, p. 86.)

L'échantillon soumis à l'analyse paraissait parfaitement pur, et possédait les caractères suivants :

Il était formé de petites parties rondes, faciles à détacher les unes des autres ; il avait pour pesanteur spécifique, 3,610, une couleur jaune légèrement brune, une demi-transparence, une cassure inégale, et un éclat résineux.

Silice . . . . .	37,60	contenant	19,54	oxygène.
Alumine . . . . .	14,40	6,72	}	10,81
Peroxydes de fer et de manganèse	13,35	4,09		
Magnésie . . . . .	6,55	2,53	}	10,34
Chaux . . . . .	27,80	7,81		
Eau . . . . .	1,00			
	100,70			

Ce qui correspond évidemment avec la formule  $(CaO, MgO)^3 SiO_3 + (Al_2O_3, Fe_2O_3) SiO_3$ , et s'accorde aussi avec la formule fondamentale  $3RO, SiO_3 + R_2O_3, SiO_3$ , donnée par Trollé Wachtmeister, pour le grenat ; mais elle diffère de son analyse en ce qu'elle contient de l'alumine remplaçant du peroxyde de fer, nouvelle preuve de l'isomorphisme de ces deux corps, ajoutée à toutes celles que l'on a déjà.

34. *Sur la HAYDENITE et la BEAUMONTITE*; par M. Lévy. (Institut, 1839, n° 313, p. 455.)

Cleveland, dans la seconde édition de son *Traité de Minéralogie et de Géologie*, publiée

à Boston en 1822, a donné le nom de haydenite à un minéral qui avait été alors récemment découvert par le docteur Hayden de Baltimore. Voici la description qu'il donne de cette substance minérale : « Elle se trouve, dit-il, en petits cristaux » rougeâtres dont la forme est cubique ou légèrement rhomboédrique, et dont les faces varient » en surface de  $\frac{1}{8}$  à  $\frac{1}{4}$  de pouce carré. Elle paraît » susceptible de se décomposer facilement et devient poreuse et spongieuse, mais conserve » toujours sa forme. Au chalumeau, elle se fond » avec quelque difficulté en un émail jaunâtre ; » elle est soluble à chaud dans l'acide sulfurique, » et la solution laisse déposer de petites aiguilles » blanches. Enfin elle a été trouvée, accompagnée de zéolite et de fer carbonaté, dans les » fissures d'un gneiss à un mille et demi de Baltimore. »

Les auteurs qui, depuis, ont parlé de cette espèce, ont répété à peu près ce qu'en avait dit Cleveland. M. Brooke, dans son article sur la minéralogie de l'Encyclopédie Métropolitaine, publiée à Londres, réunit la haydenite à la heulandite sans dire pourquoi. J'ajouterai, ce qui me semble assez singulier, que dans un ouvrage récemment publié aux États-Unis, et qui paraît d'ailleurs assez complet *A System of mineralogy, by James Dana*, imprimé à New-Haven en 1837, il n'est pas question de cette espèce. Ce qui peut expliquer l'ignorance où l'on est encore des caractères de la haydenite, c'est que jusqu'ici un très-petit nombre de morceaux ont été apportés en Europe. Pour ma part, je n'en ai jamais vu que trois ; l'un appartient à la collection du Jardin-des-Plantes, et les deux autres, qui étaient entre

les mains d'un marchand de minéraux, ont été achetés par M. Dumont, professeur à l'université de Liège, pendant son dernier séjour à Paris. M. Brongniart a bien voulu me confier, pour l'examiner, le morceau de la collection du Jardin-des-Plantes, et c'est le résultat des observations que j'ai faites sur ce morceau que je me propose de soumettre à la société. Si je n'avais eu cependant qu'à décrire avec plus de précision une espèce déjà citée par plusieurs auteurs, je n'aurais probablement pas fait de ce sujet une communication spéciale; mais, à côté de l'espèce sur laquelle Cleaveland a appelé l'attention des minéralogistes, sur le même morceau, j'ai trouvé une espèce nouvelle ou qui du moins diffère de toutes celles qui me sont connues. Cette substance est, je le présume, celle que Cleaveland, dans sa description de la haydenite, a désignée sous le nom de *zéolite*, et qui accompagne, dit-il, la première. Je propose de désigner cette nouvelle espèce par le nom de *beaumontite*, en l'honneur de M. Elie de Beaumont.

La haydenite est régulièrement cristallisée. Les cristaux offrent la forme d'un petit prisme oblique à bases rhombes, dans lequel l'incidence des faces latérales est de  $98^{\circ} 22'$ , et l'incidence de la base, sur chacune des faces latérales de  $95^{\circ} 5'$ . Les cristaux sont souvent maclés. L'axe de révolution, autour duquel l'un des deux cristaux qui forment la macle est supposé avoir tourné de  $180^{\circ}$ , est perpendiculaire à la base de la forme primitive, et la face suivant laquelle les deux cristaux sont réunis est parallèle à cette même base.—Les cristaux sont d'ailleurs étroitement engagés entre eux, et il n'y a qu'une petite portion de chacun d'eux

qui soit isolée. Je n'ai observé aucune modification sur les arêtes ou sur les angles, de sorte que le rapport entre un des côtés de la base et l'arête latérale reste indéterminé.—Les cristaux se clivent avec la même facilité parallèlement à toutes les faces de la forme primitive. Les faces de clivage présentent quelquefois cependant une surface interrompue par de petits points obscurs, comme si la substance avait éprouvé un commencement de décomposition. Les cristaux sont ordinairement recouverts d'une petite couche de fer hydraté que l'on détache facilement à l'aide d'un canif, ce qui met à découvert les faces du cristal, qui sont assez brillantes pour que les incidences puissent être mesurées au moyen du goniomètre de Wollaston.—La couleur de la haydenite est jaune-brunâtre ou jaune-verdâtre; les cristaux sont translucides et quelquefois transparents. Ils sont aisément rayés par la pointe d'un couteau, et aisément friables. La dureté est à peu près la même que celle de la chaux fluatée. La quantité de haydenite que j'ai détachée était trop petite pour pouvoir en déterminer la pesanteur spécifique.

La substance qui accompagne la haydenite, et que je propose de désigner sous le nom de *beaumontite*, se trouve en petits cristaux brillants, d'un éclat nacré, qui ont la forme de petits prismes à bases carrées terminés par des pyramides obtuses. Tous les cristaux offrent les deux sommets et sont étroitement engagés entre eux. Les incidences des faces de la pyramide terminale, mesurée avec le goniomètre de Wollaston, sont de  $132^{\circ} 20'$  pour deux faces dont l'intersection est parallèle à un des bords de la base de la forme primitive, et de  $147^{\circ} 18'$  pour deux faces dont l'inter-

section est inclinée à cette base. L'un de ces angles doit être une conséquence de l'autre. On trouve en effet par le calcul, en partant du premier,  $147^{\circ} 28'$  pour le second, au lieu de  $147^{\circ} 18'$  qu'on avait trouvé par l'observation. On peut donc prendre pour forme primitive de la beaumontite un prisme droit à bases carrées, dans lequel le rapport entre un des côtés de la base et la hauteur est à peu près celui des nombres 23 et 10, et alors les faces de la pyramide ont  $b'$  pour signe cristallographique. Les cristaux se clivent facilement parallèlement aux faces latérales de la forme primitive, mais plus aisément parallèlement à une des faces que parallèlement à l'autre; et cette plus grande facilité correspond à un éclat nacré particulier à ces faces. Il y a aussi quelques indices de clivage parallèlement aux plans diagonaux de la forme primitive, dans le signe cristallographique  $g'$ . — La couleur des cristaux est le blanc jaunâtre; ils sont translucides. Leur dureté est plus grande que celle de la haydenite; elle est presque égale à celle de la chaux phosphatée.

Les cristaux de beaumontite et de haydenite forment une couche cristalline dont les parties brillantes appartiennent à la première substance, et les parties recouvertes de fer hydraté brunâtre à la seconde. Cette couche recouvre une roche granulaire composée en grande partie de grains de quartz et de haydenite. L'autre face du morceau est recouverte de petits prismes plats et allongés d'amphibole vert.

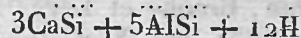
35. *Recherches chimiques sur la POONAHLITE et la THULITE*; par M. C.-G. Gmelin. (An. de Pog., vol. 49, p. 538.)

1). *Poonahlite*. — Ce minéral appartient à la famille des zéolithes, et son aspect est semblable à celui de l'espèce mésotype (skolérîte, natrolite, par exemple). Mais tandis que jusqu'à présent les minéraux rangés dans l'espèce de la mésotype ont l'angle des deux faces du prisme de  $91^{\circ}$  ou  $91^{\circ} 38'$ , pour la poonahlite il est de  $92^{\circ}$  d'après les mesures de Brooke. Cela engagea Brooke à considérer le minéral comme une zéolithe particulière, et il l'appela poonahlite du nom *poonah* (lisez punah), du lieu où on le trouve dans les Indes orientales. La poonahlite se présente en prismes très-allongés (parmi ceux-ci, plusieurs centaines n'étaient pas terminés par des plans): elle tapisse des druses dans l'apophyllite et la roche encaissante. Son poids spécifique est = 2,2622 à  $10^{\circ}$  R.

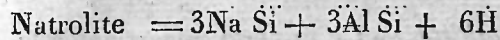
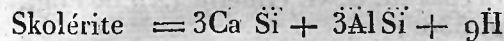
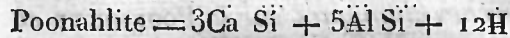
L'analyse de la poonahlite donne pour 100 :

		Oxygène.	
Silice. . . . .	45,120	23,44	45,07
Alumine. . . . .	30,446	14,22	31,33
Chaux. . . . .	10,197	2,86	10,43
Soude et traces de potasse	0,657	0,11	
Eau. . . . .	13,386	11,90	13,17
	99,806		100,00

Ce qui s'accorde avec la formule



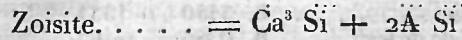
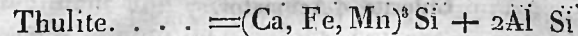
La poonahlite est donc une variété de la mésotype, dont la formule a la plus grande analogie avec la skolérîte et la natrolite.



2). *Thulite*. — La thulite pure se trouve en masses cristallines roses et rouges de sang, avec du quartz, du spath fluor, de l'idocrase coloré par de l'oxyde de cuivre, à Suland près de Tellemark en Norwége. Thompson y a trouvé : silice, 46,10; oxyde de cérium, 25,95; chaux, 12,50; oxyde de fer, 5,45; potasse, 8,00; eau, 1,55 : somme = 99,55. Ce résultat extraordinaire m'a engagé à analyser une thulite bien pure, que je tenais depuis plusieurs années du professeur Esmark à Christiana; j'ai obtenu :

Silice. . . . .	42,808
Alumine. . . . .	31,144
Chaux. . . . .	18,726
Soude et traces de potasse. . . . .	1,891
Oxyde de fer. . . . .	2,288
Oxyde de manganèse. . . . .	1,635
Eau. . . . .	0,640
	99,132

Cela s'accorde parfaitement avec le résultat d'une analyse antérieure de Berzélius (comptes rendus n° 12, S. 217), qui ne trouva pas non plus d'oxyde de cérium dans la thulite. Thompson doit alors avoir analysé un autre minéral. D'après l'analyse précédente, Brooke et Levy (*Philosophical Magazine*, 1831, vol. X, p. 109) avaient annoncé que la thulite s'approchait de l'épidote, ce qui est parfaitement confirmé, car on a



La thulite n'est donc qu'une variété de l'épidote.

36. *Sur la CHLORITE et sur la RÉPIDOLITE, nouvelles espèces minérales*; par M. Kobell. (Journ. d'Erdman, 1839.)

La chlorite est caractérisée par la proportion d'eau qu'elle contient, et par la propriété qu'elle a d'être complètement attaquable par l'acide sulfurique. J'ai analysé comparativement quatre chlorites venant de Schwarzeinstein dans le Zillertal, d'Achnatof en Sibérie, de Greiner dans le Zillertal, et de Raurès près de Salzbourg. Pour cela, je les ai traitées par l'acide sulfurique dans un creuset de platine; j'ai chassé l'excès d'acide; j'ai repris par l'acide muriatique; j'ai précipité le fer et l'alumine par le carbonate de baryte, et j'ai recherché les alcalis dont je n'ai pas trouvé trace. Les résultats ont été :

Chlorite de Schwarzenstein.

		Oxygène.
Silice . . . . .	0, 3268	1697
Alumine. . . . .	0, 1457	680
Magnésie . . . . .	0, 3311	1281
Protoxyde de fer . . . . .	0, 0597	136
Protox. de manganèse . . . . .	0, 0028	5
Eau . . . . .	0, 1210	1075
Gangue quartzeuse. . . . .	0, 0102	
	0, 9973	

## Chlorite d'Achmatof.

Silice . . . . .	0, 3114	1615
Alumine. . . . .	0, 1714	798
Magnésie. . . . .	0, 3440	1331
Protoxyde de fer. . . . .	0, 0385	87
Protox. de manganèse	0, 0053	11
Eau. . . . .	0, 1220	1084
Gangue . . . . .	0, 0085	
	<hr/>	
	1, 0011	

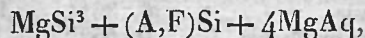
## Chlorite de Zillertal.

Silice . . . . .	0, 2732	1419
Alumine . . . . .	0, 2089	966
Magnésie. . . . .	0, 2469	763
Protoxyde de fer. . . . .	0, 1523	346
Protox. de manganèse	0, 0047	10
Eau . . . . .	0, 1200	1066
	<hr/>	
	1, 0060	

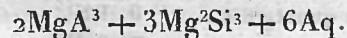
## Chlorite de Raurès.

Silice. . . . .	0, 2696	1353
Alumine. . . . .	0, 1847	862
Magnésie . . . . .	0, 1469	568
Protoxyde de fer. . . . .	0, 2687	612
Protox. de manganèse	0, 0062	13
Eau . . . . .	0, 1045	928
Gangue . . . . .	0, 0124	
	<hr/>	
	0, 9930	

La composition des deux premières chlorites diffère essentiellement de celle des deux dernières; elle peut être représentée par la formule



et la composition des deux autres par la formule



Les deux premiers minéraux constituent évi-

demment une espèce nouvelle; je donne à cette espèce le nom de répidolite (*Pierre en éventail*).

La répidolite de Schwarzenstein est d'un vert émeraude par transparence, et cristallisée en tables hexagonales, avec des lamelles triangulaires accolées; elle est accompagnée d'amiante.

La répidolite d'Achmatof est d'un vert émeraude parallèlement à un axe, et d'un vert d'asperge perpendiculairement à cet axe; elle est associée à du grenat; sa cristallisation est hexagonale.

La chlorite de Zillertal est pénétrée de cristaux de fer magnétique; elle devient noire au chalumeau.

La chlorite de Raurès devient noire aussi au chalumeau en se torréfiant, et elle est plus fusible que celle de Zillertal.

37. *Recherches sur la composition des ALUNS DE ROME, et sur les causes de leur supériorité; par M. Meillet. (Revue scientifique, juin, p. 520.)*

L'alun de Rome renferme un excès d'alumine; il cède cette terre aux étoffes plus facilement que l'alun ordinaire, et c'est pour cela qu'il est préféré à celui-ci dans les ateliers de teinture.

Sa production dans les fabriques de Rome tient à ce que dans ces fabriques, on n'évapore les eaux de lessivage des alunites calcinés qu'à une température qui ne dépasse jamais 40 à 42° C.; car à 50°, cet alun se décompose en alun ordinaire, en laissant déposer un sous-sulfate insoluble.

Rien de plus aisé que d'obtenir avec un alun

ordinaire quelconque les mêmes effets qu'avec l'alun de Rome. Il ne s'agit pour cela que de dissoudre l'alun dont on peut disposer dans de l'eau chauffée seulement à 40° C. ; d'ajouter à la liqueur une quantité de potasse telle que le précipité qui se forme se redissolve presque en totalité, de filtrer et d'évaporer à une douce chaleur pour faire cristalliser. Par ce moyen si simple, l'alun le plus impur se trouve purgé du fer qu'il pouvait contenir, et il acquiert en même temps toutes les propriétés des aluns d'Italie.

38. *Analyses de diverses variétés de KAOLIN des environs de Halle sur la Saale*; par M. Steinberg de Halle. ( Journ. d'Erdmann, t. 16, p. 51.)

On trouve dans les environs de Halle, sur la Saale, des masses considérables de kaolin, que l'on envoie au loin pour les fabriques de porcelaine. Ces masses se rencontrent principalement du côté nord de la ville, auprès des villages de Morl, Trotha et Sennewitz ; ils forment des espèces d'amas immédiatement au-dessous de la terre végétale. La formation du kaolin par altération du porphyre, peut se remarquer dans ces localités de la manière la plus évidente. Cinq échantillons de kaolin, pris à des endroits différents, ont été soumis à l'analyse, on les a trouvés composés de la manière suivante :

Silice. . . .	52.	»	55.	»	53.	»	60.	»	55,	50
Alumine . .	35.	»	33,	50	34.	»	27.	»	32.	»
Perox. de fer	0, 22	0, 19	0, 42	0, 28	1, 40					
Ox. demang.	»	»	»	»	0, 09					
Eau. . . . .	11.	»	10.	»	11.	»	10,	90	10.	»
	98, 22	98, 69	98, 42	98, 18	98, 99					

39. *Analyse du WASSER-GLIMMER*; par M. Morin. (Biblioth. de Genève, n° 41, p. 147.)

Ce minéral a été d'abord trouvé au pied d'un glacier du mont Rose, dans le Zernenthal, il y a deux ans; on l'a rencontré depuis auprès du Simplon et dans plusieurs autres points du Valais.

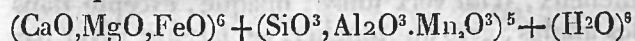
Il a toute l'apparence d'un mica; il est lamelleux, d'un vert foncé, opaque, excepté dans les angles, gras au toucher, se laissant rayer par l'ongle; les faces dans le sens des lames sont brillantes et vertes; les faces de côté sont plus mates et noires; en faisant tomber les rayons solaires parallèlement aux lames, on voit paraître par transparence une couleur de rubis très-marquée.

Ses cristaux se laissent facilement diviser en lames très-minces par le canif. Ces lames sont flexibles, mais elles n'ont aucune élasticité; le clivage dans d'autres sens est difficile, cependant on peut s'assurer que la forme fondamentale est un prisme droit, à base parallélogrammique: deux des arêtes de ce prisme sont ordinairement remplacées par une facette.

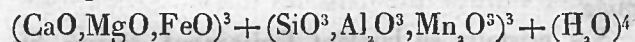
A 100°, le wasser-glimmer ne perd rien de son poids, mais par la calcination il laisse dégager beaucoup d'eau; sa poussière est blanche, mais par le grillage, elle devient jaune à la longue. L'acide muriatique l'attaque en partie avec dégagement de chlore; mais l'acide sulfurique ne l'attaque pas du tout; il ne renferme pas d'alcali. L'analyse faite soit par le carbonate de potasse, soit par le carbonate de baryte, a donné pour résultat :

Eau . . . . .	0, 144	160 at.
Silice. . . . .	0, 348	75
Alumine. . . . .	0, 102	120
Deutoxyde de manganèse	0, 050	6
Magnésic. . . . .	0, 081	40
Chaux. . . . .	0, 084	30
Protoxyde de fer . . . .	0, 180	50
	0, 989	

Ce qui conduit à la formule :



en supposant tout le manganèse à l'état de deutoxyde, et le fer à l'état de protoxyde. Cette formule n'est pas simple, et peut-être la composition est-elle réellement représentée par cette autre formule peu différente :



Ce minéral diffère essentiellement des micas, principalement par la grande proportion d'eau qu'il renferme.

40. *De la découverte du VANADIUM dans les minerais de Perme et dans les produits du traitement de ces minerais*; par M. le sous-lieutenant Schoubin. (J. des mines russes.)

Le minéral de Voskressensk renferme une espèce particulière, dont la composition est représentée par la formule  $\text{Cu V}_2$ . Cette espèce se trouve disséminée dans la masse du grès en particules tellement petites qu'on ne les aperçoit pas dans des échantillons qui donnent jusqu'à 4 p.  $\frac{c}{c}$  d'acide vanadique.

Les scories provenant de la fusion du minéral

de Perme, les crasses d'affinage du cuivre, la fonte cuivreuse, le cuivre noir, le cuivre affiné et le cuivre en lingots, renferment aussi du vanadium, soit à l'état d'oxyde, soit à l'état d'acide, soit à l'état métallique.

Pour reconnaître sa présence dans les matières oxydées, j'ai fondu ces matières avec du carbonate de soude, j'ai dissous la masse fondue dans l'acide hydrochlorique, évaporé à sec et repris par l'eau aiguisée du même acide; puis j'ai fait passer dans la dissolution un courant d'hydrogène sulfuré, qui y a formé un précipité. En examinant ce précipité, j'ai trouvé qu'il était composé de sulfure de cuivre, de soufre et d'oxyde de vanadium. Or comme le vanadium n'est précipité par l'hydrogène sulfuré que dans les dissolutions de sel vanadique, il en résulte que dans les matières oxydées le vanadium se trouve à l'état d'acide.

Quant à la fonte et au cuivre, je les ai dissous dans l'acide nitrique; j'ai précipité le cuivre des dissolutions par un courant d'hydrogène sulfuré, puis après avoir concentré celles-ci, j'y ai ajouté de l'hydrosulfate en excès, qui leur a fait prendre une belle couleur pourpre, signe caractéristique de la présence de l'oxyde de vanadium.

41. *Sur l'ÉRÉMITE, nouveau minéral de l'Amérique du Nord*. (An. de Pog., t. 46, p. 645.)

Ce minéral se trouve ordinairement en parties isolées, et c'est à cause de cela qu'on l'a nommé *éremite*, du mot grec qui veut dire solitude. Il a été découvert en 1836 par M. Dutton dans une masse de granite albitique de quatre pieds de

diamètre, qui s'est rencontrée dans le comté de Watertown au Connecticut. Ce granite ressemble tout à fait à celui qui existe sur les frontières du Massachusset.

Selon M. Shepard, l'érémitte a une cassure conchoïde et inégale, l'éclat gras et vitreux sur les faces des cristaux; ceux-ci sont très-petits; leur forme primitive paraît être un prisme rhomboïdal oblique. Il est d'un brun jaunâtre tirant sur le brun de girofle, demi-transparent et fragile; sa dureté est comprise entre 5 et 5,5; sa pesanteur spécifique est de 3,704. Au chalumeau, il devient instantanément transparent et incolore, sans se fondre ni se ramollir; avec la soude, il donne une masse d'un blanc sombre, taché de brun. Quand on l'arrose avec de l'acide sulfurique, les vapeurs qui se dégagent attaquent fortement le verre, c'est probablement un fluotitanate.

D'après M. Dana, les cristaux d'érémitte sont tous très-petits; les plus grands n'ont pas plus de  $\frac{1}{8}$  de pouce de longueur, mais on peut étudier leur système cristallin, et l'on reconnaît que leur forme primitive est un prisme rhomboïdal oblique.

M. Gustave Rose a observé dans la collection de M. Tamnau de Berlin un cristal d'érémitte de la grosseur d'une tête d'épingle, et dont il a pu mesurer les angles au goniomètre à réflexion; il l'a trouvé semblable aux cristaux décrits par M. Dana.

42. *Analyse du PYROCHLORE*; par M. F. Wöhler.  
(Ann. de Pogg. 1839, N° 9.)

1) *Pyrochlore de Miask en Sibérie*. — Le

pyrochlore se trouve en octaèdres réguliers, d'un brun foncé; sa densité est de 4,320. Il perd par calcination 1,16 pour cent d'eau faiblement ammoniacale, ne contenant point d'acide fluorhydrique. Il est complètement attaqué par l'acide sulfurique.

On a attaqué ce minéral par l'acide sulfurique concentré, puis on a fait bouillir avec beaucoup d'eau pour précipiter l'acide tantalique. Ensuite on a lavé cet acide avec de l'hydrosulfate d'ammoniacal, puis avec de l'acide muriatique pour enlever des traces d'étain et de fer. L'acide tantalique ainsi obtenu ne retenait qu'une trace d'acide titanique.

La dissolution a été précipitée par l'ammoniacal, filtrée, puis précipitée par l'acide oxalique. On l'a filtrée de nouveau pour séparer l'oxalate de chaux, puis on a ajouté de l'hydrosulfate d'ammoniacal qui a précipité un peu de manganèse. Enfin, la liqueur a été évaporée à siccité, et le résidu calciné avec addition de carbonate d'ammoniacal; ce résidu se composait de sulfate de soude avec un peu de magnésie.

Le précipité gélatineux formé par l'ammoniacal, d'abord incolore, s'est peu à peu coloré en brun par les lavages; il se composait essentiellement de thorine et d'oxyde de cérium avec un peu d'yttria et d'oxydes fer et de manganèse. On l'a redissous dans l'acide sulfurique étendu, puis on en a précipité la thorine et de l'oxyde de cérium par une dissolution saturée et bouillante de sulfate de potasse. Le précipité lavé avec une dissolution saturée du même sel a été redissous dans l'eau bouillante, puis on a précipité la thorine et l'oxyde de cérium par la potasse caustique,



Les deux oxydes ayant été calcinés et pesés ensemble, on a essayé inutilement de les séparer par l'acide muriatique, tantôt l'oxyde de cérium ne se dissolvait qu'en partie, tantôt la thorine elle-même se dissolvait. Alors on les a dissous dans l'acide sulfurique, et l'on a précipité le sulfate de thorine par l'ébullition. On s'est assuré par ce procédé que le protoxyde de cérium et la thorine se trouvaient à peu près dans le rapport de leur poids atomique.

La liqueur séparée des sulfates de cérium et de thorine a été précipitée par la potasse caustique, puis on a redissous l'oxyde de fer par l'acide oxalique. Le résidu, calciné à l'air, a été repris par l'acide nitrique étendu qui a dissous l'yttria et laissé l'oxyde de manganèse.

On a recherché le fluor en attaquant le pyrochlore par l'acide sulfurique dans une cornue de platine, recevant les vapeurs dans une dissolution d'ammoniaque caustique, et précipitant ensuite celles-ci par du chlorure de calcium (1).

Le pyrochlore de Miask contient :

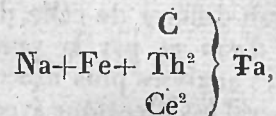
(1) On peut dans plusieurs cas doser le fluor de la manière suivante. On mêle intimement le minéral avec de la silice pure (si ce n'est pas déjà un silicate), on introduit le mélange dans une fiole, on y ajoute de l'acide sulfurique aussi concentré que possible, et l'on ajuste un bouchon laissant passer un tube effilé par son extrémité et rempli de chlorure de calcium. On pèse rapidement l'appareil, puis on laisse digérer à une chaleur convenable jusqu'à ce qu'il ne se dégage plus de fluorure de silicium. La perte de poids représente du fluorure de silicium, et 1 p. de fluorure correspond à 0,395 de fluor.

Acide tantalique. . . . .	67,376
Thorine. . . . .	13,152
Oxyde de cérium. } . . . . .	10,984
Chaux. . . . .	0,808
Yttria. . . . .	1,235
Protoxyde de fer. . . . .	0,146
Protoxyde de manganèse. . . . .	3,930
Sodium. . . . .	3,233
Fluor. . . . .	1,160
Eau. . . . .	
Acide titanique. } . . . . .	traces.
Oxyde d'étain. . . . .	
Magnésie. . . . .	

---

102,024

L'excès de poids vient en partie de ce que l'oxyde de cérium se trouve à l'état de protoxyde dans ce métal. Il est très-probable que le fluor s'y trouve combiné au sodium, et ce minéral paraît pouvoir être représenté par la formule :



une partie de l'acide tantalique étant remplacée par de l'acide titanique, et une partie des bases par l'yttria et les protoxydes de fer et de manganèse.

2) *Pyrochlore de Brenig en Norwège.* — Sa densité est de 3,802. Il perd plus de 7 pour cent d'eau par calcination. De même que celui de Fredrikswarn, il donne au chalumeau la réaction de l'oxyde d'urane. Il reste quelque incertitude sur cette analyse qui n'a pu être faite que sur une très-petite quantité de matière. La proportion du fluor et celle du sodium n'ont pu être déterminées.

L'acide tantalique renferme encore dans ce minéral de l'acide titanique.

Deux analyses, l'une par l'acide sulfurique, l'autre par le sulfate acide de potasse, ont donné les résultats suivants :

Acide tantalique. . . . .	67,021	67,770	
Oxydes de cérium. . . . .	} 5,159	"	"
Thorine. . . . .			
Oxyde d'urane. . . . .	5,601	5,709	
Chaux. . . . .	9,877	10,129	
Protoxyde de fer. . . . .	1,329	"	
Protoxyde de manganèse. . . . .	1,688	"	
Eau. . . . .	7,058	7,418	
Acide titanique. . . . .	} Proportions indéterminées.		
Oxyde d'étain. . . . .			
Magnésie. . . . .			
Sodium. . . . .			

---

97,733

Cette espèce paraît différer de celle de Miask, par la proportion d'eau et par la présence de l'oxyde d'urane. Des analyses plus exactes feront connaître si ce minéral est identique avec le pyrochlore de Fredrickswara, ou bien s'il forme une troisième variété distincte. En tout cas, ces analyses s'accordent avec l'identité de forme cristalline, pour indiquer pour ces trois variétés le même type de composition.

43. *Analyse de la MONAZITE, minéral de l'Oural, contenant de la thorine et de l'oxyde de lanthane*; par M. Carl. Kersten. (Ann. de Pogg, t. XXXVII, p. 385.)

Ce minéral a un éclat vitreux, faible; sa couleur varie du brun de girofle au brun rougeâtre,

et même au rouge brun. Sa râclure est d'un blanc rougeâtre; on ne le trouve qu'en cristaux dont la forme primitive est le prisme. Sa dureté est à peu près celle de l'apatite; il est cassant. Pesanteur spécifique, de 5,019 à 4,922.

Ce minéral a été découvert par M. Breithaupt, dans quelques morceaux de granite zirconien, venant des environs des mines de Miask en Sibérie. Il se présente en cristaux dont la grosseur varie depuis celle d'un grain de sable jusqu'à celle d'une grosse lentille.

D'après les réactions de la monazite au chalumeau, Breithaupt avait conclu qu'elle renfermait outre des terres, de l'oxyde d'urane, comme principe essentiel.

L'analyse de ce minéral m'a montré qu'il ne renfermait pas la plus petite trace d'urane. Dans cette analyse, j'ai trouvé entre autres de la thorine, et les oxydes de cérium et de lanthane que j'ai séparés par le procédé indiqué par M. Mosander. *Analyse qualitative.* La monazite n'éprouve aucune modification par la calcination dans un tube de verre; traitée au chalumeau entre les pinces, elle devient d'un gris foncé et très-éclatante; elle ne colore point la flamme. Avec le borax et le sel de phosphore, elle forme des verres jaunes à chaud, et presque incolores à froid, tant dans la flamme extérieure que dans la flamme intérieure. Traitée sur le charbon, avec le sel de phosphore et l'étain, elle donne faiblement la réaction du titane. Avec la soude sur le charbon, il se produit plusieurs globules d'étain; ces globules, réunis en un seul, et traités par la flamme ardente, n'ont point donné d'oxyde jaune de plomb. Avec la soude sur une feuille de platine, elle donne visi-

blement la réaction du manganèse. En la traitant par l'acide borique sur le charbon, et introduisant dans la perle fondue un fil de fer, il se forme un bouton blanc, aigre, de phosphore de fer. Traitée par l'acide sulfurique dans un creuset de platine, elle ne dégage point d'acide fluorhydrique.

La monazite est décomposée par l'acide chlorhydrique avec dégagement de chlore. Il reste un résidu blanc, terreux, soluble dans l'acide sulfurique étendu de 2 p. d'eau, et laissant déposer par une longue digestion un sel blanc, en partie soluble dans l'eau froide et composé de sulfate de thorine. L'hydrogène sulfuré forme, dans les dissolutions de la monazite, un précipité brun de sulfure d'étain. L'ammoniaque forme dans la liqueur séparée du sulfure d'étain et de l'hydrogène sulfuré en excès un volumineux précipité blanc qui brunit pendant la filtration, et qui est tout à fait insoluble dans la potasse caustique et le carbonate d'ammoniaque. Ainsi la monazite ne contient ni alumine, ni glucine, ni oxyde d'urane.

*Analyse quantitative.* a) 1 p. de monazite réduite en poudre fine a été fondue avec trois fois son poids de carbonate de soude. La matière fondue a été traitée par l'eau bouillante; puis la liqueur alcaline a été saturée à chaud par l'acide acétique qui a précipité quelques flocons blancs. Enfin on a précipité l'acide phosphorique par l'acétate de plomb, et le phosphate de plomb calciné et pesé a été analysé au moyen de l'acide sulfurique. Il se composait exactement du phosphate  $Pb^3 \ddot{P}$

b) Le résidu, insoluble dans l'eau, mêlé aux flocons séparés par la neutralisation de la liqueur

alcaline a été traité par l'acide sulfurique étendu de la moitié de son poids d'eau. Au bout de quelques heures, la liqueur était claire et jaune, elle s'est troublée par l'addition d'eau, mais elle est redevenue claire par le refroidissement. Il s'était déposé un sel blanc terreux que l'on a apuré par la filtration. Ensuite on a précipité l'étain par l'hydrogène sulfuré, et le sulfure d'étain a été transformé en oxyde par le grillage.

c) La liqueur devenue incolore a été précipitée par l'ammoniaque. Le précipité a été redissous dans quelques gouttes d'acide chlorhydrique, étendu d'eau, et précipité par une dissolution bouillante et saturée de sulfate de potasse. Les sels doubles blancs ont été recueillis sur un filtre et lavés avec une dissolution froide et saturée de sulfate de potasse, dans le but de rechercher s'ils renfermaient de l'yttria. La liqueur traitée à chaud par l'ammoniaque n'a laissé précipiter que quelques flocons bruns qu'on a reconnus pour de l'oxyde de manganèse.

d) Les sels doubles ont été redissous dans l'eau chaude, mêlée d'un peu d'acide sulfurique, et précipités par la potasse caustique, à chaud. Le précipité lavé a été redissous dans l'acide nitrique, la dissolution évaporée à sec et le résidu fortement calciné. Le résidu pesé a été traité par l'acide nitrique très-étendu, la liqueur décantée, et l'on a lavé par décantation. Puis on a calciné le résidu. L'oxyde de lanthane a été précipité de sa dissolution par la potasse caustique, puis calciné. Il s'est redissous très-facilement dans l'acide nitrique fort étendu, en laissant un faible résidu brun foncé qui a été mêlé au précédent.

e) On a séparé l'oxyde de cérium de la thorine

en faisant bouillir ces deux oxydes avec de l'acide muriatique concentré qui ne dissout que le premier. La thorine ainsi séparée avait une couleur jaune-isabelle faible, et l'oxyde de cérium précipité par l'ammoniaque et calciné était d'un brun foncé.

f) La thorine calcinée a été mêlée au résidu de (b) (composé de thorine et d'acide sulfurique), réduite en poudre fine et traitée par l'acide sulfurique étendu de 3 p. d'eau. Puis on l'a dosée à l'état de sulfate, après avoir chassé l'excès d'acide à une chaleur modérée.

g) La liqueur de c), résultant de la précipitation par l'ammoniaque, a été précipitée par l'acide oxalique. L'oxalate de chaux a été rougi, traité par du carbonate d'ammoniaque et dosé à l'état de carbonate. Puis on l'a traité par l'acide acétique qui a laissé une petite quantité d'oxyde de manganèse.

h) La liqueur de g), séparée de la chaux, a été évaporée à siccité, et le résidu calciné puis traité par l'eau; il se composait d'oxyde de manganèse, et ne contenait pas de magnésie.

Une nouvelle analyse de la monazite, faite en la décomposant par l'acide muriatique, a appris que le résidu, après l'expulsion des sels ammoniacaux, contenait outre l'oxyde de manganèse, des traces de potasse.

Résultat de l'analyse :

Oxyde de cérium. . . . .	0,2600
Oxyde de lanthane. . . . .	0,2340
Thorine . . . . .	0,1795
Oxyde d'étain. . . . .	0,0210
Protoxyde de manganèse. . . . .	0,0186
Chaux. . . . .	0,0163
Acide titanique. } traces.	
Potasse. . . . .	
Acide phosphorique. . . . .	0,2850
	<hr/> 1,0149

D'après Berzélius, la monazite serait un phosphate d'oxyde de cérium et de lanthane, de thorine, de chaux, d'oxydes d'étain et de manganèse

dont la composition serait ( $R^3 P$ ), et contenant des traces d'acide titanique. Mais la formule de ce minéral ne pourra être établie d'une manière exacte que lorsqu'on aura déterminé les capacités de saturation des oxydes de cérium et de lanthane.

44. *Analyse de la FAYALITE.* (Nouveau minéral trouvé dans l'île de Fayal (Açores); par M. Gustave Pfeilsticker. (Tubingen, 1839.)

Ce minéral a été trouvé au milieu de débris trachitiques, sur le rivage de la mer auprès de rochers élevés de trachytes.

Son aspect montre qu'il a subi une fusion; en quelques parties il présente une multitude de bulles; en d'autres, il n'offre qu'une masse de paillettes cristallines. Sa couleur est le vert foncé, passant en quelques points au brun, et ailleurs au jaune de laiton. Il est moins dur que le quartz, et se laisse rayer çà et là par l'acier. Il est fortement attirable à l'aimant. Sa densité à 10° R. est de 4,138.

Il fond au chalumeau facilement et sans se boursouffler, en dégageant une odeur sulfureuse; il laisse une boule brillante d'un éclat métallique. Chauffé dans un tube de verre, il dégage des traces de soufre, mais point d'eau. Avec le borax et le sel de phosphore, on y reconnaît la présence du cuivre.

Les acides l'attaquent même à froid en séparant de la silice gélatineuse; mais aucun d'eux, même

l'acide sulfurique concentré et bouillant, ne le décompose complètement.

Le minéral est donc un mélange intime de deux minéraux différents dont l'un est décomposé, même à froid par les acides, tandis que l'autre n'est point attaqué à froid, et ne l'est que difficilement et incomplètement à chaud. On a analysé séparément ces deux minéraux.

La substance, réduite en poudre très-fine, fut traitée par l'acide chlorhydrique fumant dans un creuset de platine: on l'y fit digérer pendant trois jours; il se dégagera une faible odeur d'hydrogène sulfuré; la matière resta colorée en noir par la partie inattaquable dans l'acide muriatique.

*Analyse de la partie attaquable par l'acide chlorhydrique.* — On ajouta de l'eau à la matière attaquée par l'acide chlorhydrique, et l'on recueillit sur un filtre taré la silice gélatineuse et le résidu insoluble. Après avoir détaché cette matière du filtre, on la fit bouillir avec du carbonate de soude, puis on recueillit sur le même filtre le résidu insoluble que l'on pesa après l'avoir fortement desséché. On trouva ainsi que le minéral renfermait 15,895 pour  $\frac{\circ}{\circ}$  de substance insoluble dans l'acide muriatique.

La dissolution alcaline renfermant la silice fut sursaturée d'acide muriatique, évaporée à siccité et reprise par l'eau. La silice recueillie sur un filtre fut calcinée et pesée.

La dissolution muriatique contenant tous les éléments du minéral, à l'exception de la silice, fut saturée d'hydrogène sulfuré. Il se forma un précipité de sulfure de cuivre, mêlé de soufre provenant de la réduction du chlorure de fer à l'état de chlorure. Le sulfure de cuivre fut redissous dans

l'eau régale, et l'on en précipita l'oxyde de cuivre par la potasse caustique.

On fit bouillir avec de l'acide nitrique la liqueur séparée du cuivre afin de peroxyder le fer, puis on la fit digérer avec de la potasse caustique pour séparer l'alumine. Le résidu insoluble dans la potasse fut redissous dans l'acide muriatique, puis on en précipita l'oxyde de fer par le succinate d'ammoniaque, et le manganèse par l'hydrosulfate d'ammoniaque.

Des expériences précédentes avaient prouvé que ce minéral ne renfermait ni chaux, ni magnésie, ni alcalis.

On obtint par cette analyse les résultats suivants:

Silice. . . . .	24,93	
Peroxyde de fer. . . . .	75,84	68,09 de prot. de fer.
Oxyde rouge de manganèse	3,15	2,94 <i>Id.</i> de mangan.
Alumine. . . . .	1,84	
Oxyde de cuivre. . . . .	0,60	
	<hr/>	
	106,36	98,40

Le soufre contenu dans ce minéral fut dosé en attaquant une certaine quantité par un mélange d'acides nitrique et muriatique fumants. Le mélange fut maintenu en ébullition jusqu'à ce que la matière ne parût plus s'attaquer, car il fut impossible de la décomposer complètement. Par cette attaque, le minéral ne laissa que 11,245  $\frac{\circ}{\circ}$  de substance non décomposée.

La liqueur séparée de la silice et du résidu inattaquable, par la filtration, fut précipitée par le nitrate de baryte. On peut supposer que tout le soufre ainsi obtenu correspond uniquement à la partie du minéral attaquable par l'acide muriatique, et l'on trouve ainsi que cette partie en ren-

ferme 1,025 %. Le soufre paraissant exister dans le minéral à l'état de protosulfure de fer (puisqu'il dégage de l'hydrogène sulfuré par l'action de l'acide muriatique), on a pour la composition définitive de la partie soluble à froid dans l'acide muriatique :

Silice. . . . .	24,93
Protosulfure de fer. . . . .	2,77
Protoxyde de fer. . . . .	65,84
Protoxyde de manganèse. . . . .	2,94
Alumine. . . . .	1,84
Oxyde de cuivre. . . . .	0,60
	<hr/>
	98,92

*Analyse de la partie non attaquée par l'acide muriatique.* — Cette substance fut calcinée très-fortement avec du carbonate de baryte. La matière fut traitée ensuite par l'acide muriatique, puis évaporée à siccité et reprise par l'eau pour séparer la silice.

On précipita la baryte de la liqueur par l'acide sulfurique, puis on y ajouta un excès d'ammoniaque. La liqueur fortement colorée en bleu fut séparée du précipité brun formé par l'ammoniaque, puis on la fit bouillir pour chasser l'excès d'ammoniaque, ce qui précipita une petite quantité d'alumine. Ensuite on la satura d'acide muriatique, et l'on précipita le cuivre par l'hydrogène sulfuré. Le sulfate de cuivre fut grillé dans un creuset de platine, et l'oxyde redissous dans l'acide muriatique et précipité par la potasse caustique. La liqueur séparée du sulfure de cuivre fut évaporée à siccité, et le résidu calciné, il ne resta aucune substance fixe.

Le précipité brun, formé par l'ammoniaque, fut redissous dans l'acide muriatique et traité par

la potasse caustique pour en séparer l'alumine. Enfin on sépara les oxydes de fer et de manganèse par le succinate d'ammoniaque, après avoir redissous dans l'acide muriatique le précipité formé par la potasse caustique et neutralisé la liqueur par l'ammoniaque.

La partie insoluble dans l'acide muriatique fut ainsi trouvée composée de :

Silice. . . . .	58,11	ou	58,11
Oxyde de fer. . . . .	20,66	Protox. de fer.	18,55
Protoxyde de manganèse. . . . .	6,67		6,67
Alumine. . . . .	12,53		12,53
Oxyde de cuivre. . . . .	2,28		2,28
	<hr/>		<hr/>
	100,25		98,14

La partie soluble dans l'acide muriatique paraît renfermer le fer à la fois à l'état de protoxyde et de peroxyde. La silice y est en proportion trop faible pour former un silicate neutre de protoxyde de fer. On peut considérer ce minéral comme renfermant du silicate neutre de protoxyde de fer mélangé de protoxyde de fer libre ou d'oxyde magnétique et d'un peu de silicate de manganèse et de silicate d'alumine. Son aspect le rapproche tout à fait des scories que l'on obtient dans l'affinage de la fonte ou dans le raffinage du cuivre; il aurait d'autant plus d'analogie avec celle-ci, qu'il renferme un peu de soufre et de cuivre.

La partie insoluble a une composition toute différente, quoique avec les mêmes éléments. En y supposant le fer et le manganèse à l'état de sesquioxides, on peut le considérer comme un bisilicate d'oxyde de fer, dans lequel une partie de cet oxyde serait remplacé par des bases isomorphes, l'alumine et le sesquioxide de manganèse.

45. *Présence de l'arsenic dans la fonte*; par M. Wöhler. (Ann. der Phar., t. 31, p. 95.)

L'arsenic se trouve dans la fonte plus fréquemment qu'on ne le croyait.

Lorsqu'on dissout celle-ci dans de l'acide sulfurique étendu, l'arsenic ne se dégage pas avec l'hydrogène et ne passe pas non plus dans la dissolution; il reste en totalité dans le résidu noir qui se compose de charbon, de silice, etc., et on peut l'en extraire facilement au moyen d'une dissolution de potasse caustique ou d'un hydrosulfate; on le précipite ensuite à l'état de sulfure de la dissolution de ce dernier, au moyen d'un acide. En chauffant le sulfure dans un tube, j'ai trouvé qu'il laisse très-souvent un résidu de sulfure de molybdène.

46. *Mémoire sur les COUPEROSES du commerce*, par M. Preisser. (J. de Phar., t. 25, p. 628.)

L'académie de Rouen avait proposé pour sujet de prix, en 1829, d'établir la différence qui existe entre les différentes couperoses du commerce: c'est pour répondre à cette question que j'ai entrepris le travail dont je vais faire connaître les résultats.

Les couperoses de France comprennent: 1° les couperoses de Picardie; 2° les couperoses de Forges; 3° les couperoses de Paris; 4° et les couperoses de Honfleur. Ces couperoses sont toutes impures: les substances qu'on y rencontre le plus fréquemment sont un excès d'acide, du sulfate ferrique, des sels de zinc, de manganèse, d'alumine, de magnésie, de cuivre.

On connaît dans le commerce sept variétés de couperoses de Picardie, savoir: 1° la couperose de Noyon  $\Theta$ , 2° la couperose Noyon  $\Theta G$ , 3° la couperose Noyon R, 4° la couperose Mairancourt  $\Theta$ , 5° la couperose Mairaucourt PS, 6° la couperose Saint-Urcel  $\Theta F$ , 7° et la couperose de Montatère.

La première est en petits cristaux d'un vert pâle entremêlés de fragments brunâtres pulvérulents; elle rougit le papier de tournesol, elle a une légère odeur de mélasse et elle est très-efflorescente. On la vend 9 fr. les 100 kilog.

La seconde est en cristaux d'un vert clair entremêlés de fragments plus foncés; elle a peu d'odeur, elle est moins efflorescente que la précédente, elle est acide; ses cristaux sont colorés par une addition de noix de galle.

La troisième est en beaux cristaux d'un vert d'eau bleuâtre, transparents, peu efflorescents; elle n'a pas d'odeur. On la vend 12 fr. les 100 kilog.

La quatrième est en petits cristaux d'un vert clair, tachés de brun par la noix de galle; elle n'a pas d'odeur de mélasse. On la vend 10 fr. les 100 kilog.

La cinquième est en poudre, d'un vert foncé sale, çà et là taché de brun; elle est très-humide et imprégnée de mélasse.

La sixième est en petits cristaux mélangés de poudre d'un vert foncé taché de noir, très-humide et très-acide, d'une odeur très-prononcée de mélasse. Elle vaut 12 fr. 50 c. les 100 kilog.

La septième est en cristaux d'un vert clair légèrement effleuris, inodore. On la vend 11 à 12 fr. les 100 kilog.

La couperose de Honfleur est en cristaux d'un

vert clair mélangés de petits fragments transparents plus foncés et tachés de brun foncé; elle est très-acide et sent la mélasse. On la vend 14 à 15 fr. les 100 kilog.

La couperose de Paris est en petits cristaux d'un vert brun foncé, entremêlés de cristaux d'un vert clair et transparents; elle est très-acide et enduite de mélasse.

La couperose de Forges est la plus estimée dans le commerce; on la partage en *menu sel* et *sel de refonte*. Cette dernière est en gros cristaux d'un vert émeraude assez foncé, se recouvrant facilement de taches ocreuses; elle est peu acide et n'a pas d'odeur. On vend le sel de refonte 27 à 28 fr. les 100 kilog., et le menu sel, 23 à 24 fr.

Ces différentes couperoses sont composées comme il suit :

Eau de cristallisation . . . . .	46,250	COUPEROSE NOYON O.	47,12	COUPEROSE NOYON O. C.	47,82	COUPEROSE NOYON R.	47,18	COUPEROSE MAINANCOURT P. B.	46,40	COUPEROSE SAINT-URCEL S.	46,16	COUPEROSE MONTAÏRE.	46,00	COUPEROSE DE HONFLEUR.	46,80	COUPEROSE DE PARIS.	46,28	COUPEROSE DE FORGES.
Acide en excès. . . . .	44,050		44,81	45,81	45,81	41,02	40,04	43,04	2,70	3,18	0,90	3,11	2,04	3,48				
Sulfate ferreux . . . . .	3,404		1,61	1,10	1,10	3,08	2,91	3,18	3,18	3,18	44,72	3,72	48,30	47,90	47,60			
Sulfate ferrique insoluble . . . . .	0,584		0,48	0,11	0,11	0,81	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08	0,10	0,60	0,60			
Sulfate cuivrique . . . . .	0,820		1,24	0,99	0,99	3,12	3,19	1,90	1,90	1,90	0,85	0,85	Traces.	Traces.	Traces.			
Alun . . . . .	4,031		4,00	2,32	2,32	4,09	5,44	2,62	2,62	2,62	3,09	3,09	0,50	0,50	0,50			
Sulfate manganoux . . . . .	Traces.		0,12			0,18	0,12	Traces.	Traces.	Traces.	0,08	0,08						
Sulfate calcique . . . . .				0,08		0,11					Traces.	Traces.						
Sulfate zincique . . . . .				1,17		0,41	0,22				1,01	1,01			1,00			
Perte . . . . .	0,841		0,32	1,17	1,17	0,41	0,22	0,88	0,88	0,88	1,01	1,01						
	99,980		997,00	99,40	99,40	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	99,80	99,80	100,00	100,00	100,38	100,00	100,00	



Il suit de ce tableau 1° que les couperoses acides de Paris, de Honfleur et de Saint-Urcel ne conviennent pas pour le mordantage des cotons et des tissus, à cause de l'action nuisible de l'acide sulfurique sur la fibre végétale;

2° Que les petites couperoses de Noyon et de Montatère sont impropres à la préparation des cuves d'indigo, le sulfate de cuivre et le sulfate ferrique ayant la propriété d'oxygéner l'indigotine blanche, d'où il suit que ce sel précipiterait au fond de la cuve une certaine proportion d'indigo qui serait perdue;

3° Que les couperoses de Paris et de Honfleur conviennent parfaitement pour dissoudre l'indigo;

4° Enfin, que rien ne justifie la grande différence de prix qui existe entre les couperoses de Forges et les autres espèces.

47. *Essais de quelques MÉDAILLES gauloises et du moyen âge trouvées en Bretagne*; par M. Sarzeau. (J. de Phar., t. 25, p. 501.)

*Médaille d'or trouvée à Plounéour (Finistère).*

*Description.* D'un côté, tête à gauche; de l'autre, cheval à tête humaine, ayant un oiseau éployé au-dessus de lui et un taureau au-dessous (1).

Cette médaille pesait un peu moins d'un gramme; sa couleur brune avait un reflet rougeâtre. Examinée à la loupe, sa surface était parsemée

(1) Je dois cette description, ainsi que toutes celles qui vont suivre, à l'obligeance de M. Moët de la Forte-Maison. Qu'il me soit permis de lui en témoigner toute ma gratitude.

d'une multitude de cavités remplies d'une matière noire. Sa fragilité était extrême; elle se brisa en tombant de peu de hauteur sur un parquet. Fondue sous le borax au chalumeau, cette pièce donna une grenaille dont la couleur était celle de l'argent à bas titre; elle touchait comme l'or très-bas.

L'essai donna pour résultat :

Or. . . . .	338
Argent. . . . .	320
Cuivre. . . . .	342
	1,000

En examinant une autre portion de cette monnaie, on reconnut que le cuivre et l'argent y étaient presque entièrement à l'état de sulfure; ce qui explique sa couleur brune, ses reflets rougeâtres et sa fragilité; dans le principe, sa couleur était blanche.

*Médailles d'argent trouvées à Bédée (Ille-et-Vilaine).*

*Description.* Nez droit, front orné pour accompagner la chevelure.

Leur poids varie de 5 à 6 grammes.

Deux de ces médailles essayées ont donné pour résultat :

Argent. . . . .	192	274
Etain. . . . .	45	40
Cuivre. . . . .	763	686
	1,000	1,000

On y trouve aussi  $\frac{2}{3}$  de millième d'or.

*Médailles d'argent trouvées à Amaulie et Noyal (Ille-et-Vilaine).*

Les médailles de ces deux localités sont de deux espèces. Je les désignerai par les lettres A, B.

*A Description.* Tête à trois boucles , cheval à tête humaine , fantastique , avec une roue au-dessous.

Le poids varie de 4 à 5 grammes.

La médaille que j'ai examinée était de couleur grise , d'une fragilité extrême. Le plus léger effort suffisait pour la rompre ; par la trituration dans un mortier d'agate elle se réduisait en une poudre fine.

Chauffée sur le charbon au chalumeau elle donnait d'abondantes fumées d'acide chlorhydrique.

La poudre traitée par l'ammoniaque caustique donnait une liqueur qui contenait du chlorure d'argent et du chlorure de cuivre. La portion insoluble dans l'alcali , reprise ensuite par l'acide nitrique , laissait un résidu d'oxyde d'étain. Cette médaille , passée à la coupelle , donna un titre de 701 millièmes.

On ne peut rien conclure de ce titre , car il est évident que la pièce , minéralisée par le chlore , a été par cela même soumise à un véritable affinage. En effet , un fragment de médaille semblable , passé à la coupelle , donna un titre de 324 millièmes.

Il ne fut pas possible de déterminer la proportion des autres métaux , vu la petite quantité de matière disponible.

*B. Description.* Cheval fantastique , à huit pieds , avec un cavalier.

Sa composition a été établie de la manière suivante :

Argent. . . . .	330
Etain. . . . .	166
Cuivre. . . . .	504

---

1,000

Toutes ces médailles contiennent une petite quantité d'or qui n'a été déterminée que pour deux d'entre elles , et ce peu d'or suffit cependant pour colorer l'oxyde d'étain en pourpre lorsqu'on les traite par l'acide nitrique. J'y ai constamment trouvé des traces de plomb ; mais comme elles n'ont jamais dépassé quelques millièmes , j'ai négligé d'en tenir compte. Le fer y est aussi en très-petite quantité. Ces deux métaux sont bien certainement accidentels.

Malgré ces recherches il est difficile de se faire une idée exacte du titre de ces pièces lors de leur émission. Les anciens n'avaient pas de moyens qui leur permissent de bien l'établir : aussi voyons-nous de grandes différences dans la composition des médailles de Bédée. D'ailleurs ces monnaies , enfoncées dans le sol pendant des milliers d'années , y ont éprouvé parfois des altérations profondes , dues le plus fréquemment au soufre , quelquefois au chlore , et , dans un cas , j'y ai trouvé ces deux agents réunis.

Ce que ces alliages offrent de plus remarquable , c'est la présence de l'étain dont il n'est peut-être pas sans intérêt de se rendre compte. Il est possible que dans ces temps reculés l'étain fût encore un métal précieux , de luxe ; sa présence dans les monnaies celtiques se trouverait ainsi expliquée d'une manière rationnelle. Je vais essayer de grouper quelques faits pour tâcher d'éclairer cette question.

La prise de Troie eut lieu douze cents ans , et la ruine de Carthage cent quarante-six ans avant l'ère chrétienne. Or l'étain fut remarqué la première fois au siège de Troie ; on le vit employé comme ornement sur les boucliers d'Achille et

sur les armes d'Agamemnon. Les Carthaginois, à l'époque de la destruction de leur ville, avaient le monopole du commerce de ce métal. La preuve en est dans la conduite de ce capitaine carthaginois qui, faisant voile pour aller chercher l'étain et remarquant qu'il était suivi, se fit échouer pour ne pas indiquer la route, et qui, de retour dans sa patrie, demanda une récompense pour sa belle action (1). Ainsi cent quarante-six ans avant l'ère chrétienne, l'étain était encore un métal rare; son prix élevé s'était donc maintenu pendant plus de dix siècles. Moins d'un siècle après, les Romains firent la conquête des Gaules (soixante ans avant J.-C.) On admettra facilement qu'à cette époque, dans un pareil laps de temps (quatre-vingt-six ans), la métallurgie ait fait peu de progrès et que l'étain n'était pas un métal très-répandu; du moins les Romains le connaissaient fort peu, si bien qu'ils prirent pour être d'argent, les premiers vases en cuivre étamé qu'ils aperçurent. Mais les médailles qui nous occupent sont antérieures à l'invasion romaine; elles touchent ainsi à l'époque où l'étain peu connu était assez rare pour être un métal de luxe. C'est donc à cause de sa rareté, par conséquent de son prix, que les anciens Celtes le faisaient entrer dans leurs alliages pour les monnaies d'argent; et si on ne l'y trouve qu'en faible proportion, cela tient à la propriété qu'il a de rendre les alliages si aigres qu'il est difficile de les travailler.

*Médaille d'argent du moyen âge, trouvée à Dinan (Côtes-du-Nord).*

Un habitant de Dinan, en faisant démolir un

(1) Strabon, liv. III.

vieux pan de mur, trouva une grande quantité de petites monnaies. Elles étaient de trois espèces, je les désignerai par les lettres A, B, C.

A. *Description.* D'un côté, *Johannes dux*, avec les armes du comté de Dreux, brisé d'un canton d'hermine; de l'autre, *Britannia*, avec une croix au milieu. Ce souverain est Jean I<sup>er</sup>, duc de Bretagne, fils de Pierre de Dreux.

Le poids est d'environ 1 gramme.

Titre trouvé = 310 millièmes.

B. *Description.* D'un côté, *Johannes dux*, avec l'écusson de Bretagne; de l'autre, *Britannia*, avec une grande croix au milieu. On suppose ce souverain fils du précédent; ce serait alors Jean II.

Le poids est d'environ 1 gramme.

Titre trouvé = 295 millièmes.

C. *Description.* D'un côté, *Philippus rex*, avec une petite croix fleuronée; de l'autre, *Moneta duplex*, avec une fleur de lys et le mot *regalis* au-dessous. Ce sont des deniers de Philippe-Auguste, roi de France.

Le poids est d'un peu plus d'un gramme.

Titre trouvé = 190 millièmes.

Ces alliages n'offrent rien de remarquable. Ils contiennent aussi une petite quantité d'or. Je dois prévenir que tous ces titres ont été obtenus à la coupelle, ils sont ainsi un peu au-dessous de la vérité.

48. *Sur la FONTE INOXYDABLE ou laiton blanc; par M. Sorel. (Rapport du jury central, 1839, t. 1, p. 430.)*

Cet alliage a la cassure et l'aspect du zinc ordinaire, mais il jouit de propriétés remarquables

qui le rendront précieux dans les arts. Il est aussi dur que le cuivre et que le fer; il est plus tenace que la fonte douce : on peut le tourner, le limer et le tarauder aussi bien que ces métaux; il n'adhère pas aux moules métalliques dans lesquels on le coule, et il se conserve au milieu de l'air humide sans se rouiller aucunement et sans perdre le moins du monde de son éclat métallique. Un tel alliage pourra être d'une grande utilité pour la confection des machines; et comme, d'ailleurs, il prend très-facilement toutes les couleurs de bronze que l'on veut lui donner, soit en le recouvrant de précipitations métalliques, soit en mettant à nu le cuivre qu'il contient, il sera éminemment propre à être employé pour couler les statues, vases et autres objets qui seront destinés à décorer les monuments publics exposés en plein air. Il aura d'ailleurs sur le bronze l'avantage de coûter moins cher. Son prix ne dépassera pas 0 fr. 80 c. le kilogramme.

On le prépare en fondant ensemble, avec les précautions convenables, du zinc avec du cuivre et de la fonte. Il contient 0,10 de cuivre et 0,10 de fer.

49. *Essai d'un MINÉRAI DE CUIVRE argentifère de Padern (département de l'Aude); par M. P. Berthier.*

Parmi le grand nombre de minerais métalliques que l'on rencontre sur une multitude de points dans les montagnes des Corbières, mais qui, malheureusement, ne paraissent constituer nulle part des amas de quelque importance, on doit distinguer le cuivre gris qui vient d'être dé-

couvert à Padern, sur la limite du département de l'Aude et des Pyrénées-Orientales, parce qu'il est d'une grande richesse en argent.

Le minerai de Padern est essentiellement composé de baryte sulfatée blanche, lamellaire, presque compacte, dans laquelle se trouvent disséminés, en très-petites parties, du cuivre gris d'un blanc brillant et un autre minerai cuivreux noirâtre et mat. On peut enrichir ce minerai par le lavage, mais non pas sans perdre une grande quantité de matière métallique, et le résidu retient une proportion considérable de baryte sulfatée qu'il n'est pas possible d'en séparer.

Le minerai brut, fondu avec la moitié de son poids de borax, donne 0,135 de matte tout à fait semblable, pour l'aspect, à un cuivre gris. Cette matte, chauffée avec 12 p. de litharge et 0,75 de charbon, produit 1,5 de plomb, qui, par coupellation, laisse 0,0078 d'argent pur, ou 12 onces 3 gros 59 grains au quintal poids de marc. La richesse du minerai brut est par conséquent de 0,00105.

Quand on traite ce minerai par l'acide muriatique, il n'y a pas d'action sensible à froid; mais à la température de l'ébullition, il y a dégagement d'hydrogène sulfuré, il se dissout du fer, de l'antimoine et beaucoup de cuivre, et le résidu pèse 0,90. L'eau régale enlève ensuite 0,10 de matières métalliques à ce résidu, après quoi il ne reste que des substances pierreuses. Les 0,20 de substances métalliques ne donnent, dans la fonte crue, que 0,135 de mattes; on voit que, dans cette opération, elles perdent par volatilisation environ le tiers de leur poids.

Le minerai enrichi autant que possible par le lavage contient :

Matières métalliques solubles dans l'acide muriatique. . . . .	0,20
Matières métalliques insolubles dans l'acide muriatique. . . . .	0,40
Baryte sulfate, etc. . . . .	0,40
	1,00

Il donne 0,40 de matte en le fondant avec le quart de son poids de borax; et avec 20 p. de litharge, il produit 2,5 p. de plomb, qui, par coupellation, laisse 0,004 d'argent ou 6 onces  $\frac{1}{2}$  au quintal poids de marc.

La présence d'une aussi grande proportion de sulfate de baryte dans le minerai de Padern rendra le traitement métallurgique de ce minerai fort difficile. Peut-être le moyen le plus économique serait-il de le traiter par l'acide sulfurique, après l'avoir grillé.

50. *Sur un OXYDE DE CUIVRE artificiel*; par M. Kersten, professeur de physique à l'école des mines de Freyberg.

Au commencement de l'année 1838, on a remarqué que les mattes de cuivre, provenant de la fonte séparée des minerais de cuivre pauvres, offraient à leur surface, en petite quantité, des parties compactes d'un aspect très-différent de celui de la masse principale. Elles étaient d'un rouge sombre tirant sur le gris de plomb, opaques, douées d'un éclat métallique imparfait, cassantes, à cassure conchoïde, et elles donnaient une poussière d'un rouge brun. L'analyse a prouvé qu'elles se composaient uniquement d'oxyde de cuivre. On n'avait pas encore observé cette substance à l'état compacte dans les usines à cuivre.

51. *Sur un ALLIAGE propre à l'étamage.* (Rapport du jury central, 1839, t. 1.)

L'étain pur ne s'applique que difficilement sur la fonte de fer, et il n'y adhère pas assez fortement pour qu'il puisse en résulter un enduit qui ait quelque durée. M. Budi a réussi à composer un alliage qui non-seulement contracte une très-forte adhérence avec la fonte simplement passée au grès, et sans qu'il soit nécessaire qu'elle ait été tournée, mais qui jouit en outre de la propriété d'être moins fusible, plus dur et sensiblement plus blanc que l'étain pur.

La fonte étamée sera d'une grande utilité dans beaucoup de circonstances et deviendra probablement d'un usage général dans les ménages de la classe peu aisée; elle remplacera avec avantage la poterie de fonte nue, qui a l'inconvénient de communiquer un mauvais goût aux aliments et qu'il est d'ailleurs extrêmement difficile de tenir dans un bon état de propreté.

Mais, de plus, l'alliage de M. Budi, à raison de sa dureté et de sa blancheur, sera préféré à l'étain pur même pour les étamages ordinaires sur cuivre, parce que ces étamages seront plus beaux et beaucoup plus durables, sans qu'ils coûtent sensiblement plus cher.

Cet alliage est composé de

Etain. . . . .	0,89
Nickel. . . . .	0,06
Fer. . . . .	0,05
	1,00

Il se dissout complètement dans l'acide hydrochlorique.

M. Budi s'en est réservé l'emploi par un brevet d'invention.

52. *Sur deux ALLIAGES de zinc et de fer obtenus dans la fabrication du fer galvanisé; par M. P. Berthier.*

Le fer galvanisé, ou fer zingué, est du fer enduit de zinc extérieurement, tout comme le fer-blanc est enduit d'étain. L'expérience a montré que le fer se trouve garanti de l'action oxydante de l'air et de l'humidité par le zinc, non-seulement dans les parties qui en sont recouvertes, mais même dans les parties qui restent nues, lorsque celles-ci ne sont pas par trop étendues; par exemple, dans la tranche des feuilles de tôle qui ont été coupées après avoir été zinguées, pourvu que l'épaisseur de ces feuilles ne dépasse pas quelques millimètres. Cette précieuse propriété rend le fer galvanisé bien plus propre à être employé dans une multitude d'usages que le fer-blanc. On sait en effet que le fer est rendu plus oxydable par le contact de l'étain que lorsqu'il est entièrement nu, de telle sorte que quand l'étamage n'a pas été exécuté avec le plus grand soin, les parties qui sont à découvert s'écaillent et se détruisent avec la plus grande rapidité.

A la vérité, au bout d'un certain temps le zinc qui recouvre le fer s'oxyde par le contact de l'air humide, mais cette oxydation fait peu de progrès, elle s'arrête lorsqu'elle a pénétré jusqu'à une certaine épaisseur peu considérable, et l'expérience a appris que la légère croûte d'oxyde qui s'est formée alors, acquérant une grande dureté et adhérant fortement au métal, sert au contraire de préservatif à celui-ci.

La préparation en grand du fer galvanisé par des procédés manufacturiers, a présenté beaucoup

de difficultés; mais M. Sorel est parvenu à les surmonter toutes par des moyens aussi simples qu'ingénieux, et on lui doit la création d'un art tout nouveau qui sera d'une grande utilité.

On peut galvaniser ou zinguer tous les objets en fer quels qu'ils soient, après qu'on leur a donné les formes voulues. On galvanise, par exemple, des clous, des chaînes, des toiles et treillis, des objets de sellerie et de carrosserie, des outils de jardinage, etc.; mais il est probable que c'est à l'état de tôle que le fer galvanisé sera le plus employé. Déjà l'on fait un grand usage de cette tôle pour couvrir les toits, pour confectionner les tuyaux de poêle et de cheminée, qui doivent être placés à l'extérieur, les gouttières, les tuyaux destinés à conduire l'eau, soit à la surface, soit même sous terre; les tuyaux à vapeur, etc., et l'on s'en sert aussi avec un grand succès pour faire les formes à sucre. La tôle galvanisée n'est pas plus chère à poids égal que la tôle nue; elle a à peu près le même prix que le zinc laminé; mais outre qu'elle est beaucoup plus tenace et plus flexible, elle a encore l'avantage de ne pas se fondre et de ne pas s'enflammer dans les incendies comme celui-ci.

Pour préparer le fer galvanisé on plonge les objets, après qu'ils ont été bien décapés, dans un bain de zinc, contenu dans des chaudières en tôle forte, et sur lequel on jette de temps à autre, et à de courts intervalles, du sel ammoniac en poudre. Il se forme peu à peu un alliage de fer et de zinc dans le bain, mais cet alliage tombe au fond des chaudières à mesure qu'il se produit, et si l'on a soin de ne pas agiter le métal fondu et de le chauffer convenablement en le tenant au

contraire dans un repos parfait, le zinc qui se trouve à la partie supérieure du bain, reste à peu près pur. L'alliage ferreux est dans un état pâteux. Lorsqu'il s'est accumulé jusqu'à une certaine hauteur au fond d'une chaudière, on le retire et l'on met du zinc neuf à sa place.

On a pris dans une chaudière un échantillon du zinc ferreux qui se trouvait au fond, et un échantillon du zinc bien liquide de la surface, et on les a analysés. On a trouvé :

	Dans le zinc ferreux.	Dans le zinc fondu.
Fer. . . . .	0,043	0,002
Plomb. . . . .	0,004	0,010
Cuivre. . . . .	traces	traces
	<hr/> 0,047	<hr/> 0,012

L'alliage était assez semblable à du zinc ordinaire par l'aspect, mais plus dur et très-cristallin. Il n'agissait nullement sur le barreau aimanté. Sa composition est exactement la même que celle des masses cristallines qui s'amassaient au fond des chaudières de fer, dans lesquelles on refondait autrefois le zinc à Liège, pour le couler en lingots. Cependant on a peine à croire que ce soit un alliage défini puisqu'il renferme vingt atomes de zinc pour un seul atome de fer.

Une opération de zingage, dans laquelle on avait chauffé plus qu'à l'ordinaire, le fond de la chaudière ayant presque rougi, a donné naissance à un alliage particulier qui s'est rassemblé comme de coutume au fond du bain, mais qui adhérait tellement aux parois de la chaudière, qu'on n'a pu l'en détacher qu'avec la plus grande difficulté. J'ai examiné un échantillon de cet alliage qui m'a été remis par M. Sorel; il avait la couleur du zinc, mais il était

irisé çà et là; et il était tellement friable qu'il s'égrenait sous le frottement des doigts: les grains étaient irrégulièrement cristallisés. Les acides l'attaquaient si facilement qu'on pouvait le dissoudre dans l'acide acétique, même à froid. Son analyse a donné :

Zinc. . . . .	0,901	8 at.
Fer. . . . .	0,095	1
Plomb. . . . .	0,004	
	<hr/> 1,000	

Il contient par conséquent plus de deux fois autant de fer que l'alliage ordinaire.

La production de l'alliage très-ferreux dans les circonstances que j'ai indiquées, paraît prouver que l'alliage ordinaire à 0,04 de fer se décompose lorsqu'on l'expose à une chaleur convenable, mais insuffisante pour volatiliser le zinc, en un alliage beaucoup plus ferreux, et partant beaucoup moins fusible, et en zinc liquide à peu près pur. D'après cela on voit que l'on pourrait mettre à profit cette propriété de l'alliage ordinaire, dont on ne peut pas éviter la production, pour en extraire, d'une manière fort simple, du zinc propre à la galvanisation: la proportion qu'il en produirait serait de 0,58, ou à peu près la moitié de son poids.

53. *Sur la variété rouge de PLOMB MOLYBDATÉ;* par M. Gustave Rose. (An. de Pog., tome 46, p. 539.)

On sait que le plomb molybdaté de Retzbanya, dans le Bannat, se distingue par sa couleur rouge des autres espèces de plomb jaune, et en particulier de celui que l'on trouve à Bleyberg,

en Carinthie. La cristallisation de ces deux variétés est cependant la même. Johnston entreprit dernièrement des recherches dans le but de découvrir de l'acide chromique dans les cristaux rouges. Il les soumit à des essais au chalumeau, et annonça qu'ils n'étaient autre chose que du plomb chromaté. De là il conclut que le plomb rouge est un corps dimorphe.

J'ai rapporté de mon voyage en Sibérie, des cristaux rouges de plomb molybdaté, entièrement semblables à ceux de Retzbanya, et j'ai pu, malgré leur grande petitesse et en raison de l'éclat extrêmement vif de leurs faces, en mesurer les angles avec un gonomètre à réflexion. Leur forme est l'haupto-octaèdre du plomb molybdaté légèrement tronqué sur les arêtes supérieures. L'inclinaison des faces qui forment par leur intersection les arêtes supérieures est de  $99^{\circ} 38'$ , et celles des faces latérales de  $131^{\circ} 55'$ . J'ai encore soumis ces petits cristaux à quelques essais au chalumeau, et je suis arrivé à des résultats différents de ceux annoncés par Johnston. J'ai été conduit par là à essayer les cristaux mêmes de Retzbanya, et j'ai reconnu qu'ils se comportaient dans toutes les épreuves comme le plomb molybdaté de Bleyberg (Berzélius, *Traité du chalumeau*, 3<sup>e</sup> édition, § 252). Il n'y a à cette généralité qu'une exception; fondus avec un excès de borax à la flamme extérieure, les cristaux rouges donnent un verre qui devient opaque par le refroidissement, et présente une couleur légèrement verdâtre, tandis que le verre obtenu avec ceux de Bleyberg est d'un blanc très-pur.

Les cristaux de Retzbanya sont facilement décomposés dans un mélange d'acide chlorhydrique

et d'alcool. Il se forme un précipité de chlorure de plomb cristallisé, et la dissolution verdâtre et transparente donne par l'évaporation une masse bleue d'oxyde de molybdène comparable à celle que l'on obtient par la même méthode du plomb jaune de Bleyberg. On ne trouve au chalumeau aucune différence entre les deux oxydes.

Il résulte donc des recherches précédentes, que loin d'être composée entièrement d'acide chromique et d'oxyde de plomb, comme Johnston l'avait annoncé, la variété rouge de plomb jaune est en très-grande partie du plomb molybdaté: cependant elle peut bien contenir un peu d'acide chromique. La présence de cet acide s'explique facilement par l'analogie de composition des acides chromique et molybdique.

54. *Analyse des DÉBRIS PLOMBIFÈRES des fabriques de céruse et d'acétate de plomb*; par M. Kersten, professeur de physique à Fribourg.

Les fabriques de céruse et d'acétate de plomb livrent souvent des débris plombifères aux usines royales de Freyberg. On les paye d'après leur teneur en plomb, déterminée par la voie sèche, suivant le procédé usité à Freyberg. Comme on soupçonnait que les culots de plomb obtenus ainsi n'étaient pas purs, j'ai entrepris de les analyser par la voie humide. Les culots de plomb retirés de ces résidus plumbeux à l'usine de la Mulde, ont donné sur 100 parties:

Plomb. . . . .	92,00
Antimoine. . . . .	6,20
Cuivre. . . . .	1,10
Fer. . . . .	0,60
Argent. . . . .	trace
	99,90



Ainsi les culots de plomb qu'on obtenait ne sont point purs, puisqu'ils contiennent près de 8 p. 100 de métaux étrangers qui, dans le traitement du plomb métallique ou de l'oxyde par l'acide acétique, tel qu'on le fait dans ces fabriques, se concentrent dans les résidus, parce qu'ils sont moins facilement attaqués par cet acide que l'oxyde de plomb. On doit donc, en général, avoir égard à ce résultat, quand on veut fixer le prix de pareils résidus plumbeux d'après les essais par la voie sèche.

55. IODURE D'ARGENT d'*Albarradon*. (*Eléments d'oritognosia*; par Andres del Rio, p. 61.)

Il se trouve en petits feuilletés très-minces, placés dans les fissures d'une stéatite vert pistache; les feuilletés blancs ont le lustre métallique, les feuilletés gris ont celui de la cire.

Au chalumeau, sur le charbon, il fond à la première impression de la chaleur, et devient rougeâtre en donnant une fumée qui rend la flamme d'un beau violet, et en laissant le charbon parsemé de globules d'argent.

M. Herrera l'a découvert à Albarradon près de Mazapil.

56. *Essai d'un MINÉRAI ARGENTIFÈRE ET AURIFÈRE de l'Altai*; par M. P. Berthier.

Ce minerai se trouve en filons; mais l'échantillon envoyé à Paris avait été pilé et réduit à l'état de sable fin. Ce sable est de couleur blonde, et il se compose de carbonate de plomb un peu cuprifère et zincifère, de quartz, de sulfate de baryte et d'hydrate de fer.

Fondu avec 1 p. de fluor noir et  $\frac{1}{2}$  de borax, il donne 0,115 de plomb qui, par coupellation, laisse 0,0017 à 0,0019 d'argent aurifère.

Avec 12 p. de litharge et  $\frac{1}{20}$  de charbon, il donne 1, 3 de plomb qui, par coupellation, laisse 0,0022 d'argent aurifère = 3 onces 4 gros 19 grains au quintal poids de marc.

Lorsqu'après l'avoir fait digérer avec de l'ammoniaque et bien lavé, on en fait un essai avec de la litharge et du charbon, on trouve qu'il ne donne plus que 0,0014 d'argent aurifère; d'où il suit qu'il en renferme 0,0008 à l'état de chlorure.

On a lavé 1000 grammes de ce minerai à l'augette en recueillant avec soin tous les produits, et on a obtenu :

500 gr.	de matières très-fines tenues en suspension.
230	de sable très-pauvre.
120	de sable demi-riche.
150	de sable riche resté sur l'augette.

1000

Le sable riche a été trouvé composé de :

Carbonate de plomb mêlé d'un peu de carbonate de cuivre et de zinc. . . . .	0,40
Quartz et sulfate de baryte. . . . .	0,40
Hydrate de fer. . . . .	0,20

1,00

On l'a soumis aux essais suivants :

On l'a fondu avec 1 p. de fluor noir et  $\frac{1}{2}$  de borax, et on en a obtenu 0,33 de plomb qui, par coupellation, a laissé 0,0055 d'argent très-aurifère.

Avec 6 p. de litharge et  $\frac{1}{2}$  de charbon, il a donné 1,4 de plomb qui, soumis à la coupellation, a laissé 0,00600 d'argent aurifère contenant 0,00015 d'or.

On en a traité une certaine quantité par l'acide acétique bouillant qui a dissous tout le carbonate

de plomb et un peu de cuivre : après cela on a fait digérer le résidu avec de l'ammoniaque, on l'a bien lavé et on l'a fondu ensuite avec de la litharge et du charbon. Il en est résulté 1,1 de plomb qui a produit à la coupellation 0,0035 d'argent aurifère. Il suit que la quantité d'argent qui se trouve à l'état de chlorure est d'environ 0,0025.

Les matières fixes tenues en suspension dans l'eau renferment :

Carbonates métalliques. . . . .	0,12
Matières pierreuses. . . . .	0,55
Hydrate de fer. . . . .	0,33
	<hr/>
	1,00

et elles ne sont pas beaucoup plus pauvres que le minerai brut.

57. *Analyse de divers* PRODUITS DE L'AMALGAMATION; par M. Kersten, professeur de physique à l'École des Mines de Freyberg.

Les essais faits il y a quelques années pour extraire de l'argent des résidus d'amalgamation, ayant été repris en 1839 avec application d'air chaud, j'ai saisi cette occasion d'examiner de nouveau leur composition :

100 parties des résidus d'amalgamation, séchés à 100° donnent :

Silice. . . . .	56,90
Oxyde de fer. . . . .	33,12
Sulfate de baryte. . . . .	2,10
Oxyde de plomb. . . . .	2,08
Alumine. . . . .	1,72
Oxyde de manganèse. . . . .	1,55
Oxyde de cuivre. . . . .	0,84
Oxyde d'antimoine . . . . .	traces
	<hr/>
	98,31
Sulfate de chaux et de magnésic, } traces d'oxyde de zinc et perte. }	1,69

La teneur en argent de ces résidus s'élève à  $\frac{1}{2}$  loth au quintal. Dans deux autres essais, j'ai trouvé 57,10 et 57,3 p.  $\frac{0}{100}$  de silice; 33,00 et 34,1 p.  $\frac{0}{100}$  d'oxyde de fer. Dans une autre analyse de ces résidus d'amalgamation, faite les années précédentes, avec beaucoup de soin, par M. Scheidhemer, en ma présence, la composition de 100 parties s'est trouvée de :

Silice. . . . .	57,82
Oxyde de fer. . . . .	32,12
Sulfate de baryte. . . . .	2,00
Alumine . . . . .	2,02
Oxyde de plomb. . . . .	2,12
Oxyde de manganèse. . . . .	1,40
Oxyde de cuivre. . . . .	1,02
Oxyde d'antimoine. . . . .	traces

---

Sulfates de chaux et de magnésic, et perte. . . . .	1,50
---	------

---

100,00

La composition des résidus d'amalgamation de différentes époques ne diffère donc, en général, ce qui est très-remarquable, que de très-peu de chose. Quant à la teneur en plomb et en argent, les résultats de M. Scheidhemer et les miens s'accordent à très-peu près avec ceux de M. Berthier, qui a trouvé dans les résidus d'amalgamation de Freyberg, 2,8 p. 0/0 d'oxyde de plomb, et 1 p. 0/0 d'oxyde de cuivre. Mais nous n'avons pas pu obtenir plus de 2  $\frac{1}{2}$  p. 0/0 de sels solubles dans l'eau, qui consistent en gypse et sulfate de magnésic, tandis que M. Berthier en a trouvé 10 p.  $\frac{0}{100}$ .

*Matte de la fonte des résidus d'amalgamation.* — De plusieurs essais de mélange pour extraire l'argent des résidus d'amalgamation, il est résulté que le meilleur lit de fusion, tant sous le

rapport du procédé que sous celui de l'économie, devait se composer de résidus délayés dans un lait de chaux, de 40 p.  $\frac{2}{100}$  de pyrites de fer et d'autant de scories consistant, moitié en scories de la fonte de plomb, moitié en scories de la fonte crue. La matte provenant de ce lit de fusion a été trouvée composée de :

Fer . . . . .	66,92
Soufre. . . . .	20,98
Plomb. . . . .	5,80
Cuivre. . . . .	3,01
Manganèse. . . . .	2,11
Zinc. . . . .	0,20
Antimoine et carbone.	traces.
Argent (aurifère). . . .	0,10
	<hr/>
	99,12

La teneur en soufre de la matte provenant de la fusion de ce mélange, est donc plus grande que celle qui résulte de la fonte des anciennes scories des Haldes, et est la même que celle des mattes ordinaires de Freyberg. Quant à la teneur en cuivre de la matte analysée, il est à remarquer qu'elle devait être plus grande, eu égard non-seulement à la teneur en cuivre des résidus d'amalgamation obtenus précédemment, mais encore à l'addition des pyrites dans le mélange; ce qui ajoute toujours un peu de cuivre. Il est donc très-présomable que, dans cette fonte, une certaine quantité d'oxyde de cuivre contenu dans les résidus d'amalgamation, ne s'est pas réduit et s'est scorifié, parce qu'il se trouvait trop disséminé dans la masse.

*Scories de la fonte des résidus d'amalgamation.* — Les scories provenant du traitement du mélange mentionné plus haut, ont été, avant l'analyse, pulvérisées et lavées plusieurs fois, de

manière à en retirer toutes les parties métalliques. 100 parties de ces scories ont donné :

Silice. . . . .	46,30
Oxyde de fer. . . . .	43,60
Alumine. . . . .	2,80
Baryte. . . . .	2,20
Oxyde de manganèse. . . . .	1,72
Chaux. . . . .	1,52
Oxyde de plomb. . . . .	0,46
Oxydule de cuivre. . . . .	0,21
Acide sulfurique et magnésie.	traces
	<hr/>
	98,81

La teneur en argent de ces scories s'élève à  $\frac{1}{4}$  loth par quintal.

Dans cette fonte, tout le sulfate de baryte et tous les sulfates contenus dans les résidus d'amalgamation se sont complètement décomposés, et les bases se sont combinées avec la silice.

Tandis que le sulfate de baryte se réduit facilement en sulfure à une haute température par le charbon, la réduction du sulfure de baryum se fait difficilement en présence des oxydes ou des métaux plus électropositifs que le baryum.

Ici, le métal électropositif se trouve un peu sulfuré; ce qui arrive aussi dans quelques cas, comme par exemple, lorsqu'on met en contact, à une haute température, du fer métallique ou à l'état d'oxydation, avec le sulfate de baryte et du charbon. Si on ajoute à ce mélange de la silice porphyrisée ou un persilicate, même en petite quantité, la réduction du sulfate de baryte devient facile, et il en résulte un double silicate de baryte et de protoxyde de fer, et une plus ou moins grande quantité de sulfure de fer.

*Résidu de la calcination de l'amalgame qui provient des résidus de l'amalgamation.* — L'a-

malgame qu'on retire par le lavage des résidus d'amalgamation, est, comme on sait, bien plus pauvre en argent que l'amalgame ordinaire; il consiste presque entièrement en amalgame de cuivre, et contient en outre du fer, de l'antimoine, du plomb, etc. Lorsqu'on calcine cet amalgame, il reste une substance « Waschbottichrohmetall » qui contient encore les métaux cités. Pour se débarrasser de ces métaux, on la fait fondre dans un creuset de Hesse, sous forme de petits grains, avec du sulfate de soude calciné et de la potasse, sous une couche de sel marin. Un essai de cet alliage, fait en avril 1838, a donné à l'analyse chimique la composition suivante :

Cuivre . . . . .	86,50
Argent. . . . .	11,98
Fer. . . . .	1,20
Antimoine. . . . .	0,30
Plomb et soufre. . . .	traces.
	<hr/> 99,98

Le chlorure d'argent obtenu dans cette analyse s'est noirci à la lumière, ce qui prouve qu'il ne contenait pas de mercure.

58. *Observations sur la présence de SABLES AURIFÈRES dans le gisement de la galène de Saint-Santin-Cantalès (Cantal) et sur le gisement des sables aurifères en général; par M. Becquerel. (Compte rendu de l'Académie; juillet 1840.)*

Le traitement électro-chimique de la galène argentifère et aurifère de Saint-Santin-Cantalès, dont l'étude m'occupe constamment depuis deux ans, m'a mis à même de faire des observations sur

la composition du minerai qui la renferme, lesquelles sont de nature à jeter quelque jour sur le gisement des sables aurifères; mais, avant de les exposer, je rappellerai ce que nous savons sur ces derniers.

Les roches qui renferment de l'or se trouvent dans les terrains primitifs, de transition, trachytiques, ou en général dans les terrains volcaniques anciens. Mais la plus grande partie de l'or versé dans la circulation, provient du lavage de sables aurifères ou de dépôt d'alluvion, dus à la décomposition de roches aurifères dont le gisement n'est pas connu.

Dans les terrains primitifs, l'or est en filons ou disséminé, soit dans le quartz hyalin, ou le silex corné; soit dans le jaspe sinople, le calcaire spathique, etc. Les minerais qui l'accompagnent sont: le fer pyriteux massif ou cristallisé, intact ou altéré, comme à Macagnaga, en Piémont; le cuivre pyriteux, la galène, la blende, le mispickel, le cobalt gris, le manganèse lithoïde, le tellure natif, la malachite, l'argent sulfuré, l'antimoine sulfuré.

Les roches qui renferment les différents gîtes d'or, sont: le granite, comme dans l'Oundès, au Thibet, le gneiss, le micaschiste, le schiste argileux et le schiste luisant (minas geraes), la syénite, la diabase, l'amphibolite, le calcaire saccharoïde, le porphyre ou l'euryte porphyroïde, etc.

L'or, qui est toujours à l'état métallique dans ces terrains, est en petits grains, en paillettes ou en cristaux. On a remarqué (et le fait est important pour le sujet que je traite) que les filons aurifères de Guanaxuato, de Real-del-Monte, sont analogues à ceux de Schemnitz, en Hongrie, tant sous le rapport de la roche encaissante, qu'en rai-

son de la nature des minerais qu'ils renferment et des rochers qu'ils parcourent.

J'ajouterai que ces terrains présentent des indices d'origine ignée. Quoique l'or se trouve dans les différents terrains que je viens d'indiquer, néanmoins il est beaucoup plus abondant dans les terrains d'alluvion, qui forment souvent des plaines immenses; ces terrains sont composés de sables siliceux, argileux et ferrugineux, et renferment très-fréquemment, comme en Sibérie, du fer oxydulé, du fer titané, de petits grains de rubis, de corindon, de spinelle, etc. L'or s'y montre toujours à l'état de paillettes ou de pépites dont le poids varie depuis plusieurs kilogrammes jusqu'à quelques milligrammes. Diverses opinions ont été émises sur le gisement primitif des sables aurifères et les substances qui composent les terrains d'alluvion.

On a avancé d'abord que l'or avait été enlevé des roches ou filons par les eaux qui les traversent; mais on a objecté à cela :

1° Qu'il ne pouvait en être ainsi, attendu que le sol des plaines où coulent les ruisseaux renferme, jusqu'à une certaine profondeur, des paillettes ou pépites d'or que l'on peut retirer par le lavage;

2° Que le lit des rivières aurifères renferme plus d'or après les pluies d'orages, qui ont lavé les plaines environnantes, que dans tout autre temps;

3° Que l'on ne trouve l'or, la plupart du temps, que dans un espace très-circonscrit du cours de ces rivières, de sorte qu'il n'y en a aucune trace en remontant vers la source.

Les considérations suivantes ne doivent pas

être négligées dans l'examen des sables aurifères; ces sables sont en général noirs ou rouges, selon la quantité de fer qu'ils renferment; ce qui porte à croire que les pyrites contenus dans les roches, en se décomposant, ont mis l'or à nu. Les terrains d'alluvion aurifères présentent très-fréquemment tous les caractères de la formation basaltique. On a remarqué, en effet, que la Sèze et le Gardon, rivières aurifères de l'ancien Dauphiné, donnent le plus d'or dans les endroits où elles coulent sur un terrain provenant de la destruction des roches basaltiques: les sables de ces rivières renferment les diverses gemmes indiquées précédemment.

Il existe en outre des montagnes composées de granite ou de gneiss, comme dans l'Isère, dont tous les sulfures métalliques renferment de l'or. Suivant M. Héricart de Thury, on trouve en effet ce métal dans la galène de Portland, l'antimoine sulfuré d'Auris, le cuivre pyriteux de la Cochette, etc.

Tels sont les principaux documents que l'on a recueillis jusqu'ici sur le gisement des minerais d'or, et que j'ai cru devoir rapporter, afin d'établir leur relation avec les observations que je vais présenter.

La galène argentifère et aurifère de Saint-Santin-Cantalès se trouve en filons dans une montagne formée, ainsi que le sol de la contrée environnante, d'un micaschiste renfermant çà et là des rognons de quartz. La direction générale des couches paraît se rapprocher de la ligne nord-sud; elles plongent sous un angle moyen de 45°, et présentent de grandes irrégularités sous le rapport de leur direction ou de leur inclinaison.

Le micaschiste, au village de Cazaret, est recouvert de prismes basaltiques que l'on trouve presque sans interruption sur les plateaux environnants, et qui disparaissent au loin vers l'est, sous les sables et les calcaires des environs d'Aurillac.

De nombreuses recherches ont déjà été faites pour reconnaître, sur une assez grande étendue, la direction des filons, veines ou veinules qui sillonnent en tous sens la montagne de Cazaret.

Sans entrer dans l'examen des travaux exécutés, je m'attacherai particulièrement au gisement du moulin de Cazaret. La substance qui en forme la partie principale est un schiste argileux bleuâtre, à feuilles contournées dans tous les sens, et entre lesquelles se trouve fréquemment du quartz translucide en rognons ou en masse aplatie.

C'est au milieu de ce schiste que se trouve la galène, qui est accompagnée de blende, de pyrites un peu cuivreuses et d'une très-petite quantité d'or. La galène est tantôt réunie en petites masses, tantôt disséminée en veinules irrégulières plus ou moins continues qui finissent par se perdre dans le schiste; aussi trouve-t-on des amas assez considérables de cette dernière substance qui ne renferment que des traces de galène, qui est presque toujours à petites facettes brillantes; quelquefois cependant son grain est d'une ténuité extrême et sa cassure est comme terreuse.

Les pyrites et la blende sont en général peu abondantes, et on ne les aperçoit bien que dans les schlammes provenant du lavage des minerais.

Cette galène a une forte teneur en argent, puisqu'elle est d'environ 0<sup>k</sup>,450 par quintal métrique de plomb, terme moyen.

L'étymologie d'Aurillac (*auri lacus*) m'ayant fait supposer que l'argent devait renfermer de l'or, j'ai traité par les moyens ordinaires 13<sup>g</sup>,40 d'argent obtenu dans un essai, et j'en ai retiré 0<sup>g</sup>,016 d'or, c'est-à-dire environ un millième et quart du poids de l'argent.

Depuis l'époque où cet essai a été fait, j'ai cherché tous les moyens possibles de retirer cette faible quantité d'or sans avoir recours à l'affinage. Voici celui qui m'a le mieux réussi :

Le traitement électro-chimique pour retirer l'argent et le plomb, exige au préalable un grillage à basse température et une mouture, après quoi l'on retire successivement et avec facilité le plomb, l'argent, et même un peu de cuivre, suivant les principes que j'ai exposés dans une lecture faite à la séance publique des cinq académies, le 2 mai 1838. Il ne reste plus ensuite dans le minerai que la gangue, dans un état de division, et qui n'est que la moitié environ du poids du minerai, et l'or.

Désirant connaître la nature de cette gangue, et dans quel état se trouvait l'or, j'ai fait laver 100 kilogrammes de résidu provenant d'environ 200 kilogrammes de minerai renfermant 30 p. 0/0 de plomb.

On a retiré par ce lavage un autre résidu pesant environ 2 kilogrammes, lequel, soumis à un second lavage exécuté avec beaucoup plus de soin que le premier, a donné un troisième résidu qui renfermait 0,00015 d'or, c'est-à-dire 15 grammes par 100 kilogrammes.

Il ne restait plus à reconnaître que la nature de la gangue qui accompagnait l'or dans ce dernier résidu; en l'examinant à la loupe, je ne tardai

pas à y reconnaître toutes les gemmes et autres substances qui composent ordinairement les sables aurifères d'un grand nombre de localités, et dont le gisement primitif n'est point connu.

Le filon du moulin de Cazaret, près du village de Saint-Santin-Cantalès, nous offre donc un gisement de ces sables aurifères, attendu que les derniers résidus provenant du lavage du minerai après le traitement électro-chimique, ont le même aspect et la même composition que les sables aurifères que l'on trouve en divers lieux du globe. La présence de coulées basaltiques qui sillonnent les montagnes du Cantal, donne encore plus de force à ce rapprochement, puisque les sables aurifères en général se trouvent dans des contrées où existent des traces d'anciennes formations volcaniques.

Les observations précédentes m'ayant paru avoir de l'importance pour la géologie, j'ai cru devoir consulter M. Dufrénoy, qui a une grande habitude des examens microscopiques de sables renfermant un grand nombre de substances minérales. Cet habile minéralogiste a confirmé l'exactitude de mes observations. Voici le résultat de l'examen que nous avons fait ensemble.

Après avoir enlevé avec le barreau aimanté une quantité assez considérable de fer magnétique, qui se trouvait en petits fragments anguleux, n'ayant aucun caractère de transport, probablement parce qu'il avait été réduit en poussière par le grillage à basse température, on a reconnu dans le sable, avec le microscope et même avec une simple loupe :

1° Du quartz hyalin en grains roulés et en grains anguleux, formant à peu près le tiers du sable ;

2° Du quartz agate de filon, gris clair, translucide, tantôt esquilleux, tantôt caverneux, et, pour mieux dire, haché : cette substance est plus abondante que la première ;

3° Une matière brune métalloïde, caverneuse, provenant de la calcination des pyrites ou du fer arsenical lors du grillage ;

4° Du fer arsenical blanc, ayant l'éclat métallique et une cassure unie et brillante ;

5° Des fragments de pyrites, d'un jaune franc, qui ne paraissent pas être aurifères ;

6° Des substances vitreuses, brunes, analogues au grenat, au zircon et au spinelle ; mais on est porté à croire que le grenat s'y trouve en plus grande quantité ;

7° Quelques parties blanches, opaques, à cassure assez peu lamelleuse pour du feldspath, mais ayant cependant de l'analogie avec ce minéral et surtout avec l'albite ;

8° Quelques fragments hyalins de quartz, d'un gris jaunâtre ;

9° D'autres, d'un jaune plus prononcé, ayant tous les caractères de la topaze. On est parvenu même à en extraire un cristal ;

10° Quelques grains d'un bleu très-clair qu'on a également retirés des sables et paraissant appartenir au corindon ; ils sont allongés, roulés, et ont de l'analogie avec les télésies roulées ;

11° Plusieurs petits fragments cristallins, d'un très-beau vert, qui appartiennent indubitablement, en raison de la couleur et du clivage, à l'émeraude.

12° De l'or, à l'état de paillettes, de lamelles, de petites pépites roulées que l'on peut extraire avec des pinces. On a reconnu également plusieurs

morceaux de quartz auxquels adhéraient encore des lamelles d'or.

Pour établir l'identité parfaite qui existe entre les derniers résidus de la galène de Saint-Santin et les sables aurifères en général, je dirai qu'ils sont noirâtres comme ces derniers, et qu'ils ont absolument le même aspect.

Il est probable que les filons nombreux des environs de Saint-Santin, qui ont été explorés par la compagnie concessionnaire du Cantal, ont une composition analogue.

Je laisse maintenant aux géologues à tirer telles conséquences qu'ils jugeront convenable des faits que je viens d'exposer, faits qui prouvent incontestablement l'existence des sables aurifères dans un filon de galène, et qui se reproduiront très-probablement dans d'autres minerais traités par le procédé électro-chimique, attendu que ce procédé, dégageant la gangue et l'or des métaux qui peuvent être réduits à l'état métallique par l'action des courants électriques, permet de reconnaître dans quel état se trouvent la gangue et l'or, avantages que l'on n'a pas en traitant les minerais par la voie sèche. »

59. OSMIURE D'IRIDIUM, dans de l'or travaillé.  
(Ann. der Pharm., t. XXIX, p. 336.)

Un orfèvre a remarqué, à la surface d'une médaille d'or, des points d'un gris d'acier qui résistaient à la lime. Il fit fondre cette médaille, et les grains tombèrent au fond du creuset. On les a d'ailleurs aisément séparés de l'or par l'eau régale qui ne les attaque pas, et l'on s'est assuré ensuite qu'ils se composaient uniquement d'osmiure d'iridium.

## JURISPRUDENCE DES MINES;

Par M. DE CHEPPE, maître des requêtes, chef de la division des mines.

### MINES.

*D'après l'ancien droit de la France, les mines étaient de droit régalien. Au roi seul appartenait de les concéder.*

*La rente consentie au profit d'un seigneur haut-justicier, pour prix du transport fait par lui à un tiers, de la concession qu'il avait obtenue du roi, n'avait aucun caractère de féodalité. Elle ne peut être considérée aujourd'hui comme supprimée par les lois qui ont aboli les redevances féodales.*

Les mines, sous l'ancienne monarchie française, étaient regardées comme une dépendance du droit régalien, c'est-à-dire qu'au roi seul appartenait, en vertu de sa souveraineté, de conférer des privilèges pour les exploiter. Parmi nous, disaient les légistes, la permission de chercher et ouvrir les mines est un droit *purement royal*.

Ce fait, ou si l'on veut, ce principe, a été démontré par un grand nombre d'écrivains et de jurisconsultes distingués. M. Héron de Villefosse, dans son savant ouvrage de *la Richesse minérale*, M. Migneron, dans un article rempli d'intérêt sur la propriété des mines (1), en ont en particulier fourni des preuves irrécusables en s'appuyant sur les monuments mêmes de notre ancienne législation.

Cependant ici, comme dans tout le reste, les rois ont eu longtemps à combattre les prétentions des seigneurs sous l'anarchie féodale; chaque grand possesseur de fief s'attribuait une sorte de souveraineté sur tout ce qui relevait de ses domaines, y disposait à sa volonté des personnes et

(1) Voir les *Annales des mines*, tomes II et III, 3<sup>e</sup> série.



des biens. On sait les luttes des seigneurs avec les rois. A dater de Philippe-le-Bel, ceux-ci, à l'aide des communes, effacent et absorbent peu à peu toutes ces souverainetés locales, et la révolution est accomplie sous Louis XI d'une manière définitive. La féodalité disparaît, laissant après elle un monarque absolu, une noblesse autour du trône; elle ne conserve de son antique puissance que des droits privés féodaux, qui se perpétuent jusqu'à la révolution sous les noms bizarres de *mouvances*, *prélations*, *lods et ventes*, etc., et sous la forme de redevances et de sujétions de toute nature.

L'ordonnance de Charles VI, du 30 mai 1413, la plus ancienne que les arrêtistes nous aient conservée sur le droit des mines (1), offre un exemple remarquable de cette lutte des rois contre les seigneurs, en même temps qu'elle montre la prépondérance que le pouvoir royal avait déjà obtenue.

« Pour ce que, y est-il dit, par plusieurs de nos officiers et autres personnes notables dignes de foi, Nous a été rapporté qu'en plusieurs lieux de nostre royaume, .... y a plusieurs mines d'argent, de plomb, de cuivre, et d'autres métaux. .... es quelles mines et autres quelconques estant en nostre dit royaume, Nous avons et devons avoir, et à Nous et non à autre appartient de plein droict, tant à cause de nostre souveraineté et Majesté royale, comme autrement, la dixiesme partie purifiée de tous métaux, qui en icelles mines est ouvrée et mise au clair, sans que Nous soyons tenus d'y frayer ou despendre aucune chose, si n'estoit pour maintenir et garder ceux qui font faire ouvrir et sont résidens, faisant feu et lieu sur ladite œuvre; pour eux ou leurs députés, qui sçavent la manière et science d'ouvrer es dites mines, et à iceux donner privilèges, franchises et libertés. .... Et il soit ainsi que plusieurs, tant d'église comme séculiers, qui ont juridictions hautes, moyennes et basses, et territoires es quels lesdites mines sont assises, veulent et s'efforcent d'avoir en icelles mines la dixiesme partie purifiée et autres droicts comme nous... laquelle chose est contre raison, les

(1) On a cité dans plusieurs écrits, comme le plus ancien monument en cette matière, une ordonnance de Philippe-le-Long, du 5 ou 15 avril 1321; mais l'existence de cet acte n'est point démontrée, et l'on n'en a jusqu'ici trouvé le texte nulle part.

droicts et prééminences Royaux de la Couronne de France et de la chose publique; .... Pour quoi. .... déclarons. . . que nul seigneur spirituel ou temporel, de quelque estat, dignité ou prééminence, condition ou autorité qu'il soit en nostre dit royaume, n'a, n'aura, ne doit avoir, à quelquel tiltre, cause, occasion quelle qu'elle soit, pouvoir ne autorité de prendre, réclamer ne demander es dites mines. .... la dixiesme partie ne autre droict de mine; mais en sont et seront, par nostre dite ordonnance, du tout forclos.....»

Cette ordonnance fut suivie de celle de Louis XI, du 14 juillet 1445. Bien qu'on y accorde aux seigneurs trefonciers une part dans les produits des mines ouvertes sur leurs terres, *une portion soit d'un dixieme, soit d'un demi-dixieme, ou ou autre somme plus grande ou plus petite, selon la qualité et valeur desdites mines*, cet édit de Louis XI n'en est pas moins une preuve que le droit régalien existait alors dans toute son étendue; car il institue un *grand-maitre super-intendant*, ayant pouvoir de faire ouvrir les mines; il lui confère une juridiction spéciale pour statuer sur tous les différends en cette matière. Et le grand-maitre pouvait autoriser les propriétaires fonciers à exploiter s'il les en jugeait capables, sinon accorder à d'autres le droit de recherches et d'exploitation.

Charles VII, Louis XII, François I<sup>er</sup>, firent également défense de travailler aux mines et de les ouvrir sans permission du roi.

Henri II et François II donnent, l'un au sieur Roberval, l'autre au sieur de Guilhem, le privilège d'exploiter toutes les mines du royaume.

Charles IX confirme les ordonnances, et des seigneurs ayant voulu s'y opposer, le roi, par deux édits des 1<sup>er</sup> juin 1562 et 26 mai 1553, rappelle *les droits de sa couronne, qui ne peuvent être usurpés par personne*.

Mêmes principes sous Henri IV. Arrêts en forme de réglemens, de juin 1601 et mai 1604. Ces deux arrêts, observe M. Delebecque, dans son ouvrage sur la législation des mines, constatent de plus en plus l'existence du droit régalien sur les mines. L'autorisation d'exploiter ne peut émaner que du roi. « S'il paraît, ajoute ce savant magistrat, que les propriétaires fonciers ont parfois droit à la préférence, jamais vous ne leur voyez le droit d'exiger une indemnité à titre de propriétaires de la mine. Les seigneurs hauts-justiciers eux-mêmes ne perçoivent leur qua-

rantième que quand des dégâts ont été causés à la superficie dans leurs seigneurics, soit par l'enfoncement de puits, soit par l'établissement de chemins. »

Il y avait bien certaines provinces où existaient des coutumes particulières. Dans le Maine et l'Anjou, la mine d'or trouvée était réputée appartenir au roi, et la mine d'argent au comte ou baron. Mais les différences locales, bornées à une substance d'une seule espèce et qui ne se rencontrait que très-rarement, s'effaçaient peu à peu avec les restes de l'ancien régime féodal. D'ailleurs, les deux coutumes du Maine et de l'Anjou étaient diversement interprétées. Elles avaient été empruntées aux établissements de St.-Louis, où il est dit : *Fortune d'or est au prince, et fortune d'argent au comte, vicomte ou baron.* Mais, selon Laurière, cela ne s'appliquait qu'aux trésors trouvés, et, ajoute-t-il, « Ceux qui ont rédigé la coutume d'Anjou, sous René de Sicile, et ceux qui ont réformé cette coutume en 1518, ignorant ce que c'était que *Fortune*, ont mal mis fortune d'argent en mine. »

Si nous continuons à interroger notre histoire, nous voyons Richelieu battre en ruine tout ce qui reste de l'ancien édifice féodal. Il abaisse les grands, annule les justices seigneuriales, établit l'unité dans toutes les branches de l'administration, et prépare l'avènement de Louis XIV.

Mais le pouvoir royal est parvenu à son apogée ; ce n'était pas le temps où les seigneurs auraient pu revendiquer un privilège qui leur avait été si disputé et qu'ils avaient perdu sous les règnes précédents. L'édit de 1698, qui permit à tous propriétaires de terrains où existaient des mines de charbon, de les exploiter sans permission, ne fut donné que comme *grâce spéciale de la puissance souveraine* : c'est ce qui est expressément rappelé dans cet édit et dans celui de 1744, par lequel Louis XV, réparant la faute qu'on avait commise en 1698, replaça les mines de charbon comme toutes les autres sous la main du roi. On lit dans ce dernier arrêt : « A l'avenir personne ne pourra ouvrir et mettre en exploitation des mines de houille ou charbon de terre, sans avoir préalablement obtenu une permission du sieur contrôleur général des finances, soit que ceux qui voudraient faire ouvrir et exploiter lesdites mines soient seigneurs hauts-justiciers, ou qu'ils aient la propriété des terrains où elles se trouveront. »

Les arrêts des 19 mars 1783 et 29 septembre 1786 con-

firmèrent les mêmes règles pour tous les gîtes de substances minérales, et de là il n'y a plus qu'un pas pour arriver à la loi du 28 juillet 1791, laquelle, ainsi que le remarque M. de Villefosse, consacra sous un autre nom le droit régalien sur les mines, en déclarant qu'elles étaient à la disposition de la nation, en ce sens qu'elles ne pourraient être exploitées que de son consentement et sous sa surveillance. Cet ensemble de faits, qui se suivent pendant tant de siècles, établit avec évidence le principe, qu'en France la propriété des mines ressortait directement du roi, que toute concession devait émaner de lui seul.

Maintenant, qu'était-ce en lui-même que ce droit régalien ? Le roi considérait-il les mines comme une partie de son domaine ; était-ce un don qu'il faisait quand il accordait la permission de les exploiter ? ou bien n'instituait-il les concessions que comme dépositaire de la puissance publique, ainsi que nous le dirions aujourd'hui ? Ces distinctions n'existaient pas sous l'ancien régime aussi nettes et tranchées que nous les avons faites depuis. Il y avait tout à la fois, dans le droit que le souverain s'attribuait sur les mines, quelque chose de domanial, et quelque chose qui relevait de plus haut, de la souveraineté même, de la personification de l'Etat dans le roi. S'il ne fut d'abord que le premier des seigneurs de son royaume, le suzerain des suzerains, plus tard il réunit en lui tous les pouvoirs à mesure que la féodalité disparut. La royauté s'éleva ainsi à son caractère définitif d'institution publique, de gouvernement.

De ce qu'on vient de lire, il résulte que les seigneurs n'avaient, comme seigneurs, aucun droit sur la propriété des mines. Cela a été également reconnu, il y a quelques années, par la cour de cassation à l'occasion d'un procès auquel une ancienne concession délivrée par le roi avait donné lieu.

Par un arrêt du 29 janvier 1769, M. Foulon, celui-là même qui a péri d'une manière si tragique au commencement de la révolution, avait obtenu pour lui, ses successeurs ou ayants cause, la permission d'exploiter, durant l'espace de trente années, les mines de charbon de terre qui existaient dans l'étendue de sa terre et seigneurie de Doué en Anjou. L'arrêt exceptait des terrains dépendant de ladite seigneurie qui se trouvaient compris dans une autre concession déjà accordée le 28 juin 1740, à un

sieur de la Bretonnière et C<sup>o</sup>, sur les paroisses de St-Georges, Chatelaisson et Concourson. Mais quelque temps après, et malgré les réclamations des successeurs du sieur de la Bretonnière, un nouvel arrêt réunit les mines de Concourson à la concession de Doué.

Le 7 septembre 1771, M. Foulon céda à deux tiers pour quinze ans, moyennant une rente de 2,000 livres, son droit d'exploiter.

Il renouvela le 18 mars 1780, et consumma définitivement ce transport. Le contrat portait qu'il était fait cession générale de tout ce qui pouvait appartenir au sieur Foulon sur les mines de Doué et Concourson, soit comme seigneur, soit comme propriétaire et à quelque titre que ce fût; que la rente de 2,000 livres serait payée, après son décès, à ses successeurs barons de Doué.

En 1827, les héritiers Foulon assignèrent devant le tribunal de première instance de Saumur M. et M<sup>me</sup> de Monti, représentants des anciens cessionnaires, pour qu'ils eussent à fournir *titre nouvel* de la rente, conformément à l'article 2263 du Code civil.

M. et M<sup>me</sup> de Monti soutinrent que cette rente n'avait été stipulée par M. Foulon qu'en sa qualité de seigneur, comme redevance attachée à son fief; qu'ainsi elle avait un caractère de féodalité et se trouvait supprimée par suite des lois qui ont aboli en France le régime féodal.

Ce système fut accueilli par le tribunal de Saumur.

Mais sur l'appel, la cour royale d'Angers annula ce jugement, condamna M. et M<sup>me</sup> de Monti à fournir le nouveau titre de la rente avec les intérêts pendant les cinq années qui avaient précédé la demande, et à en continuer le service aux époques et conditions fixées par le contrat original.

Ses motifs furent que l'exploitation des mines n'était point autrefois un attribut de la puissance féodale; qu'avant la révolution, comme aujourd'hui, nul ne pouvait s'y livrer même sur son propre fonds, sans l'autorisation formelle du roi, les seigneurs hauts-justiciers pas plus que les simples particuliers. Ainsi l'avaient prescrit les anciennes ordonnances de 1601, 1680, 1744 et 1783; que c'était par suite de ces dispositions que le sieur Foulon avait été obligé d'avoir recours à l'autorité royale pour qu'il lui fût permis d'exploiter les mines de sa terre et seigneurie de Doué. La concession que lui accorda l'arrêt du conseil du

29 janvier 1769 formait entre ses mains une propriété privée qu'il exploitait, non comme seigneur, mais en qualité de cessionnaire. L'étendue de cette exploitation était déterminée par le titre qui l'autorisait, non par celle du fief. L'arrêt lui imposait même en effet l'obligation de respecter la concession faite antérieurement à un simple particulier, et qui s'étendait dans la circonscription de la baronnie de Doué. Le second arrêt du 13 mai 1771, qui concéda au sieur Foulon cette portion de territoire que le premier avait exceptée, confirmait de même le principe de la souveraineté royale dans la dispensation des mines. La rente de 2,000 livres, moyennant laquelle le sieur Foulon fit le transport de sa concession, fut stipulée à titre privé. Si le contrat ajoutait qu'elle tiendrait lieu de droit seigneurial et de propriété, cette clause n'eut pour objet que de mettre les cessionnaires à l'abri de toute réclamation ultérieure de la part de leurs cédants, de les garantir contre les prétentions que ceux-ci, comme seigneurs, eussent indûment voulu élever un jour sur le produit des mines ouvertes dans l'étendue de leurs fiefs. L'acte de transport ne renfermait donc qu'un contrat commutatif qui ne sortait en rien des règles communes. La qualité seigneuriale du vendeur n'y était d'aucune considération; les objets dont il disposait constituaient des propriétés toutes particulières; ce qu'il vendait, il aurait pu tout aussi bien l'acheter d'un autre particulier qui eût été concessionnaire à sa place. Et enfin, s'il fut énoncé au contrat que la redevance serait payée, après le décès du sieur Foulon, à ses successeurs barons de Doué, cela indique uniquement que le sieur Foulon envisageait comme de nature foncière et attachée à sa terre la concession qu'il avait obtenue du roi. Aussi obligeait-il, par le même acte, ceux qui deviendraient ultérieurement propriétaires de cette terre, à exécuter les conditions du traité. Quant à la redevance en elle-même, il avait été formellement exprimé qu'elle était établie à raison du transport qui était fait de la concession, et le titre seigneurial du vendeur n'a pu avoir pour effet de transformer en prestation féodale une créance qui, par sa nature, n'avait aucun de ces caractères.

Cet arrêt a été confirmé le 15 mai 1833 par la cour de cassation.

Comme les époux de Monti opposaient, indépendamment de la question du fond, qu'ils avaient présentée devant les

premiers juges, l'exception de prescription fit la rente, saisi que la cour d'Angers eût fait droit à cette exception et eût donné des motifs de sa décision, la cour de cassation, après avoir rejeté ces deux moyens comme n'étant point justifiés par les circonstances de la cause, a statué en ces termes sur le troisième moyen tiré de l'article 61 de la coutume d'Anjou et des lois abolitives de la féodalité :

« Attendu que l'article 61 de la coutume d'Anjou se bornait à déclarer que la portion d'or trouvée en mine appartient au roi, et que la fortune d'argent trouvée en mine appartient au comte, vicomte ou baron, chacun en sa terre ;

» Que cet article, uniquement relatif aux comtes, vicomtes et barons, parmi les seigneurs hauts justiciers, et aux mines d'argent parmi toutes les autres espèces de mines, laissait subsister les règles du droit commun, relativement à ce qu'il ne réglait pas ;

» Que d'après l'ancien droit commun de la France, et quelles qu'aient pu être à certaines époques les prétentions des seigneurs hauts justiciers, les mines étaient de droit régaliennes, et leur exploitation n'était soumise qu'à la permission préalable du roi, et non à celle des seigneurs hauts justiciers ;

» Que cette règle, spécialement applicable aux mines de charbon de terre, d'après le règlement du 14 janvier 1744, est devenue d'autant plus constante à cet égard, que ce règlement assujettissait formellement les seigneurs hauts justiciers comme toutes les autres personnes, à cette permission préalable pour l'exploitation de ces mines ;

» Qu'ainsi, et en l'absence d'une législation exceptionnelle qui rangeât en Anjou l'exploitation des mines de charbon de terre parmi les attributs de la haute justice, et qui par conséquent pût, dans l'espèce, faire dériver d'un droit féodal les conventions intervenues entre les parties, l'arrêt attaqué a été d'autant mieux fondé à ne pas considérer ces actes comme dérivant d'un droit de cette nature, qu'en effet on voit, dans l'espèce: 1° l'arrêt du conseil du 29 janvier 1769, excepter formellement de la concession faite par le roi à Foulon la paroisse de Concourson, dépendante de sa seigneurie, et maintenir ainsi, au préjudice du seigneur haut justicier, une concession précédente faite également par le roi à un particulier non seigneur ; 2° l'arrêt du conseil du 12 mai 1771, n'accorder à Foulon l'ex-

ploitation dans la paroisse de Concourson qu'à l'expiration de la concession à ce particulier non seigneur, et du reste assujettir le nouveau concessionnaire aux mêmes charges et conditions que les concessionnaires ordinaires ; et 3° les conventions des 7 septembre 1771 et 18 mars 1780, n'intervenir que postérieurement à la concession émanée du roi et à raison du transport de cette concession ;

» Attendu que dans cet état de la législation et des faits, les expressions générales employées dans lesdites conventions ont été avec raison considérées comme n'ayant eu pour but, de la part des concessionnaires de Foulon, que de se mettre à l'abri de toutes les réclamations et prétentions ultérieures, et comme ne pouvant changer ni la cause ni la nature du transport et des rentes qui en étaient le prix ;

» Attendu d'ailleurs que ces rentes, et spécialement celle qui fait l'objet du procès, n'ont par elles-mêmes aucun caractère féodal,

» La cour rejette la requête, etc. »

Le terme de la concession de Doué était arrivé en 1799. La loi du 21 avril 1810 a maintenu et rendu perpétuelles ces concessions anciennes, mais celles-là uniquement qui subsistaient encore au moment de sa promulgation. Quant aux concessions éteintes, il n'y avait plus à s'en occuper. Pour les tribunaux la question était de savoir, non pas si la concession de Doué subsistait encore, mais uniquement s'il y avait cause de nullité dans les stipulations dont elle avait été l'origine. Aussi est-ce sur la nature de ces stipulations qu'ils ont prononcé. Ils n'avaient point et ne pouvaient avoir à statuer sur le maintien de la concession. Les héritiers de Monti ont été condamnés à servir la rente, parce qu'elle formait le prix du transport. Mais l'objet même de ce transport était une propriété temporaire, une concession qui est maintenant périmée. Cette propriété ne peut revivre qu'en vertu d'une concession nouvelle.

## CONCESSIONS DE MINES.

*Si le demandeur d'une concession décède avant que l'ordonnance qui la lui accorde ait été rendue, ses héritiers n'y ont pas de droits. Elle est à leur égard comme non avenue. Mais l'acte qui avait institué cette concession doit être rapporté par une autre ordonnance.*

Une concession de mines est la disposition que le gouvernement fait d'un gîte minéral, en vertu du pouvoir que la loi lui a conféré.

La loi ne reconnaît point de droit absolu à devenir concessionnaire. Le gouvernement apprécie les titres des divers demandeurs; il désigne celui qui lui paraît mériter la préférence; il le choisit en toute liberté.

Il est clair que si un demandeur en concession décède avant que cette concession lui ait été accordée, elle n'a pu faire partie de sa succession, puisqu'elle n'existait pas encore au moment de son décès.

Tout ce que le défunt a pu transmettre à ses héritiers, ce sont les titres qu'il pouvait avoir à obtenir la concession.

En général l'hérédité s'entend de la masse des biens, droits, titres et charges qu'une personne laisse après sa mort. *Hereditas est successio in universum jus quod defunctus habuerit; sive in corporibus sunt, sive in actionibus, in hoc loco proprie bona appellantur.*

Mais il y a des droits et titres inhérents à la personne, qui par conséquent ne peuvent se transmettre, du moins dans le sens absolu et légal. *Quod personæ coheret, morte amittitur.*

Cela s'applique aux titres qu'on peut avoir à une concession. En effet, ils reposent notamment sur les moyens pécuniaires, industriels, que possède le demandeur, sur les garanties qu'il présente d'une bonne exploitation, choses qui lui sont personnelles et qui peuvent ne point se trouver dans ceux qui vont être appelés à recueillir sa succession. Sa fortune, par exemple, qui était suffisante lorsqu'elle se trouvait réunie en une seule main, peut ne plus l'être quand elle est divisée entre ses héritiers; et quant aux fa-

cultés industrielles, aux garanties de bonne exploitation, ce sont de ces choses qui ont un caractère encore plus personnel, qui ne se transmettent pas.

Parmi les titres qu'un demandeur peut faire valoir, il en est, à la vérité, quelques-uns qui sont de nature à être transmis, comme celui d'inventeur de la mine ou celui qui résulte de travaux de recherche exécutés, des dépenses qu'on y a consacrées. Mais ce ne sont là néanmoins que des considérations de préférence. Il peut y avoir lieu à indemnité pour cette invention, pour les travaux; ce n'est point un droit positif à la concession.

Ainsi, une concession qui est faite à un individu décédé doit être regardée comme non avenue.

D'une part, elle n'a pu profiter au demandeur puisqu'il n'existait plus; quoiqu'une concession ne soit point une donation, on peut cependant appliquer ici le principe de droit: *Si eo tempore quo alicui legatum adscribatur, in rebus humanis non erat, pro non scripto hoc habebitur.* Toute donation est caduque, si celui en faveur de qui elle est faite était décédé au moment où elle a eu lieu. Et, par la même raison, la concession ne peut, dans ces circonstances, profiter aux héritiers. Ce n'est point à eux qu'elle est faite; et elle n'a pu, d'un autre côté, faire partie des biens que leur auteur a laissés. Les héritiers n'ont recueilli ici que quelques-uns des titres qu'il avait à devenir concessionnaire; mais ce ne sont que des titres, et ils ne peuvent en avoir le bénéfice qu'en vertu d'une concession nouvelle.

Ces règles sont élémentaires. Il en résulte que la concession reste sans effet, quand elle a été accordée à qui n'est plus là pour la recueillir.

Doit-on néanmoins l'annuler? On a pensé que cela est nécessaire; qu'il est toujours plus régulier de faire intervenir un nouvel acte d'administration publique.

Ces principes ont été appliqués dans une affaire récente.

Un demandeur en concession était ainsi décédé pendant le cours de l'instruction. Mais avant qu'on eût connaissance de son décès, l'ordonnance qui disposait de la mine à son profit fut rendue.

Ses héritiers ont annoncé qu'ils n'avaient point l'intention de devenir eux-mêmes concessionnaires. Ils ajoutaient que l'acte de concession étant intervenu postérieurement au décès de leur auteur, se trouvait de fait et de droit comme

non avenu ; mais ils demandaient que cela fût déclaré explicitement, craignant, quoiqu'à tort, qu'on ne regardât la concession qui avait été faite comme pouvant avoir encore quelque effet, et qu'on ne voulût leur en imposer les charges.

D'un autre côté, des tiers avaient formé une demande pour obtenir la concession de cette même mine. Leur demande avait été instruite sans difficulté, puisqu'il s'agissait d'un terrain devenu disponible.

Par le fait, la concession primitive n'existait plus. Mais on a jugé néanmoins qu'il convenait de la rapporter en termes exprès ; et deux ordonnances ont été rendues le 16 janvier 1840, l'une qui annule l'ancienne concession, l'autre qui désigne de nouveaux concessionnaires (1).

RECHERCHES DE MINES NONOBSTANT LE REFUS DES  
PROPRIÉTAIRES DU SOL.

*L'autorisation peut être accordée, bien que l'indemnité n'ait pas été réglée préalablement. Mais le propriétaire du sol ne peut en user qu'après qu'il a été procédé au règlement de cette indemnité conformément à la loi de 16 septembre 1807.*

Une demande tendant à obtenir l'autorisation d'opérer des recherches de mines de houille dans des parties encore inexplorées du bassin houiller de Doyet, département de l'Allier, a été présentée par M. de la Ribette.

Cette demande et les plans qui l'accompagnaient indiquent les terrains où le pétitionnaire désire porter ses recherches et pour lesquels il n'a pu entrer en arrangement avec les propriétaires du sol.

Elle a été communiquée à ces propriétaires ; ils ont déclaré qu'ils s'y opposaient.

Les terrains dont il s'agit appartiennent à M. le vicomte de Courtais, concessionnaire des mines dites de Doyet, à M. Desclaux et à M. le comte d'Agoult.

(1) Voir ces ordonnances, ci-après, pages 701 et 702.

M. de Courtais opposait qu'il avait sollicité lui-même une autorisation de concession dans cette portion du bassin, et qu'il y a déjà ouvert deux puits de recherches.

M. Desclaux représentait, de son côté, qu'il avait cédé, pour ce qui le concernait, ses droits de propriétaire à M. de Courtais, et qu'ain si il ne dépendait plus de lui de satisfaire à la demande de M. de la Ribette.

Enfin M. le comte d'Agoult fondait son opposition sur ce que ces explorations causeraient des dommages à sa propriété, et il ajoutait que déjà il y avait aussi entrepris des recherches et qu'elles étaient demeurées sans résultats ; que par conséquent il était probable que de nouveaux travaux ne conduiraient à aucune découverte.

Les ingénieurs des mines ont exposé que les recherches de M. de la Ribette avaient pour objet de reconnaître le prolongement des gîtes de houille qui se montrent dans la concession de Doyet et dans celle de Bezenet situées aux environs ; qu'elles offraient ainsi un but utile ; que les explorations que M. de Courtais annonçait avoir faites étaient à une assez grande distance de celles que M. de la Ribette désirait entreprendre, et qu'elles n'avaient consisté qu'en quelques travaux insignifiants ; que d'ailleurs les terrains dont il était question avaient assez d'étendue pour que deux explorateurs pussent y pratiquer des fouilles en même temps ; que si celles qui avaient été faites tant par M. de Courtais que par M. le comte d'Agoult étaient demeurées sans résultat, il ne s'ensuivait pas que les travaux de M. de la Ribette, s'ils étaient conduits avec plus de persévérance, ne pussent avoir plus de succès ; et que les craintes de dommages, manifestées par ces propriétaires, étaient peu fondées puisque la loi leur assure des indemnités convenables. En conséquence, les ingénieurs ont conclu à ce que la permission fût accordée.

M. le préfet de l'Allier a proposé d'autoriser les recherches pendant deux années.

Les trois propriétaires du sol ont fait connaître les indemnités auxquelles ils prétendaient. M. Desclaux a traité pour sa part avec M. de la Ribette. Les deux autres ont nommé des experts. M. de la Ribette a déclaré adhérer à l'estimation faite pour M. le comte d'Agoult. Il n'y a eu de dissentiment que pour les indemnités demandées par M. de Courtais.

Un tiers expert aurait dû être nommé par le préfet, conformément à l'art. 56 de la loi du 16 septembre 1807, à laquelle renvoie en pareil cas la loi du 21 avril 1810. Toutefois cette omission ne viciait point l'instruction, attendu que la loi de 1810 n'exige pas que le taux des indemnités soit fixé par l'acte qui accorde la permission de recherches, et qu'il suffit de réserver à cet égard les droits du propriétaire du sol.

Le conseil général des mines a été d'avis, comme le préfet, d'accorder à M. de la Ribette l'autorisation qu'il sollicitait. Il a reconnu que ces recherches avaient un but d'utilité publique; que le bassin houiller de Doyet n'est encore que très-peu connu, mais que sa disposition géologique indique qu'il doit renfermer des gîtes de houille d'une grande puissance.

L'art. 10 de la loi du 21 avril 1810 donne au gouvernement la faculté de permettre des explorations à défaut du consentement des propriétaires du sol, quand il juge que cela importe à l'intérêt général. Il a paru au conseil des mines qu'il y avait lieu de faire ici l'application de cette disposition; que dans l'espèce, les oppositions des propriétaires n'étaient point fondées; que la demande de concession formée par M. de Courtais ne pourrait lui conférer un privilège d'exploration sur ce territoire. Il avait le droit d'entreprendre des fouilles dans les terrains qui lui appartenaient ou pour lesquels il avait le consentement des propriétaires; il était libre également de demander une autorisation pour les exécuter hors de ces terrains. Mais d'autres que lui pouvaient être admis aussi à opérer des travaux. S'il y avait concurrence sur un même fonds, le préfet déterminerait, sur le rapport des ingénieurs, et conformément aux règles de la matière, les limites dans lesquelles chaque explorateur devrait se renfermer.

En ce qui concerne le dommage que ces fouilles peuvent causer, la loi a suffisamment garanti tous les intérêts, en disposant qu'une indemnité préalable serait payée au propriétaire; que cette indemnité, à défaut d'accord, serait réglée au double de ce qu'aurait produit le terrain endommagé; et que si les travaux privent le propriétaire de la jouissance de son terrain pendant plus d'une année, ou rendent ce même terrain impropre à la culture, il peut

exiger que l'explorateur en fasse l'acquisition et le lui paye le double de sa valeur.

Sans doute ce n'est qu'avec beaucoup de réserve que le gouvernement doit user de la faculté que lui laisse la loi de 1810, d'autoriser des recherches contre le gré des propriétaires du sol. On ne doit y recourir que lorsqu'il y a un intérêt public évident. Mais cet intérêt était réel, manifeste dans l'espèce actuelle.

D'après les considérations qui précèdent, une ordonnance royale, en date du 23 avril 1840 (1), a accordé à M. de la Ribette la permission d'opérer des recherches de mines de houille dans les terrains qu'il a indiqués, aux conditions qui ont été proposées par le conseil général des mines.

#### MINÉRAI DE FER. — LAVOIRS À BRAS OU À CHEVAL.

*Il n'y a pas lieu d'exiger des affiches de quatre mois pour les demandes relatives à ces établissements, ni d'exiger des permissionnaires le payement d'une taxe fixe.*

L'article 73 de la loi du 21 avril 1810 désigne les usines servant de patouillets et bocards, parmi celles qui doivent être soumises aux formalités prescrites par l'art. 74. Ce dernier article exige quatre mois d'affiches.

Pendant plusieurs années, on avait pensé que les lavoirs à bras et à cheval, qui sont des établissements moins importants que les patouillets, ne devraient être l'objet d'aucune permission.

Cela était contraire à la règle générale, d'après laquelle aucun établissement ne peut être formé sur un cours d'eau qu'en vertu d'une ordonnance royale.

Les lavoirs à bras et à cheval, bien que d'une importance moindre que les patouillets, donnaient lieu néanmoins, dans bien des occasions, à des réclamations fondées non-seulement sur l'élévation des eaux, mais encore sur

(1) Voir cette ordonnance, ci-après, page 711.

leur souillure à de grandes distances. On jugea qu'il fallait remédier à ce dernier inconvénient, en prescrivant l'établissement de bassins d'épuration des eaux du lavage. Sous ce rapport, l'intervention des ingénieurs des mines devenait nécessaire; et en considérant que toute usine placée sur un cours d'eau doit être l'objet d'une ordonnance, on revint à l'application des règles dont on s'était momentanément écarté.

Mais comme l'article 73 de la loi de 1810 ne parle point des *lavoirs*, on fut conduit à examiner si les demandes relatives à ces ateliers devaient être affichées pendant quatre mois, comme cela a lieu pour les *patouillels et bocards*, qu'il désigne.

Les lavoirs ordinaires sont à bras ou à cheval. Les lavoirs à cheval constituent les usines intermédiaires entre les lavoirs à bras d'hommes et les patouillels mus par des roues hydrauliques.

La question de savoir dans quelle catégorie il fallait placer ces deux espèces de lavoirs fut présentée au comité de l'intérieur du conseil d'état en 1826. Le ministre de l'intérieur, adoptant l'opinion du directeur général des ponts et chaussées et des mines, exposa que si la loi avait besoin d'une interprétation, il convenait de la lui donner en ce sens que les lavoirs de minerai seraient classés eu égard à la nature de la force motrice, et de grouper en conséquence : d'une part, les laveries mues par des *forces vivantes*, de l'autre, les laveries mues par des *forces inanimées*. Cette classification, fondée sur une différence d'effets, plaçait les lavoirs à cheval et à bras dans la même catégorie, et les distinguait explicitement des patouillels qui, bien que destinés aussi à laver le minerai de fer, sont des établissements beaucoup plus importants. En effet, les lavoirs à bras ou à cheval ne dépensent que la quantité d'eau nécessaire pour le lavage du minerai, tandis que les patouillels dépensent de plus la grande quantité d'eau qui sert de moteur. On lave bien plus de minerai dans un patouillet que dans un lavoir. Il y a là encore une plus grande dépense d'eau. En outre, beaucoup de patouillels ont des bocards qui usent de l'eau, tandis que les lavoirs n'en ont pas. Ces diverses circonstances établissent une différence notable entre les patouillels et les lavoirs ordinaires. Le ministre pensa qu'il n'y avait point lieu d'assimiler les uns aux autres, et que dès lors on ne devait point appliquer à

ces derniers le délai des affiches fixé par l'art. 74 de la loi de 1810. Il lui parut qu'il valait mieux, dans l'intérêt de l'industrie, procéder conformément aux règles établies pour les usines ordinaires situées sur des cours d'eau, c'est-à-dire n'afficher les demandes que pendant vingt jours, ou au plus pendant un mois, dans le cas où, d'après l'art. 80 de la loi du 21 avril 1810, un maître de forges demanderait à placer un lavoir sur le terrain d'autrui. Il jugea que ce délai, applicable à des usines hydrauliques, souvent d'une grande importance, était ici plus que suffisant; que les tiers seraient assez avertis par cette publicité, que d'ailleurs et indépendamment du soin et de l'attention qui sont toujours apportés dans l'examen des affaires, ils conserveraient toutes les garanties auxquelles ils ont droit, puisque d'une part le régime du cours d'eau peut être incessamment modifié, et que d'autre part le propriétaire de l'usine reste responsable de tout dommage.

Ces distinctions ont été admises par le comité de l'intérieur et par le conseil d'état; et depuis lors, l'instruction des affaires de cette nature a été constamment la même.

Comme on a adopté pour cette instruction la disposition générale qui concerne les usines hydrauliques, et non l'article 74 de la loi du 21 avril 1810, il n'y avait pas lieu d'imposer la taxe fixe établie par l'art. 75 de ladite loi. Elle ne doit être prescrite en effet qu'à l'égard des usines métallurgiques explicitement désignées dans l'art. 73; et il eût été illégal d'y soumettre d'autres établissements que cet article ne mentionne pas. En conséquence, aucune permission donnée pour des lavoirs à bras ou à cheval ne doit être assujettie au paiement d'une taxe fixe.

Les questions qui sont l'objet de cet article s'étaient élevées de nouveau, il y a peu de temps, au comité des travaux publics, de l'agriculture et du commerce du conseil d'état, et elles ont reçu la même solution que précédemment. On a été frappé surtout de cette considération, que la loi du 21 avril 1810 a elle-même distingué les lavoirs des patouillels, puisque, dans l'article 73, elle ne mentionne que ces derniers, et que dans l'art. 80, elle parle des uns et des autres, prévoyant le cas où un maître de forges pourrait avoir besoin d'en établir sur le terrain d'autrui. Dans ce cas, il suffit que la demande soit affichée pendant un mois. C'est là un maximum pour les lavoirs : l'art. 73



ne les désignant pas, l'article suivant ne peut, en effet, leur être appliqué, et l'on a été fondé, là où il ne s'agit point des circonstances prévues par l'art. 80, à suivre, quant à la durée de l'affiche, l'instruction de l'an 6, relative aux établissements formés sur les cours d'eau. La jurisprudence consacrée depuis 1826 est donc tout à fait conforme à la nature des choses, et on l'a maintenue. Elle abrège l'instruction de ces sortes d'affaires sans priver les tiers des droits et des garanties qu'on doit toujours leur assurer.

---

**LOIS, ORDONNANCES DU ROI,**

*Et décisions diverses concernant les mines  
et usines.*

---

**PREMIER SEMESTRE 1840.**


---

**LOI SUR LE SEL, DU 17 JUIN 1840.**

Louis-Philippe, roi des Français,  
A tous présents et à venir, salut.

Nous avons proposé, les chambres ont adopté, nous avons ordonné et ordonnons ce qui suit :

Art. 1<sup>er</sup>. Nulle exploitation de mines de sel, de sources ou de puits d'eau salée naturellement ou artificiellement, ne peut avoir lieu qu'en vertu d'une concession consentie par ordonnance royale délibérée en conseil d'état.

Art. 2. Les lois et règlements généraux sur les mines sont applicables aux exploitations des mines de sel.

Un règlement d'administration publique déterminera, selon la nature de la concession, les conditions auxquelles l'exploitation sera soumise.

Le même règlement déterminera aussi les formes des enquêtes qui devront précéder les concessions de sources ou de puits d'eau salée.

Seront applicables à ces concessions les dispositions des titres V et X de la loi du 21 avril 1810.

Art. 3. Les concessions seront faites de préférence aux propriétaires des établissements légalement existants.

Art. 4. Les concessions ne pourront excéder vingt kilomètres carrés s'il s'agit d'une mine de sel, et un kilomètre carré pour l'exploitation d'une source ou d'un puits d'eau salée.

Dans l'un et l'autre cas, les actes de concessions régleront les droits du propriétaire de la surface conformément aux articles 6 et 42 de la loi du 21 avril 1810.

Aucune redevance proportionnelle ne sera exigée au profit de l'État.

Art. 5. Les concessionnaires de mines de sel, de sources ou de puits d'eau salée, seront tenus, 1° de faire, avant toute exploitation ou fabrication, la déclaration prescrite par l'article 51 de la loi du 24 avril 1806; 2° d'extraire ou de fabriquer au minimum et annuellement une quantité de cinq cent mille kilogrammes de sel, pour être livrés à la consommation intérieure et assujettis à l'impôt.

Toutefois une ordonnance royale pourra, dans des circonstances particulières, autoriser la fabrication au-dessous du minimum. Cette autorisation pourra toujours être retirée.

Des réglemens d'administration publique détermineront, dans l'intérêt de l'impôt, les conditions auxquelles l'exploitation et la fabrication seront soumises, ainsi que le mode de surveillance à exercer, de manière à ce que le droit soit perçu sur les quantités de sel réellement fabriquées.

Les dispositions du présent article sont applicables aux exploitations ou fabriques actuellement existantes.

Art. 6. Tout concessionnaire ou fabricant qui voudra cesser d'exploiter ou de fabriquer est tenu d'en faire la déclaration au moins un mois d'avance.

Le droit de consommation sur les sels extraits ou fabriqués, qui seraient encore en la possession du concessionnaire ou du fabricant un mois après la cessation de l'exploitation ou de la fabrication, sera exigible immédiatement.

L'exploitation ou la fabrication ne pourront être reprises qu'après un nouvel accomplissement des obligations mentionnées en l'art. 5.

Art. 7. Toute exploitation ou fabrication du sel entreprise avant l'accomplissement des formalités prescrites par l'art. 5 sera frappée d'interdiction par voie administrative; le tout sans préjudice, s'il y a lieu, des peines portées en l'art. 10.

Les arrêtés d'interdiction rendus par les préfets seront exécutés par provision, nonobstant tout recours de droit.

Art. 8. Tout exploitant ou fabricant de sel dont les produits n'auront pas atteint le minimum déterminé par l'art. 5 sera passible d'une amende égale au droit qui aurait été perçu sur les quantités de sel manquant pour atteindre le minimum.

Art. 9. L'enlèvement et le transport des eaux salées et des matières salifères sont interdits pour toute destination autre que celle d'une fabrique régulièrement autorisée, sauf l'exception portée en l'article 12.

Des réglemens d'administration publique détermineront les formalités à observer pour l'enlèvement et la circulation.

Art. 10. Toute contravention aux dispositions des articles 5, 6, 7 et 9, et des ordonnances qui en régleront l'application, sera punie de la confiscation des eaux salées, matières salifères, sels fabriqués, ustensiles de fabrication, moyens de transport, d'une amende de cinq cents francs à cinq mille francs, et, dans tous les cas, du paiement du double droit sur le sel pur, mélangé ou dissous dans l'eau, fabriqué, transporté ou soustrait à la surveillance.

En cas de récidive, le maximum de l'amende sera prononcé. L'amende pourra même être portée jusqu'au double.

Art. 11. Les dispositions des articles 5, 6, 7, 9 et 10, sauf l'obligation du minimum de fabrication, sont applicables aux établissemens de produits chimiques dans lesquels il se produit en même temps du sel marin.

Dans les fabriques de salpêtre qui n'opèrent pas exclusivement sur les matériaux de démolition, et dans les fabriques de produits chimiques, la quantité de sel marin résultant des préparations sera constatée par les exercices des employés des contributions indirectes.

Art. 12. Des réglemens d'administration publique détermineront les conditions auxquelles pourront être autorisés l'enlèvement, le transport et l'emploi en franchise ou avec modération de droits, du sel de toute origine, des eaux salées ou de matières salifères, à destination des exploitations agricoles ou manufacturières, et de la salaison, soit en mer, soit à terre, des poissons de toute sorte.

Art. 13. Toute infraction aux conditions sous lesquelles la franchise ou la modération de droits aura été accordée en vertu de l'article précédent, sera punie de l'amende prononcée par l'article 10, et, en outre, du paiement du double droit sur toute quantité de sel pur ou contenu dans les eaux salées et les matières salifères qui aura été détournée en fraude.

La disposition précédente est applicable aux quantités

de sel que représenteront, d'après les allocations qui auront été déterminées, les salaisons à l'égard desquelles il aura été contrevenu aux règlements.

Quant aux salaisons qui jouissent du droit d'employer le sel étranger, le double droit à payer pour amende sera calculé à raison de soixante francs pour cent kilogrammes, sans remisc.

Les fabriques ou établissements, ainsi que les salaisons en mer ou à terre, jouissant déjà de la franchise, sont également soumis aux dispositions du présent article.

*Art. 14.* Les contraventions prévues par la présente loi seront poursuivies devant les tribunaux de police correctionnelle, à la requête de l'administration des douanes ou de celle des contributions indirectes.

*Art. 15.* Avant le 1<sup>er</sup> juillet 1841, une ordonnance royale réglera la remise accordée à titre de déchet, en raison des lieux de production, et après les expériences qui auront constaté la déperdition réelle des sels, sans que, dans aucun cas, cette remise puisse excéder cinq pour cent.

Il n'est rien changé aux autres dispositions des lois et règlements relatifs à l'exploitation des marais salants.

*Art. 16.* Jusqu'au 1<sup>er</sup> janvier 1851, des ordonnances royales régleront :

1<sup>o</sup> L'exploitation des petites salines des côtes de la Manche ;

2<sup>o</sup> Les allocations et franchises sur le sel dit *de troque*, dans les départements du Morbihan et la Loire-Inférieure.

À cette époque, toutes les ordonnances rendues en vertu du présent article cesseront d'être exécutoires, et toutes les salines seront soumises aux prescriptions de la présente loi.

*Art. 17.* Les salines, salins et marais salants seront cotisés à la contribution foncière, conformément au décret du 15 octobre 1810, savoir : les bâtiments qui en dépendent, d'après leur valeur locative, et les terrains et emplacements sur le pied des meilleures terres labourables.

La somme dont les salines, salins et marais salants auront été dégrevés par suite de cette cotisation, sera reportée sur l'ensemble de chacun des départements où ces propriétés sont situées.

*Art. 18.* Les clauses et conditions du traité consenti entre le ministre des finances et la Compagnie des salines

et mines de sel de l'Est, pour la résiliation du bail passé le 31 octobre 1825, sont et demeurent approuvées. Ce traité restera annexé à la présente loi.

Le ministre des finances est autorisé à effectuer les payements ou restitutions qui devront être opérés pour l'exécution dudit traité.

Il sera tenu un compte spécial où les dépenses seront successivement portées, ainsi que les recouvrements qui seront opérés jusqu'au terme de l'exploitation.

Il est ouvert au ministre des finances, sur l'exercice 1841, un crédit de cinq millions, montant présumé de l'excédant de dépense qui pourra résulter de cette liquidation, dont le compte sera présenté aux chambres.

*Art. 19.* Les dispositions de la présente loi qui pourraient porter atteinte aux droits de la concession faite au domaine de l'état, en exécution de la loi du 6 avril 1825, n'auront effet, dans les départements dénommés en ladite loi, qu'après le 1<sup>er</sup> octobre 1841.

Jusqu'à cette époque les lois et règlements existants continueront à recevoir leur application dans lesdits départements.

Entre le ministre secrétaire d'état au département des finances, stipulant au nom de l'état, d'une part ;

Et le comité d'administration de la régie intéressée des salines et mines de sel de l'Est, autorisé à cet effet par délibération de l'assemblée générale des actionnaires du 11 juillet 1837, d'autre part,

A été conclu ce qui suit :

*Art. 1<sup>er</sup>.* Le bail consenti à la compagnie des salines, le 31 octobre 1825, sera et demeurera résilié le 1<sup>er</sup> octobre 1839. À partir du 1<sup>er</sup> janvier 1839, l'exécution en sera modifiée par les dispositions suivantes.

*Art. 2.* Le prix du bail stipulé au traité de régie du 10 janvier 1826, modifié par l'ordonnance du 17 janvier 1830, cessera d'être payé à dater du 1<sup>er</sup> janvier 1839.

*Art. 3.* La compagnie réglera sa fabrication de manière à ce que les inventaires, au 31 décembre 1838, ne comprennent pas au delà de cent quatre-vingt mille quintaux métriques net de sel en magasins ou en expédition.

Les quantités excédantes au delà d'un quarantième de tolérance ne pourront être portées à l'inventaire du 31 décembre.

cembre 1838 qu'à raison de deux francs cinquante-deux centimes par quintal métrique.

*Art. 4.* La compagnie continuera, sous les conditions ci-après déterminées, l'exploitation de la mine de sel, des salines et des fabriques de produits chimiques.

*Art. 5.* La fabrication par la régie cessera, dans tous les ateliers, le 1<sup>er</sup> avril 1839, et jusqu'alors tous les établissements seront maintenus en bon état de roulement, de manière à ce que les travaux puissent partout être continués sans interruption.

*Art. 6.* La compagnie délaissera, le 1<sup>er</sup> avril 1839, tous les immeubles, bâtiments, fabriques, ateliers, sources et puits d'extraction avec toutes leurs dépendances et annexes, les ustensiles et appareils de fabrication, les approvisionnements de toute nature et les marchandises fabriquées et en cours de fabrication, autres que les sels. Demeureront, toutefois, à sa disposition, et pour tout le temps qui sera jugé nécessaire, les magasins contenant les sels, les ustensiles nécessaires à la vente, les logements et bureaux des employés chargés de la vente et de la comptabilité.

*Art. 7.* Le domaine ou ses ayants droit pourront prendre, au 1<sup>er</sup> avril 1839, possession des établissements délaissés. Les adjudicataires auront, dès le même jour, la faculté de continuer la fabrication du sel et des produits chimiques; mais la sortie et la vente de leurs sels ne seront autorisées que le 1<sup>er</sup> octobre.

*Art. 8.* Du 1<sup>er</sup> avril au 1<sup>er</sup> octobre 1839 le prix du sel vendu par la compagnie pourra être progressivement abaissé de manière à atteindre son prix minimum dans chacune des salines, au 1<sup>er</sup> octobre. L'importance et les époques de ces réductions seront déterminées par des décisions spéciales du ministre des finances.

*Art. 9.* Les traités passés par la compagnie pour la vente des sels à l'étranger seront exécutés par celle-ci, du 1<sup>er</sup> janvier au 1<sup>er</sup> octobre 1839. L'administration des finances se chargera d'assurer, s'il y a lieu, l'exécution de ceux dont le terme dépasse cette dernière époque.

*Art. 10.* L'état demeure chargé d'exécuter, faire exécuter ou résilier, à ses risques: 1<sup>o</sup> les traités en cours d'exécution, pour l'amélioration ou le perfectionnement des établissements, et les conventions pour le paiement d'indemnités, à raison de la rupture des marchés; 2<sup>o</sup> les

baux consentis par la compagnie pour les immeubles ou portions d'immeubles domaniaux qui étaient compris dans l'exploitation; 3<sup>o</sup> les baux existants pour les magasins en Suisse, où sont déposés les sels fournis à ce pays; 4<sup>o</sup> les marchés passés pour fourniture d'objets d'approvisionnement à livrer aux établissements de la régie; 5<sup>o</sup> les traités portant obligation pour elle de livrer du sel ou des produits chimiques à l'intérieur et à l'étranger, dans le courant de l'année 1839.

Les dispositions du présent article ne s'appliquent qu'aux traités et conventions actuellement existants et régulièrement contractés.

*Art. 11.* La compagnie continuera à vendre, jusqu'au 1<sup>er</sup> avril 1839, les produits chimiques, et jusqu'au 1<sup>er</sup> octobre les sels qui auront été compris dans l'inventaire précédent et ceux qu'elle aura fabriqués dans le premier trimestre de la même année.

Elle acquittera sur les produits de l'exploitation: 1<sup>o</sup> les contributions directes assises sur les établissements; 2<sup>o</sup> le contingent qui pourra être exigible pour subvention à l'entretien des routes départementales; 3<sup>o</sup> les arrérages à payer des pensions liquidées au profit des agents ou employés des salines; 4<sup>o</sup> le prix des baux des petites salines de Lezay et Haraucourt, et, s'il y a lieu, les indemnités stipulées, soit pour dépenses d'entretien, soit pour reconstruction de bâtiments; 5<sup>o</sup> les octrois, charges locales, redevances et prestations de toute nature, ainsi que toutes les autres charges et dépenses de l'exploitation et de la gestion.

*Art. 12.* Le ministre des finances pourra prescrire la fabrication du sel et des produits chimiques, aussi bien que la vente de ces produits postérieurement au 1<sup>er</sup> avril 1839, sans que la compagnie puisse être tenue d'y pourvoir après le 1<sup>er</sup> octobre suivant.

*Art. 13.* A compter du 1<sup>er</sup> janvier 1839, la compagnie entrera en liquidation, et il sera procédé à la reconstitution du capital du fonds social de dix millions de la manière suivante.

*Art. 14.* Il sera payé à la compagnie, le 31 décembre 1838, la somme de sept millions cinq cent mille francs; moyennant lequel paiement l'état demeurera propriétaire de la portion non employée du fonds d'amortissement des actions créé par l'ordonnance du 17 janvier 1830, et des actions

rachetées, pour être remboursé de celles-ci de la même manière et dans les mêmes valeurs que les autres porteurs.

Le fonds social se trouvera intégralement rétabli par l'effet de la remise de l'inscription de cent mille francs de rente trois pour cent déposée à titre de cautionnement, et dont les arrérages appartiendront désormais aux porteurs d'actions.

Cette remise aura lieu après la promulgation de la loi à intervenir, et aussitôt que la compagnie aura déposé au trésor une somme d'un million, laquelle sera affectée, à titre de cautionnement, à la garantie tant de sa gestion que de toutes les obligations qui lui sont imposées par le traité de résiliation.

Le cautionnement pourra être fourni, soit en numéraire, soit en rentes sur l'état, conformément à l'article 2 de l'ordonnance du 19 juin 1825.

L'intérêt du cautionnement en numéraire sera payé sur le pied de quatre pour cent l'an.

*Art. 15.* Au moyen des dispositions précédentes, toutes les valeurs et créances actives de la régie deviennent la propriété du trésor, et seront réalisées à son profit, ainsi que les produits de l'exploitation du 1<sup>er</sup> janvier au 1<sup>er</sup> octobre 1839.

Le compte de gestion jusqu'à cette dernière époque sera dressé, rendu et réglé selon les formes établies. En cas d'insuffisance, les sommes nécessaires pour l'exploitation dont la régie demeure chargée seront fournies par le trésor, à titre de subvention.

*Art. 16.* La compagnie sera tenue de solder son passif avec les produits des marchandises et des valeurs et créances actives de toute nature laissées à sa disposition. Et, comme condition de toutes les conventions qui précèdent, elle demeurera garante et responsable du solde des créances restant à recouvrer au 1<sup>er</sup> octobre 1839, sur ses traitants, agents et préposés, les acheteurs de produits chimiques, les gouvernements étrangers et les débiteurs divers.

Le cautionnement sera restitué seulement quand ce solde aura été intégralement versé au trésor, et après l'apurement de son dernier compte de gestion par la cour des comptes.

*Art. 17.* L'état garantit à la compagnie l'affranchissement de toutes obligations résultant de l'exploitation autres

que celles qui lui sont imposées dans les articles précédents. Il se chargera du service des pensions liquidées et de celles à liquider au profit des employés et ouvriers ayant subi la retenue. Quant aux employés et ouvriers assujettis à la retenue qui n'auront pas atteint trente ans de services à l'époque de leur licenciement, ils recevront, pendant la première année qui le suivra, une indemnité égale à la moitié du traitement ou salaire dont ils jouissaient au 1<sup>er</sup> janvier 1838; après l'expiration de cette première année, l'indemnité sera réglée à raison d'un soixantième du traitement ou salaire pour chaque année de service, et la durée de cette indemnité sera égale à celle de leur temps d'activité dans la régie des salines et mines de sel de l'Est et dans celle qui l'a précédée.

Dans aucun cas, l'indemnité ne sera fixée au-dessus du sixième du traitement ou du salaire dont aura joui l'employé ou l'ouvrier.

Les dispositions ci-dessus ne sont pas applicables aux employés et ouvriers qui quitteraient volontairement leur service avant l'époque de leur licenciement.

*Art. 18.* La compagnie renonce expressément à toute demande, reprise ou répétition quelconque contre l'état, et se reconnaît sans droits à tous terrains, constructions ou acquisitions, à la fabrique d'acide sulfurique, et généralement à tous agrandissements, augmentations ou améliorations faits aux établissements qui avaient été compris dans le bail.

*Art. 19.* Le présent traité n'aura d'effet qu'autant que l'autorisation de résilier le bail serait accordée au ministre des finances pendant la session de 1838.

Fait double à Paris, le 21 mars 1838.

Le Ministre secrétaire d'état des finances,

*Signé* LAFLAGNE.

Les Membres du Comité d'administration des salines et mines de sel de l'Est,

*Signé* Maréchal Comte GÉRARD, Vicomte de FLAVIGNY, Baron MICHEL DE SAINT-ALBIN, NEIGRE, SAGLIO, le Baron HALLEZ, Duc de PLAISANCE, Comte GUILLEMINOT, A. BAUDON.

*Nota.* Par une lettre du 17 février 1840, le comité d'administration de la compagnie des salines et mines de sel de l'Est a fait connaître au ministre des finances qu'il consentait à ce que le traité de résiliation du 21 mars 1838 fût remis en vigueur dans toutes ses parties, en reculant de deux années les différentes dates qui se rapportent à son exécution.

Mines de houille  
de LITTRY.

*Ordonnance du 25 décembre 1839 (1) portant que la redevance proportionnelle à payer par les propriétaires de la mine de houille de LITTRY (Calvados) pour les années 1839, 1840 et 1841 est réglée, sous forme d'abonnement, à cinq mille deux cents francs en principal, pour chacune des dites années.*

Mines de fer  
de Soyons.

*Ordonnance du 9 janvier 1840, portant qu'il est fait concession à M. ARDAILLON, maître de forges à St.-Julien-en-Jarrets (Loire), des mines de fer situées dans les communes de SOYONS et de CHARMES (Ardèche).*

( Extrait. )

*Art. 2. Cette concession, qui prendra le nom de concession de Soyons, est limitée, conformément au plan annexé à la présente ordonnance, ainsi qu'il suit, savoir :*

*Au sud, en partant du pont de Charmes et remontant le ruisseau de l'Embroidie jusqu'à la manufacture de Bois-sier ;*

*A l'ouest, par une suite de lignes droites passant par les maisons Lardon, Jonchère, Jolan, Magnet, Geny, Theyssonnière et Margier, jusqu'au point où le ruisseau de Riolet est coupé par le chemin de Touland aux Granges ;*

*Au nord, de ce dernier point, en suivant ledit ruisseau jusqu'à son intersection avec la route royale de Lyon à Beaucaire ;*

*A l'est, de ce dernier point, en suivant la route jusqu'au pont de Charmes, point de départ ;*

*Lesdites limites renfermant une étendue superficielle de trois kilomètres carrés, 45 hectares.*

(1) Cette ordonnance aurait dû être insérée dans le n° des Annales qui contient celles du 2<sup>e</sup> semestre 1839.

*Catier des charges de la concession des mines de fer de SOYONS.*

( Extrait. )

*Art. 16. En exécution de l'article 70 de la loi du 21 avril 1810, le concessionnaire fournira à l'usine de l'Horme, commune de St.-Julien en Jarrets, département de la Loire, qui s'approvisionnait de minerai de fer antérieurement à la présente concession, sur des exploitations comprises dans ladite concession, la quantité de minerai nécessaire à l'alimentation de cette usine, au prix qui sera fixé par l'administration.*

*Art. 17. Lorsque les approvisionnements de l'usine ci-dessus désignée auront été assurés, le concessionnaire sera tenu de fournir, autant que ses exploitations le permettront, à la consommation des usines établies dans le voisinage avec autorisation légale. Le prix du minerai sera alors fixé de gré à gré ou à dire d'experts, ainsi qu'il est indiqué en l'article 65 de la loi du 21 avril 1810 pour l'exploitation des minières de fer.*

*Art. 18. En cas de contestations entre plusieurs maîtres de forges, relativement à leur approvisionnement en minerai, il sera statué par le préfet conformément à l'art. 64 de la même loi.*

*Ordonnance du 16 janvier 1840, qui rapporte celle du 15 octobre 1830, portant concession des mines de houille de la TABARIÈRE ( Vendée ).*

Louis-Philippe, etc.

Sur le rapport de notre ministre secrétaire d'état au département des travaux publics,

Vu notre ordonnance du 15 octobre 1830, portant concession à M. Louis-Henri-Robert de Grandville, des mines de houille de la Tabarière, commune de Chantonay ( Vendée ) ;

Vu la lettre du préfet, du 25 octobre 1832 ;

Vu les pièces du dossier, constatant que ledit sieur Robert de Grandville est décédé avant que l'ordonnance de concession fût intervenue ;

Vu la lettre du 22 juillet 1833, par laquelle M. Sartoris, agissant au nom des héritiers de M. Robert de Grandville,

demande que ladite ordonnance soit à leur égard considérée comme non avenue ;

Notre conseil d'état entendu ,

Nous avons ordonné et ordonnons ce qui suit :

*Art. 1<sup>er</sup>.* Notre ordonnance du 15 octobre 1830 , visée ci-dessus , est et demeure rapportée.

*Art. 2.* Notre ministre secrétaire d'état des travaux publics est chargé de l'exécution de la présente ordonnance , qui sera insérée au bulletin des lois.

Mines de houille  
de la Tabarière.

*Ordonnance du 16 janvier 1840, portant qu'il est fait concession à M. Jean-Pierre-David MAILHOS, et Stanislas-Marie COUSIN, de mines de houille, situées dans la commune de CHANTONNAY et de St.-PHILBERT DU PONT-CHARRAULT (Vendée).*

(Extrait.)

*Art. 2.* Cette concession , qui prendra le nom de *concession de la Tabarière* , est limitée , conformément au plan annexé à la présente ordonnance , ainsi qu'il suit , savoir :

*Au nord-nord-est* , par une ligne droite , partant du moulin du Gué sur le Grand-Lay et aboutissant au clocher de Chantonmay ;

*Au nord-ouest* , par une ligne droite , menée du clocher de Chantonmay au bâtiment principal de la Michellière ;

*Au sud-ouest* , par une ligne droite , menée du bâtiment principal de la Michellière , au bâtiment de la Tabarière appartenant à M. Gilles et situé sur le côté occidental de la route de Nantes à Bordeaux ;

*Au sud* , par deux lignes droites , menées du bâtiment de M. Gilles à l'extrémité septentrionale de la chaussée de la retenue du moulin à eau de la Martinette , et de ce dernier point à Vildé , en prolongeant cette ligne jusqu'à son intersection avec la rive droite du Grand-Lay ;

Enfin *au sud-est* , par la même rive du Grand-Lay , depuis le point déterminé ci-dessus , jusqu'au moulin du Gué , point de départ ;

Lesdites limites renfermant une étendue superficielle de cinq kilomètres carrés , vingt-quatre hectares , soixante-quinze ares.

*Ordonnance du 16 janvier 1840, portant modification de l'étendue et des limites de la concession de Faymoreau, houillère de FAYMOREAU (Vendée).*

(Extrait.)

*Art. 1<sup>er</sup>.* L'étendue et les limites de la concession des mines de houille de Faymoreau (Vendée) , instituée par l'ordonnance royale du 1<sup>er</sup> février 1831 , sont et demeurent modifiées ainsi qu'il suit , conformément au plan annexé à la présente ordonnance :

*Au nord-est* , deux lignes droites , menées successivement du point A , confluent du ruisseau de la Croisière de la Vendée , au point B , orifice de la galerie de Buton n° 1 , et de ce dernier point à l'angle nord-est de la maison la plus au nord du hameau de la Blanchardière , point C du plan ; puis la portion de la droite tirée de la Blanchardière à la rue comprise entre le premier de ces points et l'intersection D de ladite droite par la frontière des deux départements de la Vendée et des Deux-Sèvres ;

*A l'est* , en suivant la frontière de ces départements , depuis le point d'intersection ci-dessus désigné jusqu'à la rencontre en E de ladite frontière , avec une ligne menée du point F , formant l'intersection des limites des trois communes de St-Laurs , du Busseau , et de la Chapelle-Thireuil , au moulin à eau de Faymoreau ;

*Au sud-ouest* , cette dernière ligne , depuis la rencontre en E avec la frontière , jusqu'à la rencontre en G du chemin de Fontenay à Faymoreau ; puis une seconde droite tirée de ce dernier point au moulin du bois du Barrot H , situé sur la Vendée ;

Enfin , *à l'ouest* , le cours de cette rivière , depuis le moulin du bois du Barrot , jusqu'au confluent du ruisseau de la Croisière , point de départ ;

Lesdites limites renfermant une étendue superficielle de quatre kilomètres carrés , 62 hectares.

Mines de houille  
d'Hasnon.

*Ordonnance du 23 janvier 1840, portant qu'il est fait concession à MM. ARTHUS BRIS, Hippolyte-Romain DUTHILLOEUL, Alfred-Constant-Pierre-André POTEAU, Fleury-Aimé POTEAU JACQUART, Constant BOIS, Antoine-Joseph STIEVENART, Louis COURTRAY, Philippe-Albert COURTIN, Joseph PETIT-BOIS, Auguste LEMAIRE, Narcisse-Florentin MASSART, Albert NICOLLE, Benjamin DAVAINÉ-VANAUTRÈVE, et Armand PILLETTE, de mines de houille, situées dans plusieurs communes de l'arrondissement de VALENCIENNES (Nord).*

(Extrait.)

*Art. 2.* Cette concession, qui prendra le nom de *concession d'Hasnon*, est limitée, conformément au plan annexé à la présente ordonnance, ainsi qu'il suit, savoir :

*A l'ouest*, par la partie de la ligne droite, tirée du point **D**, borne de la concession d'Anzin à l'angle sud-ouest de la ferme du hameau de Villeroy, commune de Tilly, qui est comprise entre le point **D** et le point **N**, où ladite ligne rencontre le nouveau cours de la Scarpe ;

*Au nord*, par la Scarpe, depuis ce dernier point **N** jusqu'à la rencontre de cette rivière avec une ligne menée du point **Y**, placé sur le canal du Décours, hameau du pont d'Hasnon, à la Chapelle de Notre-Dame-d'Amour ; puis par la partie de cette droite, comprise entre son point de rencontre avec la Scarpe et le point **R**, intersection de cette même ligne avec une autre droite tirée de la tour de St.-Amand au point **Z**, où la Drève, ou chemin de Bouils d'Herni, rencontre la limite nord de la concession d'Anzin ;

*A l'est*, par la position **RZ** de cette dernière droite ;

*Au sud*, par la ligne **ZD**, limite nord de la concession d'Anzin, depuis le point **Z** ci-dessus déterminé, où elle est rencontrée par la Drève des Bouils d'Herni jusqu'à la borne **D**, point de départ ;

Lesdites limites renfermant une étendue de quatorze kilomètres carrés, quatre-vingt-huit hectares, trois ares.

*Cahier des charges de la concession des mines de houille d'HASNON.*

*Art. 7.* Dans le cas où les travaux projetés devraient

s'étendre près des bords de la Scarpe, ces travaux ne pourront être exécutés qu'en vertu d'une autorisation du préfet, donnée sur le rapport des ingénieurs des mines, après que les concessionnaires et les ingénieurs des ponts-et-chaussées auront été entendus.

L'arrêté du préfet qui autorisera, s'il y a lieu, les travaux, prescrira aux concessionnaires tous les ouvrages qui seraient jugés nécessaires pour prévenir des infiltrations, des affaissements, et garantir d'une manière complète la solidité du sol.

L'autorisation pourra être refusée, s'il est reconnu que, malgré de semblables précautions, les travaux soient de nature à porter atteinte à la rivière, ou à compromettre la conservation des édifices et constructions qui en dépendent, ou à causer l'inondation de la mine.

*Art. 8.* Les concessionnaires ne pourront pratiquer aucune ouverture de travaux dans les parties de la forêt d'Hasnon, qui se trouveront situées dans l'enceinte de la concession, avant qu'il ait été dressé contradictoirement procès-verbal de l'état des lieux, afin que l'on puisse constater, au bout d'un an et successivement chaque année, les indemnités qui seront dues.

Les déblais extraits de ces travaux seront déposés aussi près qu'il sera possible de l'entrée des mines, dans les endroits les moins domageables, lesquels seront désignés par le préfet, sur la proposition des agents forestiers locaux, les concessionnaires et l'ingénieur des mines ayant été entendus.

*Art. 9.* Ils seront civilement responsables des dégâts commis dans la forêt par leurs ouvriers et bestiaux. Cette responsabilité s'étendra à la distance fixée par l'article 31 du Code forestier.

*Art. 10.* Lorsque les concessionnaires abandonneront une ouverture de mine, ils pourront être tenu de la faire combler en nivelant le terrain et de faire repeupler ce terrain en essence de bois convenable au sol. Cette disposition sera ordonnée, s'il y a lieu, par un arrêté du préfet sur le rapport des agents de l'administration forestière et des ingénieurs des mines, les concessionnaires ayant été entendus, sauf recours devant le ministre des travaux publics.



Usine à fer,  
à Chavigny.

*Ordonnance du 4 février 1810, portant modification, en ce qui concerne le régime des eaux, de l'ordonnance royale du 20 juin 1838, qui a autorisé M. DEMIMUID à établir une usine à fer sur le ruisseau de MAZEAU, dans la commune de CHAVIGNY (Meurthe).*

Mines de fer  
du Deveix.

*Ordonnance du 28 février 1840, portant qu'il est fait concession aux héritiers de feu M. Pierre MIGNOT, de mines de fer situées dans la commune de SARROUX (Corrèze).*

(Extrait.)

*Art. 2.* Cette concession, qui prendra le nom de *concession du Deveix*, est limitée, conformément au plan annexé à la présente ordonnance, ainsi qu'il suit, savoir :

*Au nord*, par deux lignes droites menées de l'angle méridional de la maison de Michel Decaire à Beauves, à l'angle ouest de la maison de Pierre Trépied à Andregeas, et du point précédent à l'angle sud de la maison d'Antoine Vial à la Marche ;

*A l'ouest*, par une ligne droite menée du point précédent à l'angle nord de la maison de Jean Gauthier, à Lali ;

*Au sud*, par deux lignes droites menées du point précédent à l'angle sud de la maison d'Antoine Brun, au Mont, et de ce point à l'angle nord de la maison Cheminée à Sauliat ;

*A l'est*, par une ligne droite menée du point précédent à l'angle sud de la maison de Michel Decaire à Beauves, point de départ ;

Lesdites limites renfermant une étendue superficielle de quatre kilomètres carrés, soixante-un hectares.

*Cahier des charges de la concession des mines de fer du DEVEIX.*

*Art. 15.* Les concessionnaires seront tenus de fournir, autant que leurs exploitations le permettront, à la consommation des usines établies ou à établir dans le voisinage avec autorisation légale. Le prix des minerais sera alors

fixé de gré à gré ou à dire d'experts, ainsi qu'il est indiqué en l'article 65 de la loi du 21 avril 1810, pour les exploitations des minières de fer.

*Art. 16.* En cas de contestation entre plusieurs maîtres de forges, relativement à leur approvisionnement en minerai, il sera statué par le préfet, conformément à l'article 64 de la même loi.

*Ordonnance du 28 février 1840, portant que M. GAULIN est autorisé à établir, au lieu dit le MOULIN DE BEAULAC, sur le CIRON, dans la commune de BERNOS, arrondissement de BAZAS (Gironde), une usine à fer composée d'un haut-fourneau, de quatre feux d'affinerie avec deux gros marteaux, et de deux feux de martinet avec un petit marteau.*

Usine à fer,  
à Bernos.

*Ordonnance du 28 février 1840, portant que M. ROUSSEL est autorisé à établir dans la commune de CHANCENAY, arrondissement de VASSY (Haute-Marne), un haut-fourneau pour la fusion du minerai de fer, sur la rive droite du ruisseau de l'ORNEL, vis-à-vis de la forge que l'ordonnance du 1<sup>er</sup> février 1837 lui a permis de construire dans la même commune.*

Haut-fourneau  
à Chancenay.

*Ordonnance du 28 février 1840, portant que M<sup>me</sup> veuve LAURENT est autorisée à établir un patouillet pour le lavage du minerai de fer près du moulin qu'elle possède sur le ruisseau des EGOULOTTES, dans la commune de CHARGEY-LES-GRAY (Haute-Saône).*

Patouillet, à  
Chargey-les-  
Gray.

*N. B.* Ladite ordonnance et celles qui suivent et qui concernent des établissements destinés au lavage du minerai de fer, contiennent des dispositions spéciales relatives à l'épuration des eaux bourbeuses provenant de ces ateliers.

Lavoirs à cheval et à bras, à Étreelles et la Montbleuse.

*Ordonnance du 28 février 1840, portant que MM. FRIAND et MONNOT sont autorisés à établir un lavoir à cheval et deux lavoirs à bras pour le lavage du minerai de fer, dans un terrain qu'ils tiennent à bail de M. BALLOUHEY, au lieu dit LE PRÉ BRETENOUX, commune d'ÉTRELLES et la MONTBLEUSE, arrondissement de GRAY (Haute-Saône).*

(Extrait.)

*Art. 19.* Conformément aux conditions du bail consenti par M. Ballouhey, le bénéfice de la présente lui est réservé à l'expiration de ce bail, à charge par lui de remplir toutes les obligations qui sont imposées à MM. Friand et Monnot.

Lavoirs à cheval et à bras, à Rigny.

*Ordonnance du 28 février 1840, relative à la maintenance de quatre lavoirs à bras et à l'établissement de trois nouveaux ateliers de lavage, dans la commune de RIGNY (Haute-Saône).*

(Extrait.)

*Art. 1<sup>er</sup>.* M. Joseph Falatieu, propriétaire de quatre lavoirs à bras établis par M. Lausard, en vertu de l'ordonnance royale du 4 octobre 1826, qui les a autorisés pendant quinze années sur une dérivation du ruisseau de la Belle-Fontaine au lieu dit les *Emblaises*, commune de Rigny (Haute-Saône), jouira de cette permission pendant le temps indiqué ci-après ;

Il pourra aussi établir un lavoir à cheval et deux lavoirs à bras pour le lavage du minerai de fer qui seront alimentés par les eaux de la même dérivation ;

Le tout ainsi qu'il est figuré au plan visé par le préfet, le 7 avril 1839, dont une expédition restera annexée à la présente ordonnance.

*Art. 18.* La permission présentement accordée, est valable pour tout le temps pendant lequel le permissionnaire aura la jouissance des eaux du ruisseau de Belle-Fontaine.

*Ordonnance du 23 mars 1840, portant que MM. GAU-FRIDY et GLEISE sont autorisés à établir dans leur propriété, située quartier ST-PIERRE ou des MOULINS, commune de RUSTREL (Vaucluse), deux hauts-fourneaux pour la fusion du minerai de fer, alimentés par du charbon de bois.*

*Ordonnance du 22 avril 1840, portant que le sieur GENDARME, propriétaire de l'usine à fer de LA CACHETTE, située sur le ruisseau de NOSSASSAY et de NOUZON, commune de ce nom (Ardennes), est autorisé à établir sur la tête d'eau de ladite usine :*

- 1<sup>o</sup> Un haut fourneau allant au charbon de bois ;
- 2<sup>o</sup> Trois feux d'affinerie allant aussi au charbon de bois, avec deux ordons de gros marteau ;
- 3<sup>o</sup> Deux fours à pudler ;
- 4<sup>o</sup> Une fenderie-laminoir ;

*Le tout activé par cinq roues hydrauliques.*

(Extrait.)

*Art. 12.* Le permissionnaire sera tenu d'avoir un compte ouvert au bureau de la douane de Nouzon. Il se soumettra aux visites et recensements que les employés des douanes jugeront à propos de faire dans son établissement, sans que ceux-ci soient tenus de se faire accompagner d'un officier municipal.

*Ordonnance du 22 avril 1840, portant que le sieur Joseph MAITRE est autorisé à établir un haut-fourneau pour la fusion du minerai de fer dans sa propriété, située au lieu dit la FERME DE BERGERONDE, commune de PRUSLY, arrondissement de CHATILLON-SUR-SEINE (Côte-d'Or).*

(Extrait.)

*Art. 2.* La soufflerie du haut-fourneau présentement autorisé, sera mise en mouvement au moyen d'une machine à

vapeur dont les chaudières seront chauffées au moyen de la flamme perdue des gueulards.

Art. 3. Le permissionnaire se conformera, en ce qui concerne la machine à vapeur, aux ordonnances et règlements existants ou à intervenir sur cette matière.

Fabrique de taillanderie et de grosse quincaillerie du moulin des Champs.

Ordonnance du 22 avril 1840, portant que la dame veuve BATELOT est autorisée à établir dans sa fabrique de taillanderie et de grosse quincaillerie du MOULIN DES CHAMPS, commune de BLAMONT (Meurthe):

- 1° Un nouveau foyer de chaufferie de martinet, en remplacement d'un foyer de maréchalerie;
- 2° Un nouveau martinet.

La consistance de ladite usine est et demeure fixée à deux martinets et trois foyers de chaufferie de martinet.

Lavoir à bras, à Cosnes.

Ordonnance du 22 avril 1840, portant que le sieur NICLOUX est autorisé à établir un lavoir à bras pour le lavage du minerai de fer, au lieu appelé LES FRANCHES DÎMES, sur le territoire de la commune de COSNES (Moselle).

( Extrait. )

Art. 2. Le permissionnaire ne pourra laver dans le lavoir à bras dont il s'agit, que le minerai de fer oolitique connu dans le pays sous le nom de *minette*. Il lui est interdit de laver toute autre espèce de minerai, et notamment le minerai de fer d'alluvion.

Lavoir à bras, à Avrainville.

Ordonnance du 22 avril 1840, portant que le sieur GARIN-DEMMUID est autorisé à établir quatre lavoirs à bras pour la préparation du minerai de fer sur sa propriété, au lieu dit LES FRANIAUX, commune d'AVRAINVILLE, arrondissement de VASSY (Haute-Marne).

Ordonnance du 22 avril 1840, portant que le sieur CHARLES (Philippe) est autorisé à établir deux lavoirs à bras pour le lavage du minerai de fer, sur un terrain qu'il possède au lieu dit LA FONTAINE ST-BRICE, dans la commune de CHATONRUPT, arrondissement de VASSY (Haute-Marne).

Lavoir à bras,  
à Chatonrupt.

Ordonnance du 23 avril 1840, qui autorise, au refus du consentement des propriétaires du sol, le sieur DE LA RIBETTE, à faire des recherches de mines de houille dans la commune de DOYET (Allier).

Recherches de  
houille, dans  
la commune de  
Doyet.

Louis-Philippe, etc.

Sur le rapport de notre ministre secrétaire d'état des travaux publics;

Vu la demande formée, le 14 juillet 1839, par le sieur Augustin-Marie-Félix de la Ribette, tendant à obtenir l'autorisation de faire des recherches de mines de houille, dans des terrains qu'il indique, situés commune de Doyet, département de l'Allier;

Les plans y joints;

Sa déclaration, du 31 juillet, qu'il se désiste de la partie de sa demande qui concerne le champ dit de la Pelouse;

Les oppositions des 26 et 31 du même mois, des sieurs vicomte de Courtais, Desclaux et comte d'Agoult, propriétaires des terrains dont il s'agit;

Leurs déclarations relatives aux indemnités à régler;

Le rapport, du 15 août, de l'ingénieur des mines;

L'avis, du même jour, de l'ingénieur en chef;

L'avis, du 28 octobre, du préfet de l'Allier;

L'avis du conseil général des mines, du 19 mars 1840, concluant à ce que la permission soit accordée;

Vu l'art. 10 de la loi du 21 avril 1810;

Nous avons ordonné et ordonnons ce qui suit :

Art 1<sup>er</sup>. Le sieur Augustin-Marie-Félix de la Ribette est autorisé à faire des recherches de mines de houille, dans les trois terrains ci-après désignés, situés commune de Doyet, département de l'Allier :

1° Dans le champ dit *Palay*, indiqué sur le plan n° 1 et appartenant au sieur Vicomte de Courtais;

2° Dans le champ dit *Chaumat*, indiqué par la lettre A sur le plan n° 2, et appartenant au sieur comte d'Agoult;

3° Dans le champ dit *des Vagnots*, indiqué par la lettre B sur le même plan, et appartenant au sieur Desclaux.

*Art. 2.* Avant de commencer ses travaux, le sieur de la Ribette payera aux propriétaires ci-dessus désignés, les indemnités qui pourront leur être dues à raison de l'occupation de leur terrain.

*Art. 3.* A défaut d'accord entre les parties, lesdites indemnités seront déterminées par le conseil de préfecture d'après le mode établi par les art. 56 et 57 de la loi du 16 septembre 1807, et en suivant les règles prescrites par les art. 43 et 44 de la loi du 21 avril 1810.

*Art. 4.* La durée de la présente permission est fixée à deux années, sauf le cas où une concession serait instituée avant l'expiration de ce délai.

Pour les terrains dont l'indemnité d'occupation est déjà déterminée par les conventions amiables, ce laps de temps sera compté à partir du jour de la notification de la présente ordonnance aux parties intéressées.

Pour ceux à l'égard desquels il n'a point été fait de semblables conventions, il ne courra que du jour du règlement des indemnités.

*Art. 5.* Les travaux devront être mis en activité dans un délai de trois mois, à partir de chacune des époques fixées par l'article précédent.

*Art. 6.* Si des recherches viennent à être entreprises dans les mêmes terrains par les propriétaires ou leurs ayants cause, le préfet, sur le rapport des ingénieurs des mines, déterminera les parties des pièces de terre dans lesquelles chaque explorateur devra circonscrire ses travaux.

*Art. 7.* La présente permission ne constitue en faveur du sieur de la Ribette aucun droit de préférence à la concession des mines que peuvent receler les terrains pour lesquels elle est accordée. Il lui est en outre interdit d'ouvrir sur ces mines des travaux d'exploitation.

*Art. 8.* Le sieur de la Ribette demeure tenu de se conformer aux lois et règlements sur la matière, ainsi qu'aux instructions qui lui seront données par l'ingénieur des mines du département pour tout ce qui concerne la sûreté du sol et celle des ouvriers.

*Art. 10.* L'inexécution des conditions ci-dessus prescrites entraînera la révocation de la permission.

*Art. 11.* Notre ministre secrétaire d'état au département des travaux publics est chargé de l'exécution de la présente ordonnance.

*Ordonnance du 23 avril 1840, portant que M. Boudard (Mamès), est autorisé à établir deux patouilletts à deux huches pour la préparation du minerai de fer dans sa propriété, située sur la Suize, au Val de Villiers, territoire de Chaumont (Haute-Marne.)* Patouillet, à Chaumont.

(Extrait.)

*Art. 6.* Si la réparation et l'entretien du pont de la route n° 65, sur la Suize, rendaient indispensable l'abaissement des eaux de cette rivière, le propriétaire de l'usine tiendrait levées les vannes du déchargeoir pendant tout le temps nécessaire à ces travaux, et n'aurait droit à aucune indemnité pour chômage.

Un arrêté du préfet du département constaterait préalablement cette nécessité et fixerait l'époque à partir de laquelle le bief devrait être mis à sec par les soins du propriétaire ou du fermier de l'usine.

*Art. 17.* . . . . . Dans le cas où, pour une cause quelconque, et nonobstant les précautions prescrites, l'eau qui aura servi au lavage ne rentrerait pas parfaitement limpide dans son cours naturel, ou ne se trouverait plus propre à l'emploi qu'en font les usagers, le lavage sera interdit momentanément ou définitivement par arrêté du préfet, exécutoire par provision, et nonobstant tout pourvoi.

*Ordonnance du 7 mai 1841, relative à l'exploitation des carrières d'ardoises dans le département d'Ille-et-Vilaine.* Carrières d'ardoises du département d'Ille-et-Vilaine.

Louis-Philippe, etc.,

Sur le rapport de notre ministre secrétaire d'état au département des travaux publics;

Vu le projet de règlement rédigé le 24 novembre 1836, par l'ingénieur des mines du département d'Ille-et-Vilaine, pour l'exploitation des carrières d'ardoises qui existent dans ce département ;

Le rapport de l'ingénieur en chef, du 19 janvier 1837 ;

Les avis du préfet, des 7 décembre 1838 et 14 janvier 1839 ;

L'avis du conseil général des mines, du 31 octobre ;

Notre conseil d'état entendu,

Nous avons ordonné et ordonnons ce qui suit :

*Art. 1<sup>er</sup>.* Les carrières d'ardoises exploitées soit à ciel ouvert, soit par des galeries souterraines, dans le département d'Ille-et-Vilaine, seront, à compter de la publication, dans ce département, de la présente ordonnance, soumises aux mesures d'ordre et de police qui sont prescrites ci-après.

#### TITRE I<sup>er</sup>.

##### EXERCICE DE LA SURVEILLANCE DE L'ADMINISTRATION SUR L'EXPLOITATION DES CARRIÈRES.

*Art. 2.* Tout propriétaire ou entrepreneur qui se proposera, soit de continuer l'exploitation d'une ardoisière en activité, soit de reprendre les travaux d'une ardoisière abandonnée, soit d'en ouvrir une nouvelle, sera tenu d'en faire la déclaration devant le préfet, par l'intermédiaire du sous-préfet de l'arrondissement et du maire de la commune où l'exploitation est située.

*Art. 3.* Cette déclaration énoncera les nom, prénoms et demeure du propriétaire ou de l'entrepreneur de l'exploitation, avec indication de ses droits de propriété ou de jouissance du sol. Elle énoncera aussi le nombre d'ouvriers que l'exploitant se propose d'employer avec désignation des différentes fonctions auxquelles ces ouvriers seront appliqués d'après les usages locaux. Enfin elle fera connaître d'une manière précise le lieu et l'emplacement de l'exploitation, la disposition générale des travaux faits ou à faire, soit à ciel ouvert, soit par voie souterraine, ainsi que les moyens qui seront employés ou projetés pour assurer la solidité de l'ouvrage, pour prévenir les accidents tant au dehors qu'à l'intérieur, pour épuiser les eaux et pour extraire les matières.

A cet effet, la déclaration sera accompagnée d'un plan

de la surface du terrain à exploiter, indiquant les édifices, habitations, clôtures murées, et chemins qui peuvent exister tant sur ce terrain qu'à la distance de 30 mètres au moins de ses limites, ainsi que l'emplacement des travaux d'exploitation existants ou projetés. Ce plan sera dressé sur une échelle d'un millimètre pour mètre. Il devra être visé par le maire de la commune et vérifié par l'ingénieur des mines.

*Art. 4.* Ladite déclaration sera faite par l'entrepreneur, qu'il soit ou non propriétaire du sol :

1<sup>o</sup> Pour toute ardoisière en activité, dans le délai de trois mois, à compter de la publication du présent règlement ;

2<sup>o</sup> Pour toute ardoisière, soit nouvelle, soit abandonnée, un mois avant la mise en activité des travaux projetés.

*Art. 5.* Faute par les propriétaires ou entrepreneurs d'avoir fait, dans les délais prescrits, la déclaration exigée par les articles 2, 3 et 4, le préfet, aussitôt qu'il sera informé de l'existence d'une exploitation non déclarée, en prescrira la visite, après quoi, sur le rapport du maire de la commune où sera située ladite exploitation, et sur l'avis de l'ingénieur des mines, le préfet pourra ordonner que provisoirement et par mesure de police, les travaux en soient suspendus jusqu'à ce que la déclaration prescrite ait été effectuée ; le tout sauf recours au ministre des travaux publics, et sans préjudice des poursuites qui seront dirigées contre les exploitants pour cause d'infraction audit règlement.

*Art. 6.* Toute société ayant pour objet l'exploitation d'une ardoisière, sera tenue de choisir et de désigner au préfet un de ses membres pour correspondre au nom de ladite société avec l'autorité administrative.

*Art. 7.* Chaque année, dans le courant de janvier, les exploitants adresseront au préfet le plan des travaux souterrains exécutés dans le cours de l'année précédente. Ce plan sera dressé sur l'échelle d'un millimètre pour mètre, afin de pouvoir être rattaché au plan général mentionné en l'art. 3. Il sera visé par le maire et vérifié, s'il y a lieu, par l'ingénieur des mines.

*Art. 8.* En cas de difficultés qui s'opposeraient à ce que les plans exigés par les articles 3 et 7 fussent produits dans les délais spécifiés, le préfet pourra, sur la demande des exploitants, et après avoir pris l'avis de l'ingénieur des mines, prolonger ces délais.

*Art. 9.* Dans toute ardoisière, la surveillance de police, à l'égard des travaux d'exploitation, sera exercée, sous l'autorité du préfet, par l'ingénieur des mines ou par l'agent secondaire placé sous ses ordres, et concurremment par le maire ou par tout autre officier de police de la commune, chacun dans l'ordre de ses attributions et conformément à ce qui est prescrit par la loi sur les mines, du 21 avril 1810, articles 47, 48, 50, 81 et 82, par le décret organique du 18 novembre 1810, art. 40, et par le décret sur la police souterraine du 3 janvier 1813, articles 3, 4, 5, 7, 11, 13 et 14.

*Art. 10.* Lorsque, par une cause quelconque, l'exploitation d'une ardoisière compromettra la sûreté publique ou celle des ouvriers, la solidité des travaux, la conservation du sol ou des habitations de la surface, les propriétaires ou exploitants seront tenus d'en donner immédiatement avis à l'ingénieur des mines, ainsi qu'au maire de la commune où l'exploitation sera située.

*Art. 11.* L'ingénieur des mines donnera aux exploitants des instructions sur la conduite de leurs travaux; il informera le préfet de tous désordres, abus, inconvénients ou dangers qu'il aurait observés en visitant les carrières, et proposera les moyens d'amélioration ou les mesures de sûreté, d'ordre public dont il aura reconnu l'utilité ou la nécessité.

*Art. 12.* Le maire informera aussi le préfet de tous les vices qu'il aurait remarqués dans les ardoisières de la commune et qui seraient de nature à occasionner des accidents.

*Art. 13.* En cas de péril imminent, il prendra par provision toutes les mesures qu'il jugera propres à en prévenir les effets.

*Art. 14.* Sur le rapport de l'ingénieur des mines, et sur l'avis du maire de la commune, le préfet, après avoir entendu l'exploitant de la carrière, prendra telles mesures qu'il jugera nécessaires, et pourra même prononcer l'interdiction des travaux reconnus dangereux, sauf recours au ministre des travaux publics.

En cas d'urgence, l'arrêté du préfet sera exécuté par provision.

Des ampliations de cet arrêté seront adressées au maire de la commune, au sous-préfet de l'arrondissement et à l'ingénieur des mines. Une expédition en sera aussi délivrée à

l'exploitant; et sera affichée en un lieu apparent de la carrière.

*Art. 15.* L'exploitant sera tenu de faciliter à l'ingénieur des mines, au maire, ainsi qu'à tout autre fonctionnaire public désigné par l'administration, les moyens de visiter et de reconnaître les travaux d'exploitation.

*Art. 16.* Il sera personnellement responsable du fait de ses employés et des ouvriers. Ces derniers devront toujours être porteurs de livrets conformément à l'art. 12 de la loi du 22 germinal an XI (12 avril 1803).

*Art. 17.* Nul exploitant ne pourra abandonner, combler ou faire écrouler une ardoisière, sans en avoir fait la déclaration au préfet un mois au moins à l'avance. Le préfet, après avoir fait reconnaître l'état des lieux, prescrira ce qu'il appartiendra dans l'intérêt de la sûreté publique, sauf tout recours au ministre des travaux publics.

*Art. 18.* En outre des prescriptions contenues dans les articles 2, 3 et 4, l'ouverture ou la reprise par un entrepreneur d'une ardoisière appartenant à une commune, sera soumise aux formalités que comporte l'administration des terrains communaux.

## TITRE II.

### RÈGLES SPÉCIALES SUR L'EXPLOITATION.

*Art. 19.* Les carrières d'ardoises pourront, à raison des circonstances de leur gisement, être exploitées soit à ciel ouvert, soit par galeries souterraines.

*Art. 20.* Dans toute ardoisière exploitée à ciel ouvert, le rocher sera coupé par banquettes, disposées en gradins parallèlement à la disposition des bancs d'ardoises et avec talus suffisants pour prévenir tout éboulement.

Cette disposition ne concerne pas les carrières en activité dans lesquelles la solidité du rocher aura été constatée, et dont les parois taillées à pic et sans gradins ne compromettront ni la conservation des hommes, ni la stabilité des constructions existantes à la surface du sol. Mais dans le cas où ce mode d'exploitation présenterait quelque danger, les propriétaires ou exploitants seront tenus d'enlever à leurs frais les parties supérieures des parois et de les disposer en banquettes ainsi qu'il est dit ci-dessus.

*Art. 21.* La faculté d'exploiter les ardoises, sans couper

le rocher par banquettes, pourra être accordée par le préfet, sur le rapport des ingénieurs des mines du département, à tout propriétaire de nouvelles carrières qui en fera la demande; mais cette autorisation cessera d'avoir son effet du moment où il sera reconnu que les parois de la carrière ne présentent pas une solidité suffisante. Dans ce cas, le propriétaire ou entrepreneur sera tenu, s'il n'aime mieux renoncer à l'exploitation, d'exécuter sur-le-champ, à ses frais, les travaux reconnus nécessaires pour faire disparaître les causes du danger. Ces travaux seront déterminés par le préfet, conformément à ce que prescrit l'art. 14.

*Art. 22.* L'entrepreneur sera tenu d'informer le préfet, lorsque l'exploitation aura lieu par puits et galeries souterraines, des changements que dans le cours de ses travaux il lui paraîtrait utile d'apporter au système d'exploitation jusqu'alors suivi.

*Art. 23.* De quelque manière que l'exploitation s'effectue, les échelles servant à la descente des ouvriers, les charpentes et machines de toute espèce seront établies de manière à ce que la sûreté des hommes et la solidité des travaux et des habitations de la surface ne puissent être compromises.

*Art. 24.* Toute carrière d'ardoises qui présentera des escarpements dangereux, devra être entourée d'un mur d'un mètre et demi de hauteur, ou d'un fossé ayant une ouverture égale à cette hauteur.

S'il existe des terres au-dessus de la masse en exploitation, elles seront coupées en retraite par banquettes, et la pente à donner au talus sera déterminée par le préfet, selon ce qui est spécifié en l'art. 14.

Les dispositions de ces deux paragraphes s'appliquent aux carrières qui ne sont plus en exploitation et dont les abords présentent des escarpements dangereux.

*Art. 25.* L'exploitation des ardoisières à ciel ouvert ne pourra être poursuivie que jusqu'à la distance de dix mètres des bords des chemins à voitures, des édifices et constructions quelconques.

Les exploitations par puits et galeries souterraines s'arrêteront à la distance du sous-sol des routes et chemins, qui sera déterminée par le préfet, sur le rapport de l'ingénieur des mines, d'après la profondeur des travaux et la nature du terrain.

Lorsque les travaux devront s'étendre des deux côtés

d'une route ou d'un chemin, il pourra être établi des galeries de communication dans le sous-sol, suivant une direction que le préfet déterminera, sur le rapport de l'ingénieur des mines.

Outre la distance de 10 mètres pour les exploitations à ciel ouvert, il sera laissé un mètre pour mètre de l'épaisseur des terres recouvrant la masse exploitée aux abords des chemins et habitations.

*Art. 26.* La distance à observer aux approches des sentiers et des terrains libres, sera déterminée par le préfet dans les formes prescrites par l'article 14, d'après la nature et l'épaisseur des terres de recouvrement.

### TITRE III.

#### DES CONTRAVENTIONS.

*Art. 27.* Les contraventions aux dispositions ci-dessus prescrites qui seraient commises par les exploitants d'ardoisières soit à ciel ouvert, soit par galeries souterraines, et d'où résulteraient des détériorations quelconques aux voies de communication, ainsi que toutes les contraventions commises par les exploitants d'ardoisières souterraines, qui auraient pour effet, soit de porter atteinte à la solidité desdites carrières, soit de compromettre la sûreté publique, la sûreté des ouvriers et celle des habitations de la surface, seront constatées et poursuivies conformément à ce qui est prescrit par les articles 50 et 82 de la loi sur les mines, minières et carrières du 21 avril 1810, par les articles 30 et 31 du règlement général sur les carrières du 22 mars 1813, ainsi que par la loi du 29 floréal an X, et par le décret du 16 décembre 1811 sur la grande voirie.

Les procès-verbaux constatant lesdites contraventions seront rédigés par l'ingénieur des mines ou par le voyer souterrain qui sera assermenté à cet effet, et concurremment par les autres fonctionnaires publics désignés en l'art. 2 de la loi précitée du 29 floréal an X.

Ces procès-verbaux seront affirmés devant le maire ou l'adjoint du maire du lieu de la carrière, et transmis au sous-préfet de l'arrondissement, lequel ordonnera par provision ce que de droit.

Il sera statué par le conseil de préfecture, tant sur les

oppositions qui auraient été formées par les délinquants que sur les amendes encourues par eux.

*Art. 28.* Toutes les autres contraventions au présent règlement seront dénoncées et constatées comme en matière de voirie et de police.

Les procès-verbaux contre les contrevenants seront dressés par l'ingénieur des mines ou par le voyer souterrain et concurremment par le maire ou par tout autre officier de police judiciaire, selon ce qui est prescrit par l'art. 93 de la loi du 21 avril 1810, ainsi que par les articles 11 à 21 du code d'instruction criminelle.

*Art. 29.* Seront, lesdits procès-verbaux, dressés sur papier libre, visés pour timbre, enregistrés en débet et affirmés dans le délai de 24 heures.

L'affirmation sera reçue soit par le juge-de-peace du canton, soit par un de ses suppléants, soit enfin par le maire ou par l'adjoint du maire de la commune où la contravention aura été commise; le tout conformément à ce qui est prescrit par l'article 11 de la loi du 28 floréal an X, sur les justices de paix.

Les procès-verbaux seront transmis en originaux au procureur du roi près le tribunal de police correctionnelle de l'arrondissement, lequel poursuivra d'office les contrevenants, conformément à l'article 95 de la loi du 21 avril 1810, et requerra contre eux l'application des peines encourues, sans préjudices des dommages-intérêts qui pourront être réclamés par les parties lésées.

Copies de ces procès-verbaux seront transmises au préfet.

*Art. 30.* La présente ordonnance sera insérée au bulletin des lois et au recueil des actes administratifs du département.

Elle sera publiée à la diligence du préfet et par les soins des maires, dans les communes où il existe des exploitations d'ardoises.

Il en sera en outre donné, par les maires, une connaissance spéciale aux entrepreneurs de ces exploitations.

Des expéditions en seront adressées aux sous-préfets et aux ingénieurs des mines, pour qu'ils en assurent l'exécution, chacun en ce qui le concerne.

*Art. 31.* Notre ministre secrétaire d'état au département des travaux publics est chargé de l'exécution de la présente ordonnance.

*Ordonnance du 7 mai 1840, relative à l'exploitation des carrières de gypse, du département de la Nièvre.* Carrières de gypse du département de la Nièvre.

Louis-Philippe, etc.

Sur le rapport de notre ministre secrétaire d'état au département des travaux publics,

Vu le projet de règlement rédigé, le 28 février 1839, par l'ingénieur des mines du département de la Nièvre, pour l'exploitation des carrières de gypse qui existent dans ce département, et adopté par l'ingénieur en chef et le préfet;

L'avis du conseil général des mines, du 31 octobre;

Notre conseil d'état entendu,

Nous avons ordonné et ordonnons ce qui suit :

*Art. 1<sup>er</sup>.* Les carrières de gypse ouvertes ou à ouvrir dans le département de la Nièvre, seront, à compter de la publication de la présente ordonnance, dans ce département, soumises aux mesures d'ordre et de police qui sont prescrites ci-après.

## TITRE PREMIER.

### EXERCICE DE LA SURVEILLANCE DE L'ADMINISTRATION SUR L'EXPLOITATION DES CARRIÈRES.

*Art. 2.* Tout propriétaire ou entrepreneur qui se proposera soit de continuer l'exploitation d'une carrière en activité, soit d'en ouvrir une nouvelle, sera tenu d'en faire sa déclaration devant le préfet du département, par l'intermédiaire du sous-préfet de l'arrondissement et du maire de la commune dans laquelle sera située la carrière.

*Art. 3.* Cette déclaration énoncera le nom, prénoms et demeure du propriétaire ou entrepreneur de l'exploitation, avec indication de ses droits de propriété et de jouissance du sol. Elle fera connaître aussi le lieu et l'emplacement de l'exploitation, la forme générale des travaux faits ou à faire, soit à ciel ouvert, soit par puits, soit par ouvrage à bouche, ainsi que la disposition des moyens employés ou projetés pour assurer la solidité de l'ouvrage, prévenir les accidents, épuiser les eaux et extraire les matières.



*Art. 4.* Ladite déclaration sera accompagnée d'un plan de la surface du terrain à exploiter, indiquant les édifices, habitations, clôtures murées et chemins qui peuvent exister, tant sur ce terrain qu'à la distance de 30 mètres au moins de ses limites, et représentant les travaux d'exploitation déjà exécutés.

Ce plan sera dressé sur une échelle de 2 millimètres pour mètre; il devra être visé par le maire de la commune et vérifié par l'ingénieur des mines.

Un même plan pourra être commun à plusieurs exploitations, quand elles seront très-rapprochées les unes des autres.

*Art. 5.* La déclaration exigée par l'article deuxième ci-dessus, sera faite : 1<sup>o</sup> par tout entrepreneur de carrières actuellement en activité, dans les quatre mois à compter de la publication du présent règlement.

2<sup>o</sup> Par tout entrepreneur de nouvelle carrière, un mois avant la mise en activité des travaux d'exploitation projetés.

*Art. 6.* Faite par lesdits propriétaires ou entrepreneurs d'avoir fait la déclaration sus-énoncée dans les délais prescrits, le préfet, sur le rapport de l'ingénieur des mines et après avoir entendu les exploitants, pourra ordonner, s'il y a lieu, que provisoirement et par mesure de police, les travaux en soient suspendus jusqu'à ce que la déclaration ait été effectuée, sauf le recours devant le ministre des travaux publics.

*Art. 7.* Dans toute carrière de gypse, la surveillance de police à l'égard des travaux d'exploitation sera exercée sous l'autorité du préfet par l'ingénieur des mines, ou par un conducteur surveillant des carrières, et concurremment par le maire ou par tout autre officier de police municipale, chacun dans l'ordre de ses attributions et conformément à ce qui est prescrit par les articles 47, 48, 50, 81 et 82 de la loi sur les mines, du 21 avril 1810, par l'article 40 du décret organique du 18 novembre 1810, et par les articles 3, 4, 5, 7, 11, 13 et 14 du décret sur la police souterraine du 3 janvier 1813.

*Art. 8. Ut supra (art. 10).*

*Art. 9.* L'ingénieur des mines donnera aux exploitants des instructions sur la conduite de leurs travaux, sous le rapport de la sûreté et de la solidité. Il informera le préfet de tous désordres, abus ou inconvénients qu'il aurait obser-

vés en visitant les carrières, et proposera les moyens d'amélioration ou les mesures d'ordre public dont il aura reconnu l'utilité et la nécessité.

*Art. 10.* Le maire informera aussi le préfet de tous les vices qu'il aurait remarqués dans les carrières de la commune et qui seraient de nature à en compromettre la sûreté.

En cas de péril imminent, il prendra, par provision, toutes les mesures qu'il jugera propres à prévenir les accidents.

*Art. 11.* Sur le rapport de l'ingénieur des mines, et sur l'avis du maire de la commune, le préfet, après avoir entendu l'exploitant de la carrière dont il s'agira, prendra telles mesures qu'il jugera nécessaires, et pourra même prononcer l'interdiction des travaux reconnus dangereux, sauf recours au ministre des travaux publics.

En cas d'urgence, l'arrêté du préfet sera exécuté par provision.

Des ampliations de cet arrêté seront adressées au maire de la commune, au sous-préfet de l'arrondissement et à l'ingénieur des mines.

*Art. 12. Ut supra (art. 15).*

*Art. 13.* Chaque année au mois de mars, les exploitants adresseront au préfet, par l'intermédiaire du maire de la commune, le plan d'avancement de leurs travaux, pendant l'année précédente, ainsi que l'indication de ceux qu'ils se proposeront d'exécuter pendant l'année suivante. Les plans seront dressés sur l'échelle de 0<sup>m</sup>, 002 pour mètre.

*Art. 14.* Si des circonstances particulières rendaient nécessaire la production d'un plan représentant la coupe verticale des travaux, le préfet, sur l'avis de l'ingénieur des mines, pourra ordonner que cette coupe soit jointe au plan annuel prescrit par l'article précédent.

*Art. 15. Ut supra (art. 16).*

*Art. 16.* Nul exploitant ne pourra abandonner, combler ou faire écrouler une carrière de gypse sans en avoir fait la déclaration au préfet, un mois au moins à l'avance. Le préfet, après avoir fait reconnaître l'état des lieux, prescrira ce qu'il appartiendra dans l'intérêt de la sûreté des hommes et des choses, sauf tout recours au ministre des travaux publics.

## TITRE II.

## RÈGLES SPÉCIALES SUR L'EXPLOITATION.

SECTION 1<sup>re</sup>. — *Classement des carrières.*

*Art. 17.* Les masses de gypse peuvent, en raison de leurs divers degrés de dureté, ainsi que des circonstances de leur gisement, devenir l'objet de trois modes de travaux, savoir :

1<sup>o</sup> À ciel ouvert, en enlevant par un terrassement préalable les terres qui recouvrent la masse ;

2<sup>o</sup> Par cavage à bouche, en pratiquant dans une masse dont le front est mis à découvert, des ouvertures et galeries à l'aide desquelles on pénètre dans l'intérieur ;

3<sup>o</sup> Par puits descendant perpendiculairement sur la masse à exploiter, et par galeries ou autres excavations pratiquées dans cette masse à partir du puits.

SECTION 2. — *De l'exploitation à ciel ouvert.*

*Art. 18.* Dans le mode d'exploitation à découvert, les terres seront coupées en retraite, par banquettes et avec talus suffisant pour prévenir l'éboulement des masses supérieures.

La pente à donner au talus sera déterminée en raison de la nature, de l'épaisseur et de la consistance du banc de recouvrement.

*Art. 19.* Il sera ouvert un fossé d'un à deux mètres de profondeur et autant de largeur au-dessus de l'exploitation. On rejettera le déblai du fossé sur le bord du terrain, du côté des travaux, pour y former une berge ou rempart destiné à prévenir les accidents et à détourner les eaux.

SECTION 3. — *De l'exploitation par cavage à bouche.*

*Art. 20.* Les règles prescrites ci-dessus sont applicables aux terrassements qui devront être exécutés, soit en avant, soit au-dessus du front de toute masse à exploiter par cavage à bouche.

Les travaux souterrains des carrières soumises à ce mode d'exploitation, seront assujetties aux règles qui vont être indiquées dans la section suivante.

SECTION 4. — *De l'exploitation par puits.*

*Art. 21.* Les puits seront murillés ou boisés avec soin dans toutes les parties de leur hauteur qui ne traverseront pas un terrain suffisamment solide.

Ils seront garnis d'échelles solidement attachées à leurs parois.

*Art. 22.* L'exploitation proprement dite ne pourra commencer qu'à une distance de huit mètres au moins du fond des puits, à partir de galeries qui ne devront pas avoir plus d'un mètre de largeur et deux mètres de hauteur.

Elle sera divisée en deux parties, savoir :

A. *L'exploitation préparatoire.*

B. *L'exploitation en retraite.*

A. *Exploitation préparatoire.*

*Art. 23.* L'exploitation préparatoire sera faite à l'aide de tailles prises à partir de l'extrémité des galeries mentionnées en l'article précédent, et continuées jusqu'aux limites qui auront été assignées aux travaux de la carrière.

Ces tailles seront pratiquées dans le banc supérieur, en laissant au plafond un massif de cinquante centimètres d'épaisseur au moins pour soutenir les argiles du toit; à moins d'une autorisation spéciale du préfet, la largeur des tailles n'excédera pas cinq mètres.

*Art. 24.* La distance des tailles menées parallèlement les unes aux autres dans un même champ d'exploitation, sera de cinq mètres au moins. Ces tailles pourront être recoupées perpendiculairement par d'autres tailles également espacées entre elles, de manière à ce que, l'exploitation préparatoire étant terminée, il reste entre les diverses tailles qui auront été pratiquées, ou des massifs rectangulaires de cinq mètres de largeur, ou des piliers carrés de cinq mètres de côté.

L'exploitation préparatoire pourra être faite en même temps dans le banc inférieur, en y disposant les tailles et les massifs ou piliers, de telle sorte qu'ils correspondent exactement à ceux du banc supérieur et qu'il y ait toujours plein sur plein et vide sur vide.

L'épaisseur du massif à laisser au plafond sera réglée en raison de l'épaisseur et de la consistance de l'assise d'argile ou de grès qui sépare les deux bancs de gypse.

B. *Exploitation en retraite.*

*Art. 25.* L'exploitation en retraite consiste dans l'abatage du plafond des tailles et des massifs ou piliers réservés entre elles. On ne pourra l'entreprendre que lorsque les tailles du banc supérieur auront atteint les limites du champ d'exploitation, et ce sera toujours en revenant desdites limites vers le puits qu'on y procédera.

Les terres et autres débris seront disposés dans les tailles de manière à les remblayer le mieux possible.

*Art. 26.* L'exploitant pourra en même temps attaquer les piliers de l'étage inférieur, mais seulement lorsque ceux qui leur sont superposés auront été exploités, afin que les éboulements qui pourront avoir lieu dans ledit étage ne compromettent point les travaux de l'étage supérieur.

*Art. 27.* Les piliers de soutènement des puits ne pourront être attaqués qu'en vertu d'une autorisation du préfet.

SECTION 5. — *Dispositions communes à toutes les exploitations.*

*Art. 28.* L'exploitation, par quelque mode qu'elle soit opérée, ne pourra être poursuivie qu'à la distance de dix mètres des chemins à voitures, des édifices ou constructions quelconques et des murs de clôture.

A moins d'une dispense accordée par le préfet sur le rapport de l'ingénieur des mines, cette distance devra toujours être augmentée d'un mètre pour mètre de la hauteur du terrain au-dessus de la masse à exploiter.

*Art. 29.* Sauf le cas de conventions amiables entre l'exploitant et les propriétaires des terrains libres ou non entourés de murs, l'exploitation devra être tenue à cinq mètres au moins de distance desdits terrains. Cette distance pourra être augmentée par le préfet sur le rapport de l'ingénieur des mines.

*Art. 30.* Dans toute carrière qui ne présenterait pas d'issue pour l'expulsion continue des eaux affluentes, il sera percé un puisard communiquant du point le plus bas de ladite carrière à la couche de sable perméable qui règne au-dessous des bancs de gypse.

L'orifice de ce puisard sera entourée par une margelle recouverte d'une voûte, et percée dans son pourtour de

plusieurs ouvertures pour donner écoulement aux eaux. A l'époque de l'abandon des travaux, toutes les précautions nécessaires seront prises pour que le puisard et sa margelle soient garantis autant que cela sera possible des effets de l'éboulement du terrain supérieur.

## TITRE III.

## RÉPRESSION DES CONTRAVENTIONS.

*Art. 31.* Les contraventions au présent règlement, qui seraient commises par les propriétaires, par les exploitants ou par toute autre personne, et d'où résulteraient des détériorations quelconques aux routes royales et départementales, ainsi que toutes les contraventions qui auraient pour effet, soit de porter atteinte à la solidité des travaux des carrières, soit de compromettre la sûreté publique, la sûreté des ouvriers et celle des habitations de la surface, seront constatées, réprimées et poursuivies par voie administrative, conformément à ce qui est prescrit par les articles 60 et 82, de la loi sur les mines et carrières du 21 avril 1810, par les articles 30 et 31 du règlement général sur les carrières du 22 mars 1813, ainsi que par la loi du 29 floréal an X, et par les décrets des 18 août 1810 et 16 décembre 1811 sur la grande voirie.

Les procès-verbaux constatant lesdites contraventions seront rédigés par l'ingénieur des mines ou par le conducteur surveillant des carrières, et concurremment par les autres fonctionnaires publics désignés en l'article 2 de la loi précitée du 29 floréal an X.

Ces procès-verbaux seront affirmés devant le maire ou l'adjoint du maire et transmis au sous-préfet, lequel ordonnera par provision ce que de droit.

Il sera statué définitivement en conseil de préfecture.

*Art. 32.* Toutes les autres contraventions au présent règlement seront dénoncées et constatées comme en matière de voirie et de police.

Les procès-verbaux contre les contrevenants seront dressés par l'ingénieur des mines ou par le conducteur surveillant, et concurremment par le maire ou par tout autre officier de police judiciaire, selon ce qui est prescrit tant par l'art. 93 de la loi du 21 avril 1810, que par les articles 11 à 21 du code d'instruction criminelle.

*Art. 33.* Lesdits procès-verbaux seront dressés sur papier libre, visés pour timbre et enregistrés en débet et affirmés dans le délai de 24 heures.

L'affirmation sera reçue, soit par le juge de paix du canton, soit par l'un de ses suppléants, soit enfin par le maire ou par son adjoint, le tout conformément à ce qui est prescrit par l'art. 11 de la loi du 28 floréal an X, sur les justices de paix.

Les procès-verbaux, etc., *ut supra* (les deux derniers paragraphes de l'art. 29).

*Art. 34.* La présente ordonnance sera insérée au Bulletin des lois et au Recueil des actes administratifs du département. Elle sera publiée à la diligence du préfet et par les soins des maires, dans toutes les communes du département de la Nièvre où il existe des exploitations de carrières. Il en sera en outre donné, par les maires, une connaissance spéciale aux exploitants.

Il en sera adressé des expéditions aux sous-préfets et aux ingénieurs des mines, pour qu'ils en assurent l'exécution, chacun en ce qui le concerne.

*Art. 35.* Notre ministre secrétaire d'état au département des travaux publics est chargé de l'exécution de la présente ordonnance.

Mines de lignite  
de la Cadière.

*Ordonnance du 7 mai 1840, portant qu'il est fait concession au sieur Louis-Alphonse, comte de CASTELLANE, du terrain de 50 hectares de superficie désigné dans sa demande du 28 février 1837; que ce terrain, ainsi que les deux concessions instituées sous le nom de LA CADIÈRE et de LA CADIÈRE (bis), par les ordonnances royales des 24 mars 1824 et 8 janvier 1834, seront réunies et formeront une seule concession, sous le nom de concession de LA CADIÈRE, et limitée ainsi qu'il suit :*

*Au nord, par une ligne brisée partant de l'angle nord-est de la bastide Jean Ventre, passant par la bastide Antoine Demgis, puis par l'angle sud-ouest de la fabrique de tuiles, dite le Motain, et se terminant à l'angle sud-est de la bastide de Brémort;*

*Au nord-est, par une ligne droite partant de l'angle sud-ouest de la bastide de Brémort, et aboutissant à l'intersection du chemin de la Cadière à Bandol avec celui qui conduit de Bandol à Beausset; puis, à partir de ce point d'intersection, par le prolongement du chemin de la Cadière à Bandol, dont une partie circonscrit, vers le nord, ladite concession, jusqu'à l'angle nord du Petit-Moulin;*

*Au sud et au sud-est, par l'angle nord du Petit-Moulin à l'angle est de la bastide de Darraneau;*

*Au sud-ouest et à l'ouest, par une suite de lignes droites partant de l'angle est de la bastide de Darraneau et passant par la Pagnette, l'angle ouest de la bastide de Rivin, l'angle sud-ouest de la bastide Norêt-de-Presbois, et aboutissant à l'angle nord-est de la bastide Jean Ventre, point de départ;*

Les dites limites renfermant une étendue superficielle de trois kilomètres carrés, 59 hectares.

*Ordonnance du 7 mai 1840, portant que M. RO-* Lavoirs à bras,  
BOUAM-DUPLESSIS, maître de forges, *est autorisé à* à Seveux.  
*tenir en activité trois lavoirs à bras pour le lavage*  
*du minerai de fer, qu'il a établis au bas de la*  
*chaussée de l'étang de SEVEUX, appartenant à*  
*M. DE MARMIER, et sur un terrain dont ce dernier*  
*est également propriétaire dans la commune de*  
*SEVEUX, arrondissement de GRAY (Haute-Saône).*

(Extrait.)

*Art. 21.* La présente permission n'est valable que pour la durée des conventions existantes entre le permissionnaire et le propriétaire du sol. Il n'est rien préjugé sur la manière dont, à l'expiration desdites conventions, cette permission pourra, s'il y a lieu, être renouvelée ou être accordée à d'autres personnes.

Mines de man-  
ganèse de la  
Mothe.

*Ordonnance du 26 mai 1840, relative à la concession des mines de manganèse de LA MOTHE (Dordogne).*

( Extrait. )

*Art. 1<sup>er</sup>.* L'étendue et les limites de la concession des mines de manganèse de la Mothe (Dordogne), instituée par l'ordonnance royale du 1<sup>er</sup> février 1831, sont et demeurent modifiées ainsi qu'il suit, conformément au plan annexé à la présente :

*Au nord-ouest*, par une ligne droite menée de l'angle sud-ouest de la métairie du sieur Grolhier, à Talivaud, à l'angle nord du bâtiment de la Combe-au-Cros; et par une ligne droite menée de ce dernier point à l'angle sud-ouest de la métairie du sieur Grolhier, à Pabrouillé;

*Au nord-est*, par deux lignes droites menées du point précédent à l'angle sud-ouest de la maison Est de la Tuillère, et de ce point à l'angle nord de la grange du sieur Hilaire Martin, à Barouffière;

*Au sud-est*, par plusieurs lignes menées du point précédent à l'angle nord de la maison Martial Gros, à Nontron; du point précédent à l'angle nord de la maison du sieur Pastoureau aîné; du point précédent à l'angle nord de la caserne de la gendarmerie, à Nontron; du point précédent à l'angle nord du bâtiment des Clauds;

*Au sud-ouest*, par une ligne droite menée du point précédent à l'angle sud-ouest de la métairie du sieur Grolhier, à Talivaud, point de départ;

Lesdites limites comprises dans les communes de Nontron, Saint-Martial-Valette et Saint-Martin-le-Pin, et renfermant une étendue superficielle de six kilomètres carrés, trente-sept hectares.

*Cahier des charges relatif à la concession des mines de manganèse de LA MOTHE.*

( Extrait. )

*Art. 8.* Les concessionnaires ne pourront étendre leurs travaux souterrains au-dessous de la route de Nontron à Angoulême. Dans le cas où ils pratiqueraient, à moins de

dix mètres des bords de la route, des puits ou d'autres excavations, ils seront tenus, pour prévenir tout accident, d'entourer d'un mur de deux mètres de hauteur l'espace occupé par les travaux d'exploitation.

*Art. 27.* Les concessionnaires ne pourront établir des usines pour la préparation du minerai, qu'après avoir obtenu une permission à cet effet, dans les formes déterminées par les articles 73 et suivants de la loi du 21 avril 1810.

*Ordonnance du 26 mai 1840, portant concession* Mines de mangane-  
*au sieur Pierre BEDOUT-LABORDE aîné, de mines de* nèse de Saint  
*manganèse situées dans la commune de Saint-* Martin-le-Pin.  
*Martin-le-Pin, arrondissement de NONTRON (Dor-*  
*dogne).*

( Extrait. )

*Art. 2.* Cette concession, qui prendra le nom de concession de Saint-Martin-le-Pin, est limitée, conformément au plan annexé à la présente ordonnance, ainsi qu'il suit, savoir :

*A l'ouest*, par une ligne droite menée de l'angle est de la métairie de l'Oradour à l'angle sud-ouest du moulin de chez Jouanan;

*Au nord-est*, par une ligne droite menée du point précédent à l'angle sud-ouest de la métairie du sieur Grolhier, à Pabrouillé;

*Au sud-est*, par deux lignes droites menées du point précédent à l'angle nord des bâtiments de la Combe au Cros, et du point précédent à l'angle sud-ouest de la métairie du sieur Grolhier, à Talivaud;

*Au sud-ouest*, par une ligne droite menée du point précédent à l'angle est de la métairie de l'Oradour, point de départ;

Lesdites limites renfermant une étendue superficielle de 4 kilomètres carrés, 82 hectares.

*Cahier des charges relatif à la concession des mines de manganèse de St-MARTIN-LE-PIN.*

(Extrait.)

*Art. 8.* Le concessionnaire ne pourra étendre ses travaux souterrains au-dessous de la route de Nontron à Angoulême. Dans le cas où il pratiquerait, à moins de dix mètres des bords de la route, des puits ou autres excavations, il sera tenu, pour prévenir tout accident, d'entourer d'un mur de deux mètres de hauteur, l'espace occupé par les travaux d'exploitation.

*Art. 27.* Le concessionnaire ne pourra établir des usines pour la préparation du minerai, qu'après avoir obtenu une permission à cet effet dans les formes déterminées par les articles 73 et suivants de la loi du 21 avril 1810.

Usine à fer  
de Chalaimont.

*Ordonnance du 26 mai 1840, portant que le sieur BERTRAND-RAUNET, est autorisé à maintenir en activité l'usine à fer de CHALAIMONT, située sur le ruisseau de la GIVONNE, commune d'ILLY (Ardennes), et composée de deux feux d'affinerie au charbon de bois, d'un feu d'affinerie à la houille, d'un gros marteau, de quatre martinets à platiner, et des autres artifices nécessaires au roulement de cette usine.*

Haut-fourneau  
et patouillet, à  
Auvet.

*Ordonnance du 26 mai 1840, portant que M. PETIT-GUYOT est autorisé à établir, 1<sup>o</sup> un haut-fourneau pour la fusion du minerai de fer, près de celui qu'il possède au bas de la chaussée de l'étang de BLEY, dans la commune d'AUVET, arrondissement de GRAY (Haute-Saône); 2<sup>o</sup> un patouillet pour le lavage du minerai de fer, qui sera placé vers l'emplacement du moulin de BLEY et alimenté par les eaux du ruisseau qui sort dudit étang.*

*Ordonnance du 31 mai 1840, qui accorde à la Mines de houille compagnie des mines de houille et du chemin de fer d'EPINAC (Saône-et-Loire), la remise de la redevance proportionnelle pour les années 1839 et 1840.* d'Epinaç.

*Ordonnance du 10 juin 1840, portant que MM. LABBÉ frères et LEGENDRE, propriétaires du haut-fourneau de GORCY, sont autorisés à mettre en activité deux lavoirs à bras pour la préparation du minerai de fer, établis avec le consentement de la commune de CRUSNES, arrondissement de BRIEY (Moselle), sur un terrain appartenant à ladite commune, immédiatement au-dessous des sources de la CRUSNES et du lavoir communal.* Lavoirs à bras, à Crusnes.

(Extrait.)

*Art. 19.* La permission présentement accordée n'est valable que pour la durée des conventions existantes entre les permissionnaires et la commune de Crusnes, propriétaire du terrain où les lavoirs sont situés.

Il n'est rien préjugé sur la manière dont, à l'expiration desdites conventions, cette permission pourra, s'il y a lieu, être renouvelée ou être accordée à d'autres personnes.

*Ordonnance du 14 juin 1840, portant que la société des minières et fonderies de WIMILLE et de MARQUISE est autorisée à établir une usine à fer composée de deux hauts-fourneaux et de trois cubilots, dans la commune de MARQUISE, arrondissement de BOULOGNE-SUR-MER (Pas-de-Calais).* Usine à fer, à Marquise.

*Ordonnance du 14 juin 1840, portant rectification d'une erreur commise, en ce qui concerne le ré-* Forge d'Abreschwiller.

*gime des eaux, dans l'ordonnance du 30 janvier 1839, qui a autorisé M<sup>me</sup> V<sup>e</sup> BATELOT à reconqu'elle procédait, struire la forge d'ABRESCHWILLER (Meurthe).*

Usine à fer,  
commune de  
Bort.

*Ordonnance du 28 juin 1840, portant que les héritiers du sieur Pierre MIGNOT sont autorisés à établir près de SAINT-THOMAS, commune de BORT (Corrèze), sur le canal de la scierie, dérivé de la rivière de LA RUE, et qui sera à cet effet prolongé de 310 mètres, une usine à fer comprenant un haut-fourneau alimenté au charbon de bois, un lavoir à bras pour le minerai, un bocard pour les laitons, un four à pudler, deux foyers de chaufferie à la houille et les machines de compression nécessaires au roulement de l'usine.*

## PERSONNEL.

*Par ordonnance du roi, du 24 avril 1840, — M. Garnier, ingénieur en chef de 1<sup>re</sup> classe au corps royal des mines, est élevé au grade d'inspecteur général adjoint.*

*Par ordonnance du 7 mai 1840, — MM. Blavier, Fénelon et de Billy, ingénieurs ordinaires de 1<sup>re</sup> classe au corps royal des mines, sont promus au grade d'ingénieurs en chef de 2<sup>e</sup> classe.*

*Par ordonnance du 7 mai 1840, — MM. Daubrée, Bertrand de Bouchepon et Pigeon, aspirants au corps royal des mines, sont nommés ingénieurs ordinaires de 2<sup>e</sup> classe.*

*Par ordonnance du 20 mai 1840, — M. Migneron, inspecteur général des mines de 2<sup>e</sup> classe, est élevé à la 1<sup>re</sup> classe de son grade.*

*Par ordonnance du 20 mai 1840, — M. Lefroy, inspecteur général adjoint au corps royal des mines, est nommé inspecteur général de 2<sup>e</sup> classe.*

*Par ordonnance du 20 mai 1840, — M. Guenyveau, ingénieur en chef des mines de 1<sup>re</sup> classe, est élevé au grade d'inspecteur général adjoint.*

*Par arrêté du ministre des travaux publics, du 10 janvier 1840, — M. Baudin, ingénieur ordinaire des mines de 2<sup>e</sup> classe, est élevé à la 1<sup>re</sup> classe de son grade.*

*Par arrêté du ministre, du 18 janvier 1840, — M. de Lamotte, ingénieur ordinaire des mines actuellement en réserve, est chargé du service du sous-arrondissement de Dijon, en remplacement de M. Payen, qui passe lui-même dans la réserve.*

*Par arrêté du ministre, du 18 février 1840, — la décision du 18 janvier précédent, qui appelait M. de Lamotte, ingénieur ordinaire des mines, à remplacer M. Payen dans le service du sous-arrondissement de Dijon, est rapportée; — M. Payen conserve ce service jusqu'à nouvelle décision; — M. de Lamotte est de nouveau placé dans la réserve.*

*Par arrêté du ministre, du 29 février 1840, — M. Couché, élève-ingénieur des mines, est chargé du service du sous-arrondissement du Mans, en remplacement de M. Blavier, qui va remplir les fonctions d'ingénieur en chef des mines à la résidence de Bordeaux.*

*Par arrêté du ministre, du 30 mars 1840.*— M. Bineau, ingénieur ordinaire des mines, qui avait été appelé par décision de M. le sous-secrétaire d'état des travaux publics, du 16 novembre 1839, à reprendre le service du sous-arrondissement de Beauvais, est chargé d'un service spécial relatif à l'étude de la voie de fer et du matériel mécanique des chemins de fer.

*Par arrêté du ministre, du 5 mai 1840.*— M. Levallois, ingénieur en chef des mines de 2<sup>e</sup> classe, est élevé à la 1<sup>re</sup> classe de son grade.

*Par arrêté du ministre, du 13 mai 1840.*— M. Garnier, inspecteur général adjoint au corps royal des mines, est chargé de l'inspection minéralogique du nord-est, en remplacement de M. Voltz, décédé.

*Par arrêté du ministre, du 13 mai 1840.*— M. Thirria, ingénieur en chef des mines, est nommé secrétaire du conseil général des mines.

*Par arrêté du ministre, du 4 juin 1840.*— M. Guényveau, inspecteur général adjoint au corps royal des mines, est chargé de l'inspection minéralogique de l'est, en remplacement de M. Brochant de Villiers, décédé.

*Par décision du sous-secrétaire d'état des travaux publics, du 16 mai 1840.*— M. de Billy, ingénieur en chef des mines, est chargé de remplir les fonctions de son grade dans l'arrondissement de Strasbourg.

*Arrêté du ministre des travaux publics, du 18 février 1840, relatif à l'institution des gardes-mines.*

Nous, ministre secrétaire d'état des travaux publics,  
Vu la loi des finances, du 10 août 1839, portant allocation au chapitre VII du budget du ministère des travaux publics (matériel des mines; services divers), d'un crédit destiné à la création d'un certain nombre d'agents secondaires pour aider les ingénieurs dans la surveillance des mines, minières, carrières, etc;

Vu les lois, règlements et instructions relatifs à cette surveillance;

Vu l'avis du conseil général des mines, en date du 9 janvier 1840;

Sur le rapport du sous-secrétaire d'état des travaux publics :

Avons arrêté ce qui suit :

*Art. 1<sup>er</sup>.* Des agents spéciaux désignés sous le titre de

gardes-mines, sont institués pour seconder MM. les ingénieurs des mines dans les divers détails de leur service.

Quand leur surveillance s'étendra aux carrières, tourbières, usines, etc., ils seront désignés sous le titre de gardes-mines surveillants des carrières, des tourbières, des usines, etc.

*Art. 2.* Les traitements de ces agents seront divisés en cinq classes, ainsi qu'il suit :

1 <sup>re</sup> classe. . . . .	1,800f.
2 <sup>e</sup> ——— . . . . .	1,500
3 <sup>d</sup> ——— . . . . .	1,200
4 <sup>e</sup> ——— . . . . .	900
5 <sup>e</sup> ——— . . . . .	600

Ces allocations comprennent les frais de tournées, de déplacement, et tous autres frais auxquels les gardes-mines sont assujettis pour leur service.

Les gardes-mines actuellement en exercice, dont le traitement serait supérieur aux allocations ci-dessus fixées, le conserveront.

*Art. 3.* Les gardes-mines sont chargés de concourir, sous les ordres des ingénieurs, à l'exécution des lois et règlements ainsi qu'aux diverses opérations ayant pour objet :

1<sup>o</sup> *A l'égard des mines :*

De reconnaître comment chaque partie de l'exploitation est conduite ;

De signaler sur-le-champ toutes les causes de danger qu'ils y découvrent ;

De constater par des procès-verbaux les infractions aux cahiers de charges et aux règlements de police souterraine ;

De prendre, en cas de péril imminent, toutes les mesures provisoires que comporte l'état des choses ;

De vérifier les plans produits par les exploitants, de lever ceux dont l'exécution est ordonnée d'office, d'assembler ceux de ces plans qui sont relatifs à un même groupe de mines ;

D'exécuter les opérations trigonométriques et les travaux de recherches qui sont entrepris pour définir les gîtes de minéraux utiles.

2<sup>o</sup> *A l'égard des carrières :*

De veiller selon les règles tracées par les lois et par les règlements, à la sûreté des personnes et à celle des choses.



3° *A l'égard des minières et des tourbières :*

D'en régulariser les travaux par l'application du régime des permissions.

4° *A l'égard des usines et particulièrement des ateliers de lavage :*

De veiller à la stricte exécution des clauses des permissions en vertu desquelles ces établissements ont été créés.

5° *A l'égard des appareils à vapeur :*

D'éprouver les chaudières et de veiller à ce que ces appareils ne fonctionnent jamais avec des pressions supérieures à celles qui sont indiquées dans les arrêtés d'autorisation.

Chacun de ces agents recevra d'ailleurs, des instructions spéciales au service dont il sera chargé. Ces instructions seront rédigées par les ingénieurs des mines et soumises, par l'intermédiaire de MM. les préfets, à l'approbation du sous-secrétaire d'état des travaux publics.

*Art. 4.* Dans les premiers jours de chaque mois, les gardes-mines rendront, aux ingénieurs, compte de leurs opérations pendant le mois précédent. Les ingénieurs présenteront à la fin de chaque année le résumé de ces comptes mensuels au sous-secrétaire d'état des travaux publics; ils y joindront leurs observations.

*Art. 5.* Pour être nommé garde-mines il faut avoir vingt ans accomplis.

Les aspirants aux places de gardes-mines préposés à la police souterraine, doivent justifier qu'ils ont une certaine pratique de l'exploitation des mines et de la conduite des machines à vapeur, qu'ils possèdent en outre la géométrie souterraine et savent dessiner les plans avec netteté. Ils seront choisis autant que possible parmi les élèves des écoles de Paris et de Sainte-Etienne, les mineurs, les carriers et les machinistes expérimentés ayant exercé pendant un certain temps la profession de chef d'atelier dans les mines, dans les grandes carrières souterraines, dans les usines ou dans les fabriques de machines.

Les aspirants aux places de gardes-mines surveillants des minières, tourbières et usines, doivent justifier qu'ils sont familiarisés avec les travaux qu'ils auront à surveiller, et entre autres, s'ils s'agit d'usines, qu'ils connaissent, dans tous ses détails, la préparation mécanique des minerais et particulièrement des minerais de fer. Ils seront pris autant que possible parmi les arpenteurs, les voyers et les ou-

vriers intelligents des travaux d'exploitation ou des ateliers de lavage qu'il s'agira de surveiller.

*Art. 6.* Conformément aux règles établies par notre arrêté du 19 octobre 1839, les gardes-mines des deux premières classes seront nommés par nous, sur la proposition du sous-secrétaire d'état des travaux publics.

Les gardes-mines des trois dernières classes seront nommés directement par le sous-secrétaire d'état.

Dans l'un et l'autre cas, la nomination aura lieu sur la présentation de l'ingénieur en chef des mines, ou d'office par l'administration, à défaut de désignation d'agents capables.

*Art. 7.* Les gardes-mines seront toujours placés au point le plus central des établissements qu'ils auront à surveiller : lorsque ces établissements seront de nature différente, leur résidence sera fixée à proximité de ceux qui exigeront la surveillance la plus active.

*Art. 8.* L'organisation des agents secondaires est réglée, quant à présent, ainsi qu'il suit :

DIVISION.	DÉPARTEMENTS.	RÉSIDENCES.	TRAITEM.	
Nord.	Aisne. . . . .	Laon. . . . .	1,200	
	Somme. . . . .	Amiens. . . . .	(Mémoire)	
	Pas-de-Calais. . . . .	Arras. . . . .	(Mémoire)	
	Nord. . . . .	Valenciennes. . . . .	1,800	
	Seine-Inférieure. . . . .	Rouen. . . . .	1,200	
	Seine-et-Marne . . . . .	Meaux. . . . .	900	
	Seine-et-Oise. . . . .	Meaux. . . . .	1,200	
	<i>Id.</i> . . . . .	Triel. . . . .	1,200	
	Seine. . . . .	Paris. . . . .	1,200	
	<i>Id.</i> . . . . .	<i>Id.</i> . . . . .	1,200	
	Nord-Ouest	Loire-Inférieure. . . . .	Donges. . . . .	900
		Ille-et-Vilaine. . . . .	Redon. . . . .	600
<i>Id.</i> . . . . .		Vitré. . . . .	600	
Finistère. . . . .		Châteaulin. . . . .	(Mémoire)	
Sarthe. . . . .		Sablé. . . . .	1,200	
Mayenne. . . . .		Saumur. . . . .	600	
Maine-et-Loire . . . . .		Angers. . . . .	(Mémoire)	
<i>Id.</i> . . . . .		Chalonne. . . . .	1,500	
Maine-et-Loire. . . . .		Montrichard. . . . .	(Mémoire)	
Loire-Inférieure. . . . .		? . . . .	600	
Ouest.	Loir-et-Cher. . . . .	? . . . .	600	
	Indre-et-Loire. . . . .	? . . . .	600	
	Vienne. . . . .	? . . . .	600	
	<i>Id.</i> . . . . .	? . . . .	600	

DIVISIONS.	DÉPARTEMENTS.	RÉSIDENCES.	TRAITEM.
Nord-Est.	Ardennes . . . . .	Vouziers . . . . .	600
	<i>Id.</i> . . . . .	Mezières . . . . .	(Mémoire)
	Moselle . . . . .	Saint-Pancré . . . . .	(Mémoire)
	<i>Id.</i> . . . . .	Aumetz . . . . .	(Mémoire)
	<i>Id.</i> . . . . .	Longwy . . . . .	600
	Haut-Rhin . . . . .	Mulhouse . . . . .	1800
Est.	Meuse . . . . .	Saint-Mihiel . . . . .	600
	Saône-et-Loire . . . . .		1,500
	Haute Saône . . . . .	Vesoul . . . . .	900
	<i>Id.</i> . . . . .	Gray . . . . .	900
	Haute-Marne . . . . .	Chaumont . . . . .	900
	<i>Id.</i> . . . . .	Wassy . . . . .	900
Centre.	Côte-d'Or . . . . .	?	900
	<i>Id.</i> . . . . .	?	900
	Loire . . . . .	Saint-Etienne . . . . .	1,500
	<i>Id.</i> . . . . .	<i>Id.</i> . . . . .	1,500
<i>Id.</i> . . . . .	Rive-de-Gier . . . . .	1,800	
<i>Id.</i> . . . . .	<i>Id.</i> . . . . .	1,500	
Sud-Est.	Haute-Loire . . . . .	Brassac . . . . .	1,500
	Puy-de-Dôme . . . . .		
	Nièvre . . . . .	Decize . . . . .	1,200
	Cher . . . . .		
Nièvre . . . . .	La Charité . . . . .	900	
Cher . . . . .			
Sud-Ouest.	Isère . . . . .	Bourgoin . . . . .	900
	<i>Id.</i> . . . . .	Alleverd . . . . .	(Mémoire)
	Hautes-Alpes . . . . .	Briançon . . . . .	1,200
	Bouches-du-Rhône . . . . .	Marseille . . . . .	1,500
	Pyrenées-Orientales . . . . .	Arles . . . . .	1,200
Sud-Ouest.	Gard . . . . .	Alais . . . . .	1,800
	Aveyron . . . . .	Aubin . . . . .	1,800
	Dordogne . . . . .	Périgueux . . . . .	1,200
	Corrèze . . . . .		

Art. 9. Le sous-secrétaire d'état des travaux publics est chargé de l'exécution du présent arrêté.

PARIS, le 18 février 1840.

Signé J. DUFAURE.

## ÉTAT GÉNÉRAL

DU

## PERSONNEL DES MINES,

Au 1<sup>er</sup> juillet 1840.

### MINISTÈRE DES TRAVAUX PUBLICS.

M. Le Comte JAUBERT (✱), ministre secrétaire d'état, rue des Saints-Pères, n° 24.

M. LEGRAND (C ✱), sous-secrétaire d'état, membre de la chambre des députés, rue des Saints-Pères, n° 24.

### CONSEIL GÉNÉRAL DES MINES.

Le conseil est présidé par le ministre, et en son absence, par le sous-secrétaire d'état. MM. les inspecteurs généraux, présents au conseil, y prennent rang entre eux dans l'ordre d'ancienneté de nomination.

#### Inspecteurs généraux de première classe.

MM.

Cordier (C ✱), pair de France, conseiller d'état, chargé de présider le conseil en l'absence du ministre et du sous-secrétaire d'état, rue de Seine-Saint-Victor, n° 25, au Jardin du Roi.

De Bonnard (O ✱), quai Malaquin, n° 19.

Migneron (O ✱), rue de Grenelle-Saint-Germain, n° 117.

#### Inspecteurs généraux de deuxième classe.

MM.

Héricart de Thury (O ✱), conseiller d'état, rue de l'Université, n° 29.

Berthier (O ✱), rue de Crébillon, n° 2.

Lefroy (O ✱), rue Notre-Dame-des-Champs, n° 21 bis.

#### Inspecteurs généraux adjoints.

MM.

Garnier (O ✱), rue des Saints-Pères, n° 75.

Guenyvean ✱, rue Louis-le-Grand, n° 26.

#### Ingénieur en chef, secrétaire du conseil.

Thiria ✱, rue de Grenelle-Saint-Germain, n. 126.

## COMMISSION DES MACHINES A VAPEUR.

MM.  
Cordier (C \*), inspecteur général des mines, président.  
De Bonnard (O \*), inspecteur général des mines.  
Mallet (O \*), inspecteur divisionnaire des ponts-et-chaussées.  
Kermaingant (O \*), inspecteur divisionnaire des p.-et-ch.  
Garnier (O \*), inspecteur général adjoint des mines.  
Trémery \*, ingénieur en chef des mines, secrétaire.  
Coriolis \*, ingénieur en chef des ponts-et-chaussées.  
Lamé \*, ingénieur en chef des mines.  
Combes \*, ingénieur en chef des mines.  
Mary \*, ingénieur en chef des ponts-et-chaussées.

## COMMISSION DES ANNALES DES MINES.

MM.  
Cordier (C \*), inspecteur général des mines, membre de l'Académie des sciences.  
De Bonnard (O \*), inspecteur général des mines, membre de l'Académie des sciences.  
Mignerol (O \*), inspecteur général des mines.  
Héricart de Thury (O \*), inspecteur général des mines, membre de l'Académie des sciences.  
Berthier (O \*), inspecteur général des mines, membre de l'Académie des sciences, professeur de chimie.  
Lefroy (O \*), inspecteur général adjoint des mines.  
Garnier (O \*), inspecteur général adjoint des mines.  
Guényveau \*, inspecteur général adjoint des mines.  
Dufrenoy \*, ingénieur en chef des mines, professeur de minéralogie, inspecteur des études de l'École des mines.  
Élie de Beaumont \*, ingénieur en chef des mines, professeur de géologie.  
Combes \*, ingénieur en chef des mines, professeur d'exploitation des mines.  
Thirria \*, ingénieur en chef, secrétaire du conseil général des mines.  
De Cheppe \*, chef de la division des mines.  
Le Play \*, ingénieur des mines, secrétaire de la commission.  
De Boureuille \*, ingénieur des mines, secrétaire-adjoint de la commission.  
M. Le Play est spécialement chargé de la traduction des mémoires étrangers.

## COMMISSION DE STATISTIQUE DE L'INDUSTRIE MINÉRALE.

MM.  
Mignerol (O \*), inspecteur général des mines.  
Garnier (O \*), inspecteur général adjoint des mines.  
Thirria \*, ingénieur en chef, secrétaire du conseil général des mines.  
De Cheppe \*, chef de la division des mines.  
Chevalier (Michel) \*, ingénieur des mines.  
Le Play \*, ingénieur des mines, secrétaire de la commission.

DU CORPS DES MINES.  
SERVICE ORDINAIRE.

CHIEFS-LIEUX des arrondisse- ments et resi- dences des ingé- nieurs en chef.	INGÉNIEURS EN CHEF.	DÉPARTEMENTS composant les arrondissements et les sous-arrondissements.	CHIEFS-LIEUX des sous- arrondissements et résidences des ingénieurs ordinaires.	INGÉNIEURS ORDINAIRES.
<b>DIVISION DU NORD-OUEST. — ( M. LÉFROY, inspecteur général. )</b>				
Caen.	MM.	Calvados. Manche. Orne. Mayenne. Sarthe. Côte-du-Nord. Finistère. Morbihan. Ille-et-Vilaine. Loire-Inférieure.	Caen.	MM. Service fait par l'ing. en chef.
	Hérault.		Le Mans.	Couche.
Nantes.	Chéron.		Nantes.	Sentis.
<b>DIVISION DU NORD. — ( M. HÉRICART DE THURY, inspecteur général. )</b>				
Caen.	Hérault, d. n.	Seine-Inférieure. Eure. Eure-et-Loir.	Rouen.	De Saint-Léger. Service fait par M. Poirier St.-Brice.
Paris.	Trémery, directeur.	Seine. Seine-et-Oise.	Paris.	De Fougry. Le Cocq.
	Poirier Saint- Brice.	Loiret. Seine-et-Marne.	Paris.	
Valenciennes.	Lorieux.	Nord, moins les arr. de Valenciennes et de Douai. Nord. — Territoires houillers des arr. de Douai et de Val- enciennes. Pas-de-Calais.	Lille. Valenciennes.	Comte. Service fait par l'ing. en chef.
Amiens.	Lefehvre.	Somme. Aisne. Oise.	Arras. Amiens. Beauvais.	Dusonch. Service fait par l'ing. en chef.
<b>DIVISION DU NORD-EST. — ( M. GARNIER, inspecteur général adjoint. )</b>				
Troyes.	Gabé.	Ardennes. Aube. Marne. Aube. Yonne.	Mézières. Troyes.	Sauvage. Service fait par l'ing. en chef.
Dieuze.	Levallois.	Meurthe. Moselle.	Metz.	Reverchon.
Strasbourg.	De Billy.	Bas-Rhin. Vosges. Haut-Rhin.	Strasbourg. Strasbourg.	Service fait par l'ing. en chef. Daubrée.
<b>DIVISION DE L'OUEST. — ( M. BERTHIER, inspecteur général. )</b>				
Guéret.	Furgaud.	Vienne. Creuse. Haute-Vienne. Charente. Charente-Inférieure. Indre-et-Loire. Loir-et-Cher. Indre. Vendée.	Guéret. Tours.	Service fait par l'ing. en chef. Sagey.
Nantes.	Chéron, d. n.	Deux-Sèvres. Maine-et-Loire.	Angers.	Le Châtelier.



*Ingénieurs chargés des cartes géologiques.**Carte géologique générale de la France.*

M. Dufrénoy, ingénieur en chef, d. n., chargé de la partie occidentale.

M. Élie de Beaumont, ingénieur en chef, d. n., chargé de la partie orientale.

*Cartes géologiques départementales.*

Départements.	Ingénieurs.	Départements.	Ingénieurs.
Allier.	MM. Boullanger.	Lot.	MM. Senez.
Ardèche.	Varin.	Maine-et-Loire.	Leclâtelier.
Ardennes.	Sauvage.	Marne (Haute-).	Duhamel.
Ariège.	François.	Meurthe.	Levallois.
Aude.	Véze.	Morbihan.	Lefebure de Fourrey
Aveyron.	Senez.	Moselle.	Reverchon.
Cantal.	Eudin.	Orne.	Blavier.
Charente.	Marrot.	Pas-de-Calais.	Dinsouich.
Corrèze.	De Boucheperon.	Puy-de-Dôme.	Martha.
Côte-d'Or.	Payen.	Pyrénées (Hautes-).	Véze.
Côtes-du-Nord.	Lefebure de Fourrey.	Rhin (Bas-).	Veltz.
Dordogne.	Marrot.	Seine-et-Marne.	De Sénarmont.
Doubs.	Parrot.	Seine-et-Oise.	De Sénarmont.
Garonne (Haute-).	François.	Seine-Inférieure.	De Saint-Léger.
Gironde.	Pigeon.	Sèvres (Deux-).	Leclâtelier.
Ille-et-Vilaine.	Lefebure de Fourrey.	Tarn.	De Boucheperon.
Indre.	Sagey.	Var.	De Villeneuve.
Loire.	Gruner.	Vosges.	De Billy.
Loire-Inférieure.	Lorieux.	Yonne.	
Loiret.	Allou.		

*Ingénieurs en service hors de France.*

M. Dissande-Monlevade, aspirant. (Brésil.)

## INGÉNIEURS EN RÉSERVE OU EN CONGÉ.

MM.	
Puvis.	ing. en ch., 2 cl.
Moisson Desroches.	ing. en ch., 2 cl.
Leboulenger.	ing. ord., 1 cl.
Parrot.	ing. ord., 1 cl.
Drouot.	ing. ord., 1 cl.
Fournel.	ing. ord., 1 cl.
Coste.	ing. ord., 1 cl.
Gervoy.	ing. ord., 1 cl.
De Villeneuve.	ing. ord., 1 cl.
Delaplanche.	ing. ord., 2 cl.
Boudousquie.	ing. ord., 2 cl.
Lambert (C.-J.).	ing. ord., 2 cl.
Reynaud.	ing. ord., 2 cl.
Trançon.	ing. ord., 2 cl.
De Lamotte.	ing. ord., 2 cl.
Harlé.	ing. ord., 2 cl.
De Hennezel.	ing. ord., 2 cl.
Chatelus.	ing. ord., 2 cl.
Lambert (C.-J.-E.).	élève.

## ÉCOLE DES MINES,

Rue d'Enfer, n° 34, hôtel Vendôme.

MM.

Professeurs.

Dufrénoy \*, ing. en chef, 2 cl., d. n. (Minéralogie).  
Élie de Beaumont \*, ing. en chef, 2 cl., d. n. (Géologie).  
Berthier (O \*), insp. gén., d. n. (Docimasie), chef du laboratoire.  
Combes \*, ing. en chef, 2 cl., d. n. (Exploitation).  
Lepay \*, ing. ord., 1 cl., d. n. (Minéralurgie).  
Girard \*, profess. de dessin et de géométrie descript. appliquée.  
Dufrénoy \*, d. n., insp. des études et secr. du conseil de l'école.  
Regnault, ing. ord., 2 cl., d. n., professeur adjoint de Docimasie.

*Collections.*

Dufrénoy \*, d. n., conservateur.  
Le Cocq, ingénieur ordinaire 2 cl., adjoint à l'ingénieur en chef, insp. des études pour la garde et la conservation des collections.  
Adelmann, gardien des collections.  
Micheleau, gardien de la bibliothèque.  
De Galard, expéditionnaire.  
Vacher, *idem*.  
Favrot, aide du laboratoire.  
Blanc, médecin.  
Lacroix, médecin-chirurgien.

*Élèves ingénieurs hors de concours.*

MM.	M.
Guillebot.	Delaunay.
Boyé.	

*Élèves présents à l'école des mines.*

MM. 1 <sup>re</sup> classe.	MM. 2 <sup>e</sup> classe.
De Marignac.	Furiet.
Durocher.	Meugy.
Cacarié.	Audibert.
Piot.	Delesse.
Dupont.	Jacquot.
Meissonnier.	Descottes.
Cachon.	D'Osery.
Piérard.	Ville.
Lefrançois.	Gentil.

ÉCOLE DES MINEURS DE SAINT-ÉTIENNE (*Loire*).

MM.

Roussel-Galle \*, ing. en chef, 1 cl. (directeur).

*Professeurs.*

Péncon, ing. en chef, 2 cl. (Minéralogie et Géologie).  
Callon, aspirant. (Prép. mécan. et mach., exploit., et const.).  
Gruner, ing. ord., 2 cl. (Chimie et Métallurgie).  
Janicot, répétiteur de chimie, préparateur (Arith. et comptab.).  
Duhaut, répétiteur, 1<sup>er</sup> surveillant des études (Géométrie; levée de plans et dessin).  
Ponteau, répétiteur, 2<sup>e</sup> surveillant.

TABLEAU, PAR ANCIENNÉTÉ DANS CHAQUE GRADE ET DANS CHAQUE CLASSE, DES INGÉNIEURS EN ACTIVITÉ.

Inspecteurs généraux de 1<sup>re</sup> classe.

MM.  
Gordier. 27 avril 1832.  
Mignerón. 20 mai 1840.  
De Bonnard. 14 septembre 1835.

Inspecteurs généraux de 2<sup>e</sup> classe.

Héricart-Ferrand de Thury. 16 mai 1834.  
22 décembre 1836.  
Berthier. 20 mai 1840.  
Lefroy.

Inspecteurs généraux adjoints.

Garnier. 24 avril 1840.  
Guenyveau. 20 mai 1840.

Ingénieurs en chef de 1<sup>re</sup> classe.

2 août 1828.  
D'Aubuisson de Voisins. | Brongniart.  
1<sup>er</sup> mai 1832.  
Trémery. | Hérault.  
1<sup>er</sup> novembre 1833.  
Furgaud. 26 décembre 1836.

Gueymard. | Roussel-Galle.  
Allou. | Delsériés.  
Chéron. 26 janvier 1839.

Dufrénoy. | Burdin.  
Elie de Beaumont. 5 mai 1840.

Levallois. *Ingénieurs en chef de 2<sup>e</sup> classe.*

Puvis. 30 janvier 1828.  
27 avril 1832.

Moisson-Desroches.

23 novembre 1835.  
Juncker. 22 décembre 1836.  
Gabé. | Lamé.  
Poirier Saint-Brice. | Thirria.  
Lefebvre. | Combes.  
Thibaud. 21 septembre 1837.

Clapeyron. 15 janvier 1839.  
Manès. | Marrot.  
15 juillet 1839.

Lorieux. 7 mai 1840.  
Blavier. | De Billy.  
Fénéon.

Ingénieurs ordinaires de 1<sup>re</sup> classe.

5 juin 1824.  
Leboullenger. 27 avril 1832.  
Parrot. 26 décembre 1836.

Fournel. | Varin.  
Gaillot-Duhamel. | Vène.  
De Saint-Léger. | Bineau.  
Payen. | Le Play.  
De Villeneuve. 24 avril 1837.

Chevalier. 12 mars 1838.  
Drouot. 12 mai 1838.

Coste. 26 janvier 1839.

Sagey. | Reverchon.  
Gras. | Garella.  
Gervoy. | De Bourenille.  
10 janvier 1840.

Baudin. *Ingénieurs ordinaires de 2<sup>e</sup> classe.*  
2 juillet 1828.

Delaplanche. 6 mai 1829.  
Boudousquié. | Lambert ( Charles-Joseph ).  
4 juillet 1830.

Reynaud. | Transon.  
1<sup>er</sup> novembre 1833.

De Hennezel. | Vergnette de Lamotte.

	14 septembre 1835.	
De Sénarmont.		Harlé.
Gruner.		Senez.
	29 juin 1836.	
Boulangér.		Le Cocq.
Martha.		François.
	9 janvier 1837.	
Lefébure de Fourcy.		Diday.
Dusouich.		
Mœvus.	5 septembre 1837.	
Regnault.	9 octobre 1837.	
	5 mars 1838.	
Châtelus.		
	30 janvier 1839.	
Ebel ven.		Sauvage.
Declerck.		
	7 mai 1840.	
Bertrand de Boucheporn.		Pigeon.
Daubrée.		
<i>Aspirants-Ingénieurs.</i>		
	1 <sup>er</sup> avril 1817.	
Dissande-Monlevade.		
	12 août 1839.	
Sentis.		Lechâtellier.
Callon.		
	5 mai 1840.	
Comte.		Couche.

*Ingénieurs décédés en activité.*

- M. Brochant de Villiers , inspecteur général de première classe, 16 mai 1840.  
M. Voltz , inspecteur général adjoint, 30 mars 1840.  
M. Vatinelle , élève ingénieur , 27 mai 1840.

*Liste générale et alphabétique des ingénieurs des mines.*

**A**  
MM.  
Allou ✱ , ing. en chef, carrières de Paris et arr. de Paris.  
Aubuisson (d') (O ✱) , ing. en ch. dir., arr. de Toulouse.  
Audibert , élève.

**B**  
Baudin , O. , arr. de Clermont.  
Beaumont (Élie de) ✱ , ing. en chef. École des mines.  
Bertnier (O ✱) , insp. gén. (inspection de l'ouest et École des mines.)  
Bertrand de Boucheporn , O. , arr. de Toulouse.  
Billy (de) ✱ , en chef, arr. de Strasbourg.  
Biveau , O. , ✱ , étude des chemins de fer (partic. mécanique). S. ex.  
Blavier (Ed) , ing. en chef , arr. de Toulouse.  
Bonnard (de) (O ✱) , inspect. gén. (inspection du sud-est).  
Boudousquie ✱ , O. , réserve.  
Boulangér , O. , arr. de Clermont.  
Boureuille (de) , ✱ , O. , administration centrale et commission des Annales des mines.  
Boyé , élève hors de concours.  
Brongniart (O ✱) , ing. en ch. Manuf. de Sèvres. S. ex.  
Burdin ✱ , ing. en chef, arr. de Clermont.

**C**  
Cacarié , élève.  
Cachon , élève.  
Châtelus , O. , réserve.  
Callon , asp. , École des mineurs de St-Étienne.  
Chéron ✱ , ing. en ch. , arr. de Nantes.  
Chevalier (Michel) ✱ , O. , commission de statistique de l'industrie minérale.  
Clapeyron , ✱ , ing. en chef, congé.  
Combes ✱ , ing. en chef, École des mines.  
Comte , asp. , arr. de Valenciennes.  
Cordier (C ✱) , insp. gén. (inspection du sud-ouest).  
Coste ✱ , O. , congé.  
Couche , aspirant.

**D**  
MM.  
Daubré , asp. , O. , arr. de Strasbourg.  
Declerck , O. , Aveyron , service particulier.  
Delamotte , O. , en réserve.  
Delaplanche , O. , en pays étranger.  
Delunay , élève hors de concours.  
Delesse , élève.  
Delsériés ✱ , ing. en chef, arr. de St-Étienne.  
Descottes , élève.  
Diday , O. , arr. de Grenoble.  
Dissande-Monlevade , asp. (Bresil).  
Drouot , O. , réserve.  
Dufrény , ✱ , ing. en chef, École des mines.  
Duhamel , O. , arr. de Vesoul.  
Dupont , élève.  
Durocher , élève.  
Dusouich , O. , arr. de Valenciennes.

**E**  
Ebelmen , O. , arr. de Vesoul.  
Elie de Beaumont (Voir Beaumont).  
**F**  
Fénéon , ✱ , ing. en chef, école des mineurs de Saint-Étienne.  
Fourcy (Lefébure de) , O. , arr. de Paris.  
Fournel ✱ , O. , congé.  
François , O. , arr. de Toulouse.  
Furgaud ✱ , ing. en ch. , arr. de Guéret.  
Furiet , élève.

**G**  
Gabé , ing. en chef, arr. de Troyes.  
Garella (Félix) , O. , arr. d'Alais.  
Garnier (O ✱) , insp. gén. adjoint (inspection du nord-est).  
Gervoy ✱ , O. , réserve.  
Gentil , élève.  
Gras , ✱ , O. , arr. de Grenoble.  
Gruner , O. , École des mineurs de Saint-Étienne.  
Guényveau ✱ , insp. gén. adjoint (inspection de l'est).  
Gueymard ✱ , ing. en chef, arr. de Grenoble.  
Guillebot , élève hors de concours.

**H**  
Harlé , O. , congé.  
Hennezel (de) , O. , réserve.  
Hérault ✱ , ing. en ch. , arr. de Caen.  
Héricart de Thury , (O ✱) , insp. gén. (inspection du nord).





MM.		
		<i>Corse.</i>
Fourrier . . . . .	Ing. en chef des ponts-et-chauss.	Ajaccio.
Beguin . . . . .	Ing. des ponts-et-chaussées.	
Berthelin . . . . .	<i>Idem.</i>	
Vogin . . . . .	Ing. des ponts-et-ch.	Bastia.
De Brie . . . . .	Capitaine au corps royal du génie.	
Sisco . . . . .	Architecte de la ville de Bastia.	
		<i>Côtes-du-Nord.</i>
Boucher . . . . .	Ing. des ponts-et-chaussées.	Dinan.
Gautier . . . . .	Négociant.	
Josselin . . . . .	Négociant.	
		<i>Dordogne.</i>
. . . . .	Ing. des ponts-et-chaussées.	Bergerac.
Rennes . . . . .	Médecin.	
Sylvestre . . . . .	Conducteur des ponts-et-chauss.	
Faugère fils . . . . .	Avocat.	
Carré . . . . .	Pharmacien.	
Gounouilhou . . . . .	Horloger.	
Clouet fils . . . . .	Maître serrurier.	
		<i>Finistère.</i>
Trotté de la Roche . . . . .	Ing. en chef des ponts-et-chauss.	Morlaix.
Liénard . . . . .	Ing. des constructions navales.	
Petot . . . . .	Ing. des ponts-et-chaussées.	
Narjot . . . . .	Capitaine en premier du génie.	
Dubois . . . . .	Capitaine en second du génie.	
		<i>Gard.</i>
Vinard . . . . .	Ing. en chef des ponts-et-chauss.	Nîmes.
Varin . . . . .	Ing. des mines.	
Plagniol . . . . .	Inspect. de l'Académie de Nîmes.	
Talabot . . . . .	Ing. des ponts-et-chaussées.	
Didion . . . . .	<i>Idem.</i>	
Vassas . . . . .	Anc. élève de l'École Polytechniq.	
Perrier . . . . .	Ing. des ponts-et-chaussées.	
Granier . . . . .	Capitaine de génie en chef.	
Gastons-Vincens . . . . .	Anc. capitaine de génie.	
Denis Benoist . . . . .	Exploit. des fond. et forges d'Alais.	
Rousseau . . . . .	Ingénieur civil.	
Bouchet aîné . . . . .	Mécanicien.	
Tavernel . . . . .	Membre du cons. gén. du départ.	
De Chastellier . . . . .	<i>Idem.</i>	
Thibaud . . . . .	Ing. en chef des mines.	
Chenot . . . . .	Ing. des ponts-et-chaussées.	
Hebert . . . . .	Anc. élève de l'École Polytechniq.	
Laurent . . . . .	Architecte	
Eug. de Labaume . . . . .	Lieut. col. au corps roy. d'ét.-maj.	
Sibour . . . . .	Maire, à Pont-St-Espirit.	
Clere fils . . . . .	<i>Idem.</i> , à Roquemaure.	

MM.			
		<i>Gironde.</i>	
De Silguy . . . . .	Ing. en chef dir. des ponts-et-ch.	Bordeaux.	
Blavier . . . . .	Ing. en chef des mines.		
Magouty . . . . .	Pharmacien.		
Malaure . . . . .	Ing. des ponts-et-chaussées.		
Jaquet . . . . .	<i>Idem.</i>		
Cousin père . . . . .	Maître de forges.		
Bonpar . . . . .	Capitaine de port.		
Fol . . . . .	Direct. de la fonderie de Bacalan.		
Coureau fils . . . . .	Constructeur.		
Couturier . . . . .	Ing. des ponts-et-chaussées.		
Lemerrier . . . . .	<i>Idem.</i>	Cette.	
Garella . . . . .	Ing. des mines.		
Mangeot . . . . .	Ing. des ponts-et-chaussées.		
Sarran . . . . .	Armateur, négociant.		
Attazin . . . . .	Négociant, anc. offic. de la marine.	Rennes.	
Alliez . . . . .	Conducteur des ponts-et-ch.		
Bessil (Antoine) . . . . .	Ancien constructeur de navires.	Tours.	
			<i>Ille-et-Vilaine.</i>
Robinot . . . . .	Ing. en chef des ponts-et-chauss.		
Anaury-Dréo . . . . .	Négociant.		
Bobard . . . . .	Horloger-mécanicien.		
Leroy-Hudelez . . . . .	Serrurier-mécanicien.	Loire-et-Loire.	
Bataille . . . . .	Contre-maître de la manufacture de la Pelletière.		
			<i>Indre-et-Loire.</i>
Mauricc . . . . .	Ing. en chef des ponts-et-chauss.	Nantes.	
Sagcy . . . . .	Ing. des mines.		
Bellanger . . . . .	Conseiller de préfecture.		
Jacquemin . . . . .	Architecte.		
Walwein . . . . .	Maire de Tours.		
Borgnet . . . . .	Prof. de math. au coll. de Tours.		
		<i>Loire-Inférieure.</i>	
Cabrol . . . . .	Ing. en ch. des ponts-et-ch.	Orléans.	
Jégou . . . . .	Ing. des ponts-et-chaussées.		
Maillard de la Gournerie . . . . .	<i>Idem.</i>		
Sentis . . . . .	Asp. ing. des mines.		
Bellanger . . . . .	Capitaine de port.		
Bertrand - Fourmant . . . . .	Mécanicien.		
Leroy . . . . .	Constructeur de navires.		
			<i>Loiret.</i>
Navarre . . . . .	Ing. en chef des ponts-et-chauss.		
De Briche . . . . .	Ancien secrét. gén. de la préfet.		
Jules Desfrances . . . . .	Fabricant.		
Abel Laisné-de-Villeveque . . . . .	Négociant.		
Sigot . . . . .	Capitaine du génie.		
Lejeune . . . . .	Ing. en ch. du canal lat. de la Loire.		
Lacave . . . . .	Ing. des ponts-et-chaussées.		
Léon . . . . .	<i>Idem.</i>		
Petit . . . . .	Professeur de physique.		
Gretry . . . . .	Ancien élève de l'école polytech.		

**Lot-et-Garonne.**  
MM. Job. . . . . Ing. en chef des ponts-et-chauss. chargé du service du canal latéral à la Garonne et de la navig. de la Garonne. }  
L'ing. en chef des ponts-et-chaussées du département. }  
L'ing. ordin. des ponts-et-chauss. attaché au serv. de la Garonne, à Agen. } **Agen.**  
Laumgarten. . . . Ing. ord. des ponts-et-chauss. attaché au can. lat. et à la Garonne. }  
Maniel. . . . . Ing. ord. des ponts-et-chauss. }  
De Sévin. . . . . Voyer en chef du département. }  
Bartayrés. . . . . Professeur de mathématiques. }  
De Cressonnière. . Ancien élève de l'école polytech. }  
Marraud. . . . . Idem. }  
Alquié . . . . . Secrétaire général de la préfet. }  
Col. . . . . Chef de bureau. Idem. }

**Maine-et-Loire.**  
Fourier. . . . . Ing. en chef des ponts-et-chauss. }  
Contencin. . . . . Capitaine d'artillerie. }  
Prou . . . . . Sous-directeur à l'école des arts et métiers. } **Angers.**  
Morren . . . . . Prof. de phys. au coll. roy. d'Angers. }  
Billard. . . . . Négociant. }  
Calabert. . . . . Mécanicien. }  
Lechâtellier. . . . Ingénieur des mines. }

**Morbihan.**  
Potel. . . . . Ing. en chef des travaux marit. }  
Reich. . . . . Ing. des construct. navales, dir. de l'école d'applie. du génie marit. } **Lorient.**  
Rossin. . . . . Ing. des constructions navales. }

**Moselle.**  
Lemasson. . . . . Ing. en chef des ponts-et-chauss. }  
Reverchon. . . . . Ing. des mines. }  
De Pontbriant. . . Ing. civ. }  
Gosselin. . . . . Chef de bataillon du génie. }  
Culmann. . . . . Lieut. colon. d'artillerie. } **Metz.**  
Lejoindre. . . . . Ing. des ponts-et-chaussées. }  
Plassiard. . . . . Idem. }  
Glavet père. . . . Constructeur de machines. }  
Vandernoot. . . . Architecte. }

**Oise.**  
De Marcilly. . . . Ing. en chef des ponts-et-chauss. }  
Louische Desfontaines. Ing. des ponts-et-chaussées. }  
Accolet. . . . . Constructeur de bateaux. }  
Carbone. . . . . Professeur de géométrie. } **Compiègne.**  
Onarnier. . . . . Maître du port. }  
Le Prieur, père. . Ancien marinier. }  
Lesoud de Lisle. . Inspecteur de la navig. intérieure. }

**Pas-de-Calais.**  
MM. Marguet. . . . . Ing. en chef des ponts-et-chauss. }  
Michelin. . . . . Sous-commissaire de marine. } **Boulogne.**  
Poblet. . . . . Lieutenant de port. }  
Henry. . . . . Architecte. }  
Legris. . . . . Professeur d'hydrographie. }  
Néhou. . . . . Ing. des ponts-et-chaussées. }  
Jacques. . . . . Commissaire de marine. } **Calais.**  
Segur. . . . . Capitaine de port. }  
Isaac l'aîné. . . . Négociant. }  
Larquer. . . . . Directeur d'usine à vapeur. }

**Pyrénées (Basses-).**  
Vionnois. . . . . Ingén. des ponts-et-chauss. }  
Piolle de Champflorin. Elève-ing. idem. }  
Pierre Lannes. . . Négociant. }  
François Stein. . . Mécanicien. } **Bayonne.**  
Duhart - Fauvet. . Négociant. }  
Descandes. . . . Constructeur de navires. }  
Jauréguiberry. . . Officier de port. }

**Bas-Rhin.**  
Couturat. . . . . Ing. en chef des travaux du Rhin. }  
De Billy. . . . . Ing. en chef des mines. }  
Schvilgué. . . . . Mécanicien. } **Strasbourg.**  
Persoz. . . . . Prof. à la faculté des sciences. }  
Busch. . . . . Maître batelier. }

**Rhône.**  
Mondot de Lagorce. Ing. en chef des ponts-et-chauss. }  
Montgolfier. . . . Mécanicien. }  
Tabureau. . . . . Professeur à la Faculté des sc. }  
Malmazet. . . . . Adjoint au maire de Lyon. }  
Gauthier. . . . . Membre du conseil mun. de Lyon. } **Lyon.**  
Monmartin. . . . . Ancien officier du génie. }  
Garella. . . . . Ing. des ponts-et-chaussées. }  
Jordan. . . . . Idem. }  
Meynard. . . . . Idem. }  
Duverger. . . . . Aspirant ing. des ponts et chauss. }  
Pigeon. . . . . Ingénieur des mines. }

**Saône-et-Loire.**  
De Noel. . . . . Ing. en chef des ponts-et-chauss. }  
Manès. . . . . Ing. en chef des mines. }  
Remise. . . . . Ing. des ponts-et-chaussées. } **Châlons.**  
Moreau. . . . . Idem. }  
Pétiot Groffier. . . Ancien maire de Châlons. }  
Boissenot fils . . . Chimiste. }

**Seine.**  
Trémery. . . . . Ing. en chef des mines. }  
De Sénarmont. . . Ing. des mines. }  
Rohault. . . . . Archit. commiss. de la pet. voirie. } **Paris.**  
Bruzard. . . . . Architecte. }  
Dumoulin . . . . . Inspecteur général de la navigat. }  
Delauotte. . . . . Géomètre des carrières. }

<i>Seine-et-Marne</i>		
M. Jouselin . . . . .	Ing. en chef des ponts-et-chauss.	} Melun.
M. Floucaud . . . . .	Ing. des ponts-et-chaussées.	
M. Semaue . . . . .	Géomètre en chef du cadastre.	
M. Dupont . . . . .	Architecte du département.	
M. Prévost . . . . .	Pharm. de la mais. cent. de Melun.)	
M. Mondot . . . . .	Insp. de la navigation.	} Montereau.
M. Lefèvres . . . . .	Conducteur des ponts-et-chauss.	
M. Tonnelier . . . . .	Médecin.	
M. Valette . . . . .	Direct. de la manufact. de faïence.	
M. Girault-Dabon . . . . .	Ancien serrurier-mécanicien.	
L'ing. de l'arrond. du Sud.		
<i>Seine-Inférieure.</i>		
M. Mallet . . . . .	Ing. en chef des ponts-et-chauss.	} Rouen.
M. De Saint-Léger . . . . .	Ing. des mines.	
M. D'Ornay . . . . .	Ing. des ponts-et-chaussées.	
M. Adamoli . . . . .	<i>Idem.</i>	
M. Legraud . . . . .	Capitaine de port.	
M. Malvoise . . . . .	Inspecteur de la navigation.	
M. Gueroult . . . . .	Ex-constructeur de navires.	
M. Brehier . . . . .	Chief de division à la préfecture.	} Le Havre (*).
M. Gors . . . . .	Professeur de mathémat.	
M. Delafosse . . . . .	Négociant.	
M. Saintaulieu . . . . .	Conduct. des ponts-et-chaussées.	
M. Renaud . . . . .	Ing. en chef des ponts-et-chauss.	
M. Chevalier . . . . .	Ing. des ponts-et-chaussées.	
M. Mortemard . . . . .	Directeur du port.	
M. Berteloot . . . . .	Capitaine de port.	} Dieppe.
M. Guérin . . . . .	Anc. capitaine au long cours.	
M. Méry . . . . .	Ing. des ponts-et-chaussées.	
M. Darbel . . . . .	Lieuten. de port.	
M. Briffard . . . . .	Anc. officier de marine.	
M. Legal . . . . .	Anc. capitaine au long cours.	} Dieppe.
M. Fanouillère . . . . .	Constructeur de navires.	
<i>Somme.</i>		
M. Beaulieu . . . . .	Ing. des ponts-et-chauss.	} Saint-Valery,
M. Richard . . . . .	Commissaire de marine.	
M. Robert . . . . .	Professeur d'hydrographie.	
M. Delahaye . . . . .	Conduct. des ponts-et-chaussées.	
M. Vasseur . . . . .	Lieutenant de port.	

(\*) La commission du Havre est instituée pour les bâtiments du Hâvre à Honfleur.

<i>Var.</i>		
M. Campagnac . . . . .	Ing. des constructions navales.	} Toulon.
M. Guillaume . . . . .	Ing. des ponts-et-chaussées.	
M. Lambert . . . . .	Ing. des ponts-et-chaussées.	
M. Albert . . . . .	Lieutenant de port.	
M. Gueit . . . . .	Architecte.	

## CIRCULAIRE

*Adressée à MM. les Ingénieurs des mines.*

Paris, le 15 mai 1840.

Monsieur, le Résumé des travaux statistiques de l'administration des mines en 1839 paraîtra prochainement. Les détails fournis par MM. les ingénieurs ont été, comme à l'ordinaire, la base de ce document, et leur utilité se manifeste chaque jour davantage. Maintenant qu'on est entré dans cette voie, que le cadre est tracé, il importe de continuer à réunir chaque année les renseignements qui se rapportent à notre industrie minérale. C'est ainsi que l'administration sera toujours en mesure d'éclairer les questions graves qui s'agitent dans les Chambres et au dehors, et d'apporter dans ces discussions un tribut d'autant plus utile qu'elle s'appuie elle-même sur les travaux des ingénieurs.

Vous recevrez bientôt le compte rendu dont le Résumé statistique fait partie. J'ai pensé qu'il ne fallait pas attendre sa publication pour vous adresser les tableaux à remplir en ce qui concerne la campagne de 1839. Plusieurs de MM. les ingénieurs ont remarqué avec raison que cet envoi avait été quelquefois tardif, et qu'il était désirable, dans l'intérêt même du travail, qu'il se fit moins attendre. Des circonstances indépendantes de la volonté de l'administration avaient occasionné des retards qui ne se reproduiront plus.

Les états joints à la présente sont, à peu de chose près, la reproduction exacte de ceux qui ont été dressés pour l'année précédente. Les modifications adoptées à la suite d'une vérification d'ensemble portent sur les points suivants :

Sur l'état n° 1, on distinguera, dans la consommation qui a lieu sur les mines de combustibles, celle qui a pour objet les machines à vapeur employées à l'extraction ou

à l'épuisement, de celle qui se rapporte à la consommation domestique des exploitants, des ouvriers, etc.

Sur l'état n° 2, on indiquera pour quelle part la rétribution payée au propriétaire du terrain sous lequel ou dans lequel on exploite entre dans la valeur des minerais de fer supposés rendus aux ateliers de fusion.

Sur les états n°s 1, 2, 3, 4 et 5, on consignera tous les renseignements historiques qu'on pourra recueillir, soit sur chaque établissement en particulier, soit sur les branches d'industrie minérale considérées dans l'ensemble du département. En ce qui concerne particulièrement l'exploitation des combustibles minéraux, on s'attachera à signaler les faits historiques qui paraîtraient de nature à figurer dans le tableau chronologique inséré dans le Résumé des travaux statistiques de 1839.

L'administration se propose de publier, l'année prochaine, une notice et un tableau chronologique sur l'histoire de l'industrie du fer. J'invite particulièrement MM. les ingénieurs à présenter avec soin, pour chaque département, les renseignements historiques qui seraient de nature à figurer dans cette publication. C'est naturellement de la participation des ingénieurs des mines qu'elle doit tirer l'intérêt qui s'attache à un pareil sujet.

Je n'ai pas besoin d'insister sur l'importance toute spéciale des documents qui sont l'objet de l'état n° 6. MM. les ingénieurs profiteront de leurs tournées de 1840 pour compléter ce qu'il peut y avoir d'inexact dans les documents publiés sur cette question dans le Résumé de 1839. Je leur saurai beaucoup de gré des efforts qu'ils feront pour rendre cet état n° 6 et la carte annexée aussi exacts que possible. Plusieurs d'entre eux m'ont demandé de leur transmettre la carte de l'an dernier, pour qu'ils puissent en prendre copie. Elle est jointe à cette circulaire, et devra m'être renvoyée dans peu de jours. Je joins également ici deux cartes en blanc, l'une destinée à recevoir les renseignements relatifs à l'année 1839, et qui sera annexée à l'état n° 6; l'autre, qui restera comme minute dans le bureau de l'ingénieur.

Je désire que le travail statistique relatif à l'année 1839 me parvienne, comme d'ordinaire, par l'intermédiaire de MM. les ingénieurs en chef, et avec leurs observations, pour le 1<sup>er</sup> septembre au plus tard; et que ce terme ne soit pas dépassé. On pourra m'envoyer successivement les

états qui seront prêts avant cette époque, pourvu que rien ne se fasse plus attendre quand elle sera arrivée. L'administration a été, jusqu'ici, empêchée de publier le compte rendu au commencement de chaque année; cela vient de ce que quelques-uns de MM. les ingénieurs ne se sont pas conformés exactement aux intentions que je leur avais exprimées; et le retard d'un seul d'entre eux est un obstacle à la clôture d'un travail qui doit résumer les faits relatifs à tous les départements.

Une administration qui ne serait pas en mesure de répondre à toute heure aux questions qui rentrent dans son domaine ne remplirait pas sa mission. Lorsque nous nous sommes occupés la première fois de réunir des documents qui avaient trop longtemps manqué, une mesure aussi essentielle n'a pas été partout bien comprise, et quelques personnes ont considéré comme une innovation ce qui n'est que l'accomplissement d'un devoir. Tout le monde aujourd'hui doit reconnaître l'utilité de ces publications, dont les travaux de MM. les ingénieurs offrent les éléments précieux; et la manière dont ils ont généralement répondu aux instructions qui leur ont été transmises en est la meilleure démonstration. Ils concourent ainsi à des résultats qui ont une importance réelle, sans négliger les autres parties de leurs fonctions. Ils éclairent l'industrie; ils contribuent aux progrès de la science. Il n'est personne qui ne leur tiennent compte de leurs efforts. Je les apprécie particulièrement; je leur demande d'y persévérer.

Agrérez, Monsieur, l'assurance de ma considération distinguée.

Le sous-secrétaire d'état des travaux publics,

Signé **LEGRAND.**

## TABLE DES MATIÈRES

CONTENUES DANS LE TOME XVII.

### GÉOLOGIE ET MINÉRALOGIE.

	Pages.
Notice géologique sur la formation des argiles plastiques et des lignites existant sur le territoire de la commune de La Chapelle, canton de Magny, département de Seine-et-Oise; par <i>M. Poirier de Saint-Brice</i> , ingénieur en chef des mines. . . . .	211
Note sur un sulfure double d'antimoine et de plomb de Mérédo, province de Galice (Espagne); par <i>M. Sauvage</i> , ingénieur des mines. . . . .	525
Description de la Greenovite; par <i>M. Dufrénoy</i> , ingénieur en chef des mines. . . . .	529

### ANALYSES DE SUBSTANCES MINÉRALES.

Essais analytiques sur le plomb gomme et sur le plomb phosphaté aluminifère de Huelgoat, en Bretagne; par <i>M. Damour</i> . . . . .	191
Essais sur quelques minéraux connus sous le nom de quartz résinite; par <i>M. Damour</i> . . . . .	202

(Travaux de 1838.)

1. Sur la production des mines en Prusse, pendant l'année 1837; <i>M. Schubarth</i> . . . . .	547
2. Sur le carbonate de tellure d'Albaradon (Mexique). . . . .	548
3. Examen chimique du gaz explosif des mines de charbon de terre des environs de Newcastle; par <i>M. Turner</i> . . . . .	550
4. Analyse d'une houille de Chantonay (Vendée); par <i>M. P. Berthier</i> . . . . .	553
5. Essai d'une houille des environs de Mauriac (Cantal); par <i>M. P. Berthier</i> . . . . .	555

	Pag.
6. Essai de quelques houilles des Asturies (Espagne); par M. P. Berthier. . . . .	556
7. Analyse d'une cendre alunifère provenant de la combustion d'une houille; par M. P. Berthier. . . . .	558
8. Sur l'existence de l'iode dans les produits de la combustion des houillères de Commentry; par M. Bussy. . . . .	560
9. Sur la composition de certaines substances minérales d'origine organique; par M. J. Johnston. . . . .	561
10. Sur la guyaquillite, nouveau minéral d'origine organique; par M. J. Johnston. . . . .	570
11. Analyse des résines de la tourbe; par M. Mudler. . . . .	572
12. Sur l'origine de la houille et des lignites, d'après l'observation microscopique; par M. Link. . . . .	573
13. Analyse des grêlons tombés à Rouen le 25 février 1839; par M. Girardin. . . . .	575
14. Lettre de M. Lefèvre relative aux puits artésiens des oasis d'Égypte ( <i>Ann. de chimie</i> , t. 7, p. 201). . . . .	576
15. Analyse des eaux minérales d'Autoville (Calvados); par M. Quevenne. . . . .	579
16. Sur l'eau minérale et thermale de Capbern (Hautes-Pyrénées), considérées sous le point de vue topographique, chimique et médical; par M. Latour de Trie, pharmacien à Tarbes. . . . .	580
17. Résumé des travaux sur plusieurs analyses d'eaux minérales naturelles; par M. O. Henry. . . . .	581
18. Analyse de l'eau de mer prise dans le canal de la Manche, près de Brighton; par M. Schweitzer. . . . .	588
19. Analyse d'une source salée, trouvée à Wildegy, canton d'Argovie; par M. Brunner. . . . .	589
20. Description d'une source salée intermittente, émettant du gaz acide carbonique, située près de Kissingen, en Bavière; par M. Farbes. . . . .	590
21. Analyse chimique des eaux minérales de Schwalheim, près Friedberg; par M. J. Liébig. . . . .	593
22. Composition des eaux minérales n° XIX, à Soden; par M. J. Liébig. . . . .	594
23. Notice et recherches chimiques sur des produits venant des eaux thermales de Mescoutine en Algérie; par M. O. Henry. . . . .	594
24. Sur la présence de l'arsenic dans l'eau minérale	

	Pag.
de Hammân-mes-Kountin, en Algérie; par M. Tripier. . . . .	596
25. Analyses des cendres de <i>Salsola tragus</i> ; par M. Guibourt. . . . .	597
26. Sel décrépitant de Wiliska; par M. H. Rose. . . . .	598
27. Sur la sodalite et la cancrinite; par M. G. Rose. . . . .	598
28. Analyse de la hauyne; par M. F. Warrentrapp. . . . .	600
29. Analyse d'un tachylite du Vogelsgebirge; par M. W.-T.-C. Klett, de Stuttgart. . . . .	601
30. Sur les roches calcaires à animaux microscopiques des bords du Nil et de la mer Rouge; par M. Ehrenberg. . . . .	603
31. Sur la gismondine; par M. Kobell. . . . .	606
32. Sur la composition de l'idocrase; par M. Richardson. . . . .	609
33. Analyse de la colophonite de Norway (grenat-résinite); par M. T. Richardson. . . . .	610
34. Sur la haydenite et la beaumontite; par M. Levy. . . . .	610
35. Recherches chimiques sur la poonalite et la thulite; par M. C. G. Gmelin. . . . .	615
36. Sur la chlorite et sur la répivolite, nouvelles espèces minérales; par M. Kobell. . . . .	617
37. Recherches sur la composition des aluns de Rome et sur les causes de leur supériorité; par M. Meillet. . . . .	619
38. Analyses des diverses variétés de kaolin des environs de Halle sur la Saale; par M. Heineberg de Halle. . . . .	620
39. Analyse du Wasser-Glimmer; par M. Morin. . . . .	621
40. De la découverte du vanadium dans les minerais de Permie et dans les produits du traitement de ces minerais; par M. le sous-lieutenant russe Schoubin. . . . .	622
41. Sur l'érémite, nouveau minéral de l'Amérique du Nord ( <i>Ann. de Pog.</i> ) . . . . .	623
42. Analyse du pyrochlore; par M. F. Wolher. . . . .	624
43. Analyse de la monazite, minéral de l'Oural, contenant de la thorine et de l'oxyde de lanthane; par M. Carl Kersten. . . . .	628
44. Analyse de la fayalite, nouveau minéral trouvé dans l'île de Fayal (Açores); par M. Gustave Pfeils-ticker. . . . .	633

	Pag.
22. Expériences pour servir à l'histoire de l'alcool, de l'esprit de bois et des éthers; par M. Kuhlmann. . . . .	357
23. Mémoire sur l'origine et les caractères distinctifs des térébenthines; par M. Guibourt. . . . .	367
24. Rapport sur un mémoire de M. Selligues, relatif à de nouveaux procédés de fabrication du gaz pour l'éclairage. (Commissaires, MM. Thénard, d'Arcet et Dumas.) . . . . .	368
25. Extrait d'un rapport sur un mémoire présenté à l'Académie des sciences par M. Séguin, ayant pour titre : « Recherches sur la distillation des matières animales. » (Commissaires, MM. Arago, Becquerel, Dumas, Séguin; d'Arcet, rapporteur.) . . . . .	371
26. Sur la décomposition des substances organiques par la baryte; par MM. Pelouze et Millon. . . . .	374
27. Expériences sur la fermentation; par M. Ure. . . . .	375
28. Sur les hypochlorites; par M. E. Millon. . . . .	376
29. De l'action du chlore sur les iodures alcalins et de la potasse sur le chlorure d'iode; par M. Filhol. . . . .	379
30. Des phénomènes qui se manifestent lors de l'action de l'acide hydrochlorique sur les iodates; par M. Filhol. . . . .	381
31. Mémoire sur les combinaisons de l'acide sulfurique avec la potasse et quelques composés qui en dérivent; par M. Jacquelin. . . . .	383
32. Analyse de la poudre; par M. Pelouze. . . . .	385
33. Nitrate double de potasse et de soude; par M. Loole. . . . .	385
34. Préparation facile du monosulfure de sodium; par M. Kircher. . . . .	385
35. Sur la présence et l'extraction du carbonate de soude en Hongrie; par M. Werner. . . . .	386
36. Préparation du bicarbonate de soude; par M. Mohr. . . . .	387
37. Note sur la poudre pour eau gazeuse ferrée; par M. Breton. . . . .	388
38. Recherches sur la nature et la constitution des composés d'ammoniaque; par M. Robert Kane. . . . .	389
39. Sur le sulfhydrate neutre d'ammoniaque; par M. Bineau. . . . .	393

	Pag.
40. Nouvelles combinaisons de l'acide carbonique avec l'ammoniaque; par M. Rose. . . . .	394
41. Préparation du barium, du strontium et du calcium; par M. Hare. . . . .	400
42. Séparation de la chaux d'avec la magnésie; par M. Dobreiner. . . . .	401
43. Sur les combinaisons des iodures métalliques avec l'ammoniaque; par M. O. Rammelsberg. . . . .	402
44. Observations sur les carbures métalliques; par M. S. Brown d'Edimbourg. . . . .	409
45. Propriétés de l'acide tantanique; par M. Wöher. . . . .	410
46. Nouvelles propriétés du lanthane, extrait d'une lettre de M. Berzélius. . . . .	414
47. Sur le lanthane; par M. le docteur P. Bolley, professeur de chimie à Arau. . . . .	416
48. Combinaisons du protoxyde de fer avec le fer métallique; par M. Marchand. . . . .	418
49. Méthode simple pour doser le fer dans les mines de ce métal, ainsi que dans d'autres composés ferrugineux, et pour déterminer le rapport de l'oxyde de fer à l'oxydule; par M. Fuchs. . . . .	418
50. Note sur la préparation du sulfate de fer; par M. F. Boudet. . . . .	421
51. Méthode pour l'examen de l'acier, du fer en barres et du fer de fonte; par M. Berzélius. . . . .	422
52. De la protection du fer par le zinc; par M. Munkel. . . . .	425
53. Nouvelle théorie de la galvanisation des métaux; par M. Schœnbeim. . . . .	426
54. Préparation de l'oxyde de nickel pur (Répertoire de Buchner). . . . .	427
55. Sur une méthode simple de doser par la voie humide le cuivre contenu dans les minerais ou dans les produits d'usines; par M. Kersten. . . . .	427
56. Note sur l'antimoine; par M. Capitaine. . . . .	429
57. Préparation de l'oxyde d'antimoine; par M. Preuss. . . . .	431
58. Note sur l'oxyde d'antimoine; par M. Bourson. . . . .	432
59. Sur le kermès; par M. H. Rose. . . . .	432
60. Sur le sulfo-antimonié de sulfure de sodium; par M. Julius Kirscher. . . . .	439
61. De l'action de l'étain, de l'arsenic, de l'anti-	

	Pag.
moine et du soufre sur les chlorures de mercure ; par M. Capitaine. . . . .	441
62. Note sur la propriété décapante du chlorure double de zinc et d'ammoniaque ; par M. Dollfus-Besseyre. . . . .	445
63. Sur le sublimé corrosif et quelques composés analogues ; par M. Mohr. . . . .	446
64. Sur la théorie de la formation du blanc de plomb ; par M. Benson. . . . .	448
65. Manière d'être de quelques sels d'argent dans le gaz hydrogène ; par M. Wölher. . . . .	449
66. Sur la précipitation de l'or ; par M. Morin. . .	450
67. Notes sur un procédé électro-chimique, ayant pour objet de dorer l'argent et le laiton ; par M. le professeur de la Rive. . . . .	451

#### MÉTALLURGIE ET MINÉRALURGIE.

Note sur l'emploi de l'air chaud dans les usines à plomb, cuivre, argent et fer de l'Erzgebirge saxon ; par M. Le Châtelier, aspirant-ingénieur des mines. . . . .	3
Sur les alliages, particulièrement sur ceux de cuivre et de zinc ; par M. Karsten. (Traduit de l'allemand.)	161
Notice sur la fabrication de la fonte et du fer dans le Hartz, et sur l'emploi de l'air chaud dans les hauts-fourneaux et les feux d'affinerie de ce pays ; par M. Callon, aspirant-ingénieur des mines. . .	219
Suite et fin. . . . .	455
Notice sur le traitement métallurgique des schistes cuivreux du pays de Mansfeld ; par M. Le Châtelier, aspirant-ingénieur des mines. . . . .	257
Mémoire sur la soufflerie du haut-fourneau de Niederbronn (Bas-Rhin), mue par une machine à vapeur, dont les chaudières sont chauffées par la flamme du gueulard de ce haut-fourneau ; par M. Eugène Flachat. . . . .	295
Note sur les méthodes employées par MM. Plattner et Harkort, pour les essais quantitatifs au chalu- meau ; par M. Le Châtelier, aspirant-ingénieur des mines. . . . .	491

	Pag.
Note sur le parti qu'on peut tirer dans les arts des résidus de la préparation du chlore ; par M. Ebelmen, ingénieur des mines. . . . .	517

#### MÉCANIQUE. — EXPLOITATION.

Mémoire sur l'exploitation de la calamine et la fabrication du zinc dans la Haute-Silésie ; par M. Callon, aspirant-ingénieur des mines. . . . .	45
Mémoire sur les machines à vapeur à cylindre horizontal du Creusot ; par M. Manès, ingénieur en chef des mines. . . . .	99
Application de la flamme perdue des fours à réchauffer le fer au chauffage des générateurs de machines à vapeur destinées à faire mouvoir les appareils de fabrication ; par M. Eugène Flachat.	113
Note sur l'ajutage conique ou sur la limite théorique de l'excès de dépense produit par un écoulement ou un jet divergent ; par M. Burdin, ingénieur en chef des mines. . . . .	183

#### ADMINISTRATION.

Jurisprudence des mines ; par M. de Cheppe, maître des requêtes, chef de la division des mines. . .	673
Lois, ordonnances du roi et décisions diverses concernant les mines et usines, rendues pendant le 1 <sup>er</sup> semestre de 1840. . . . .	691
Décisions sur le personnel des mines. . . . .	735
État général du personnel des mines au 1 <sup>er</sup> juillet 1840. . . . .	741
Commissions de surveillance instituées pour la navigation des bateaux à vapeur. . . . .	753
Circulaire adressée à MM. les préfets et à MM. les ingénieurs des mines. . . . .	760

Table des matières contenues dans le tome XVII. .	763
Explication des planches jointes au tome XVII. .	772



## PLANCHES JOINTES AU TOME XVII.

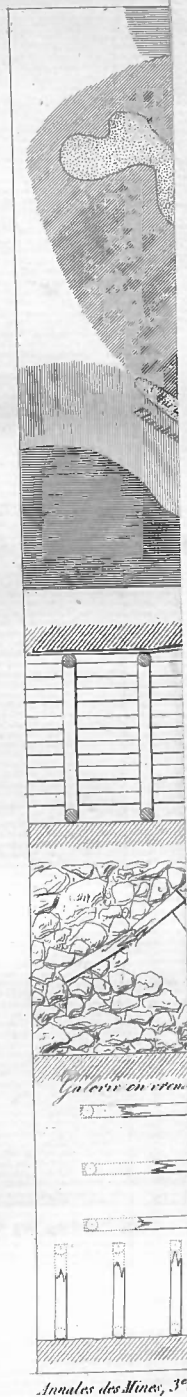
	Pag.
<i>Pl. I. Exploitation et préparation mécanique de la calamine en Silésie.</i> . . . . .	45
<i>Fig. 1.</i> Gisement de la calamine. . . . .	46
<i>Fig. 2.</i> Coupe du N.-N.-E. au S. S.-O., passant par les mines Hermann et Scharley, et traversant tout le gîte connu. . . . .	46
<i>Fig. 3.</i> Coupe de l'est à l'ouest, passant par les mines Scharley et Wilhelmine. . . . .	46
<i>Fig. 4.</i> Coupe de l'est à l'ouest par la Marie-Grube.	46
<i>Fig. 5.</i> Coupe du N. au S. par les mines Marie et Elisabeth. . . . .	46
<i>Fig. 6.</i> Filons métallifères dans la dolomie (Dachgstein). . . . .	48
<i>Fig. 7.</i> Système d'exploitation. . . . .	54
<i>Fig. 8.</i> Galeries préparatoires. . . . .	56
<i>Fig. 9 et 10.</i> Galerie en creusement et galerie éboulée.	57
<i>Fig. 11.</i> Coupe d'un grand puits. . . . .	59
<i>Fig. 12 et 13.</i> Coupes d'une galerie dans un terrain peu résistant. . . . .	60
<i>Fig. 14.</i> Cylindre pour le débouillage et le triage des minerais. . . . .	64
<i>Fig. 15 et 16.</i> Croquis de l'appareil de triage dit <i>Separations-Rad</i> . . . . .	65
<i>Fig. 17.</i> Disposition générale de l'appareil dit <i>Separations-Rad</i> . . . . .	67
<i>Pl. II. Traitement métallurgique de la calamine en Silésie.</i> . . . . .	68
<i>Fig. 1 et 2.</i> Four de grillage (plan et coupe). . . . .	69
<i>Fig. 3.</i> Coupes horizontales du four de réduction. . . . .	72
<i>Fig. 4.</i> Coupes verticales du four de réduction. . . . .	72
<i>Fig. 5.</i> Fourneau à réverbère pour la fonte du zinc. . . . .	75
<i>Fig. 6.</i> Pot en terre pour la fonte du zinc. . . . .	75
<i>Fig. 7.</i> Moultes pour la réduction de la calamine. . . . .	76
<i>Fig. 8.</i> Allonges. . . . .	77
<i>Fig. 9.</i> Plaques d'argile pour fermer les moultes. . . . .	79
<i>Fig. 10.</i> Laminage du zinc. Élévation du four à réchauffer. . . . .	94
<i>Fig. 11.</i> Coupe du four à réchauffer. . . . .	94

	Pag.
<i>Pl. III. Machine à vapeur à cylindre horizontal du Creuzot (Saône-et-Loire), force de 8 chevaux.</i> . . . . .	99
Élévation, plan et coupes. . . . .	99
<i>Pl. IV. Machine à vapeur à cylindre horizontal du Creuzot (Saône-et-Loire), force de 16 chevaux.</i> . . . . .	99
Élévation, plan et coupes. . . . .	99
<i>Pl. V. Emploi de la flamme perdue des fours à réchauffer le fer pour le chauffage d'une machine à vapeur, aux forges d'Abainville.</i> . . . . .	149
<i>Fig. 1.</i> Coupe verticale des fours et des chaudières, suivant AB de <i>fig. 3</i> . . . . .	149
<i>Fig. 2.</i> Coupe verticale, suivant CD de <i>fig. 3</i> . . . . .	149
<i>Fig. 3.</i> Coupe horizontale des fours et des chaudières, suivant EF de <i>fig. 2</i> . . . . .	149
<i>Fig. 4.</i> Coupe verticale des fours, suivant GH de <i>fig. 3</i> , et élévation des cheminées. . . . .	149
<i>Fig. 5.</i> Appareil d'alimentation et de retour d'une des chaudières. . . . .	149
<i>Fig. 6.</i> Appareil de conduite de la machine, avec soupape et tuyau de décharge. . . . .	149
<i>Pl. VI. Machine à vapeur de 100 chevaux, établie aux forges d'Abainville.</i> . . . . .	149
<i>Fig. 1 et 2.</i> Appareil de distribution de la vapeur, à détente variable à la main. . . . .	153
<i>Pl. VII. Même machine.</i> . . . . .	145
Coupe et élévation. . . . .	145
<i>Pl. VIII. Emploi de la flamme du gueulard au haut-fourneau du Niederbronn.</i> . . . . .	295
<i>Fig. 1.</i> Élévation latérale du haut-fourneau, coupe longitudinale d'une chaudière à vapeur et de son fourneau, coupe transversale de la chambre de la machine . . . . .	310
<i>Fig. 2.</i> Projection horizontale du haut-fourneau, des chaudières et de leurs fourneaux. . . . .	310
<i>Fig. 3.</i> Coupe transversale des chaudières et coupe longitudinale de la chambre de la machine. . . . .	310
<i>Fig. 4.</i> Coupe horizontale du haut-fourneau et de la chambre de la machine. . . . .	310

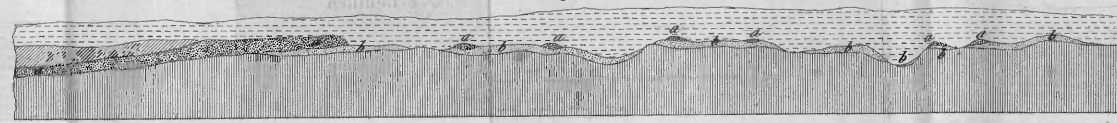
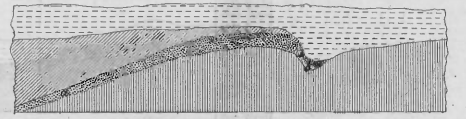
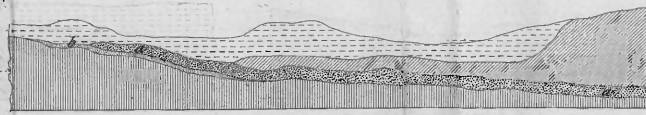
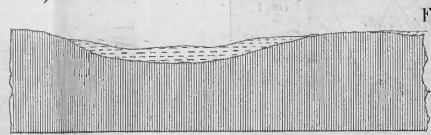
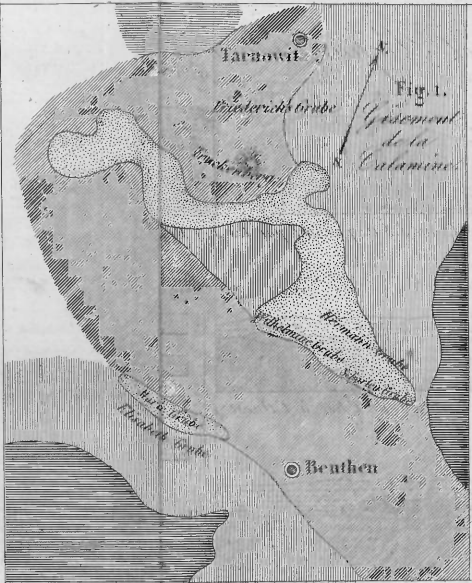
	Pag.
<i>Pl. IX. Instruments pour les essais quantitatifs au chalumeau.</i> . . . . .	491
<i>Fig. 1.</i> Chalumeau dont l'embouchure est garnie d'un pavillon en corne. . . . .	492
<i>Fig. 2.</i> Manche en corne portant une virole en cuivre, à laquelle on adapte un fil de platine pour fondre les verres colorés. . . . .	492
<i>Fig. 3.</i> Balance. . . . .	493
<i>Fig. 4.</i> Échelle en ivoire servant à évaluer le poids des boutons d'argent. . . . .	495
<i>Fig. 5, 6 et 7.</i> Forets pour creuser des trous dans le charbon. . . . .	497
<i>Fig. 8.</i> Capsules en fer pour supporter les coupelles, avec moines pour les fabriquer. . . . .	498
<i>Fig. 9.</i> Support pour tenir les capsules. . . . .	498
<i>Fig. 10.</i> Porte-charbon. . . . .	498
<i>Fig. 11.</i> Petit fil de platine façonné en anneau, et servant de support aux petites capsules de porcelaine qu'on introduit dans le porte-charbon. . . . .	498
<i>Fig. 12.</i> Crible en laiton pour passer le plomb granulé destiné aux essais d'or et d'argent. . . . .	499
<i>Fig. 13.</i> Tube en verre avec cylindre en bois servant à mesurer le volume du plomb d'essai. . . . .	499
<i>Fig. 14.</i> Mandrin sur lequel on enroule le papier dans lequel on enveloppe les substances à essayer. . . . .	499
<i>Fig. 15.</i> Moule servant à la préparation des capsules d'argile. . . . .	500
<i>Fig. 16 et 16 bis.</i> Instrument en fer servant à fabriquer des creusets d'argile. . . . .	501
<i>Pl. X. Cristallisation de la greenovite.</i> . . . . .	529

FIN DU TOME DIX-SEPTIÈME.

PARIS. — IMPRIMERIE DE FAIN ET THUNOT,  
RUE RACINE, 28, PRÈS DE L'ODÉON.

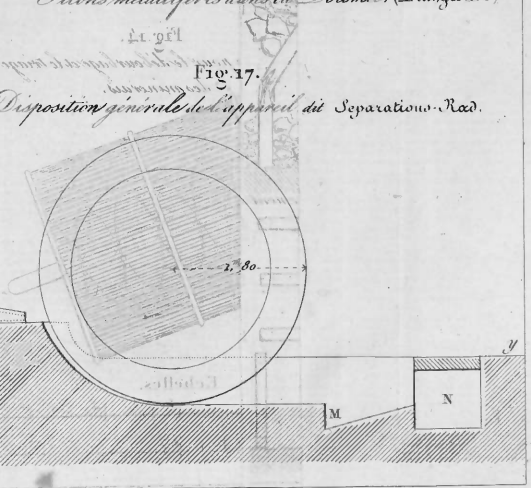
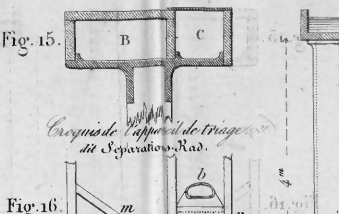
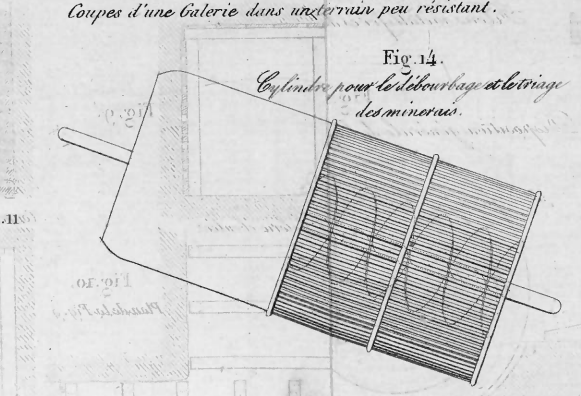
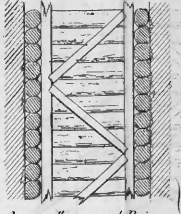
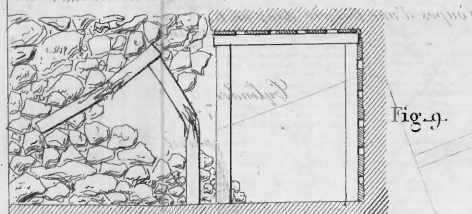
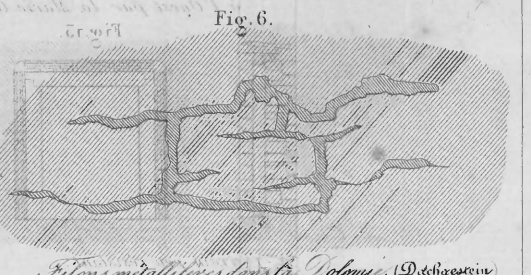
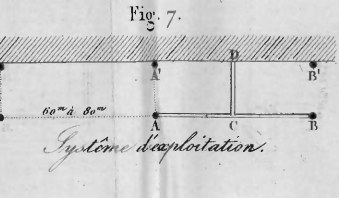
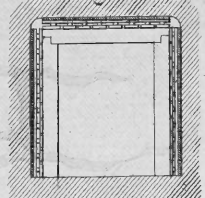
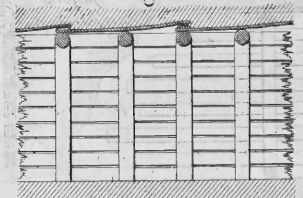
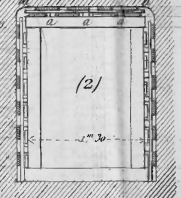
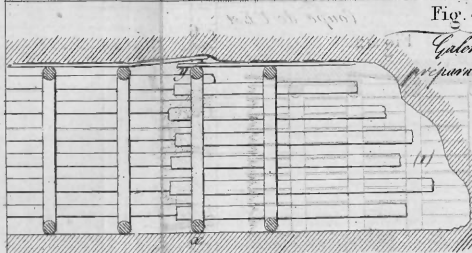
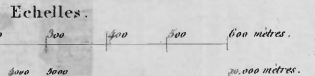


### Exploitation et Préparation mécanique de la Calamine en Silésie.



Légende des Fig. 1 à 5.

	Terrain houiller.		Calcaire d'Uppola (Jurassique?)
	Gîte de Calamine (Plan)		Muschelkalk (Sohlenstein).
	Calamine blanche (Coupes)		Dolomie (Dachgestein)
	Calamine rouge		Auriferes (sables et argiles superficiels)



Traitement Métallurgique de la Calamine en Silésie.

Fig. 4.

Coupes verticales du Four de réduction.

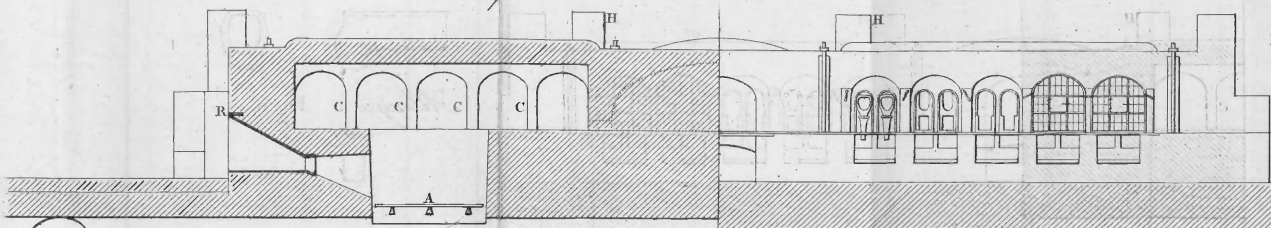


Fig. 3.

Coupes horizontales du Four de réduction.

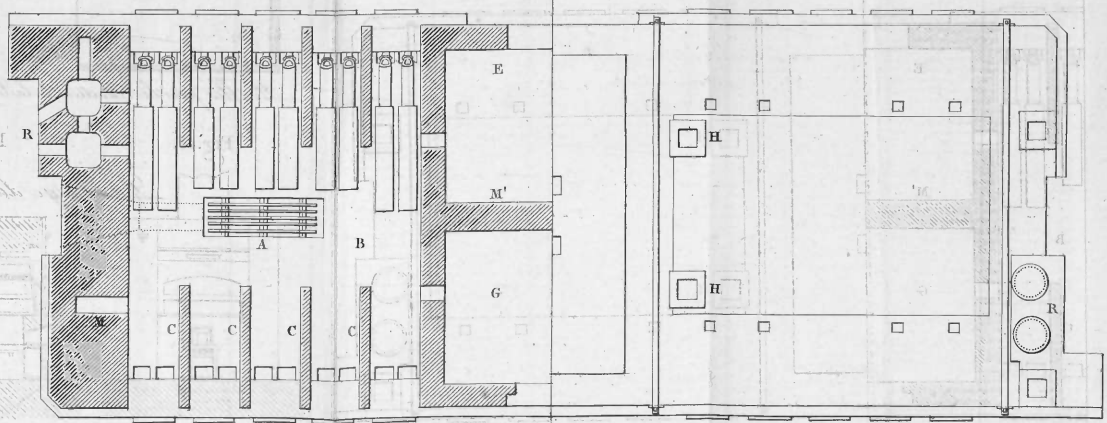
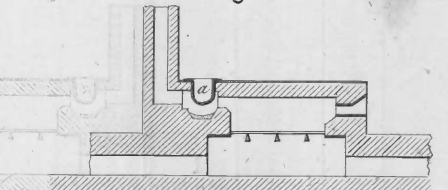


Fig. 5.



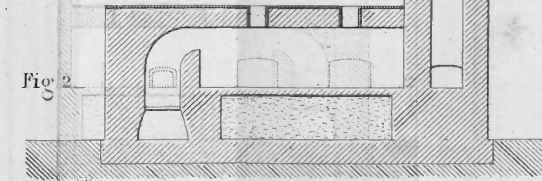
Fourneau à réverbère pour la fonte du Zinc.

Fig. 6.



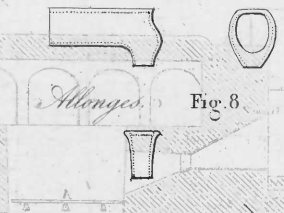
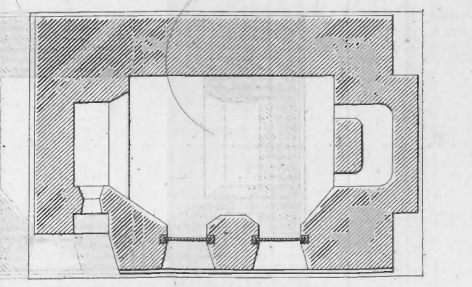
Pot en terre pour la fonte du Zinc.

Fig. 2.



Four de Grillage

Fig. 1.



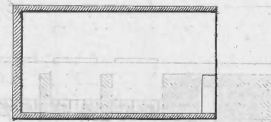
Allonges Fig. 8.



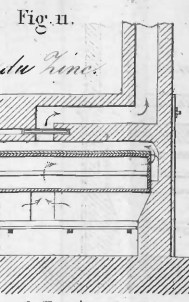
Plaque d'Argile pour former les Mouffles Fig. 9.



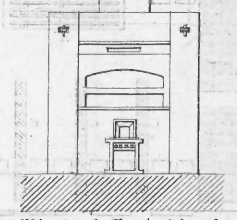
Mouffles pour la réduction de la Calamine. Fig. 7.



Mouffles pour la réduction de la Calamine. Fig. 10.



Laminage du zinc. Fig. 11.



Elevation du Four à réchauffer. Fig. 12.

Coupe du Four à réchauffer.

Echelles.



*Machine à Vapeur à Cylindre horizontal*  
*du Creusot (Gaimé & Loire.)*

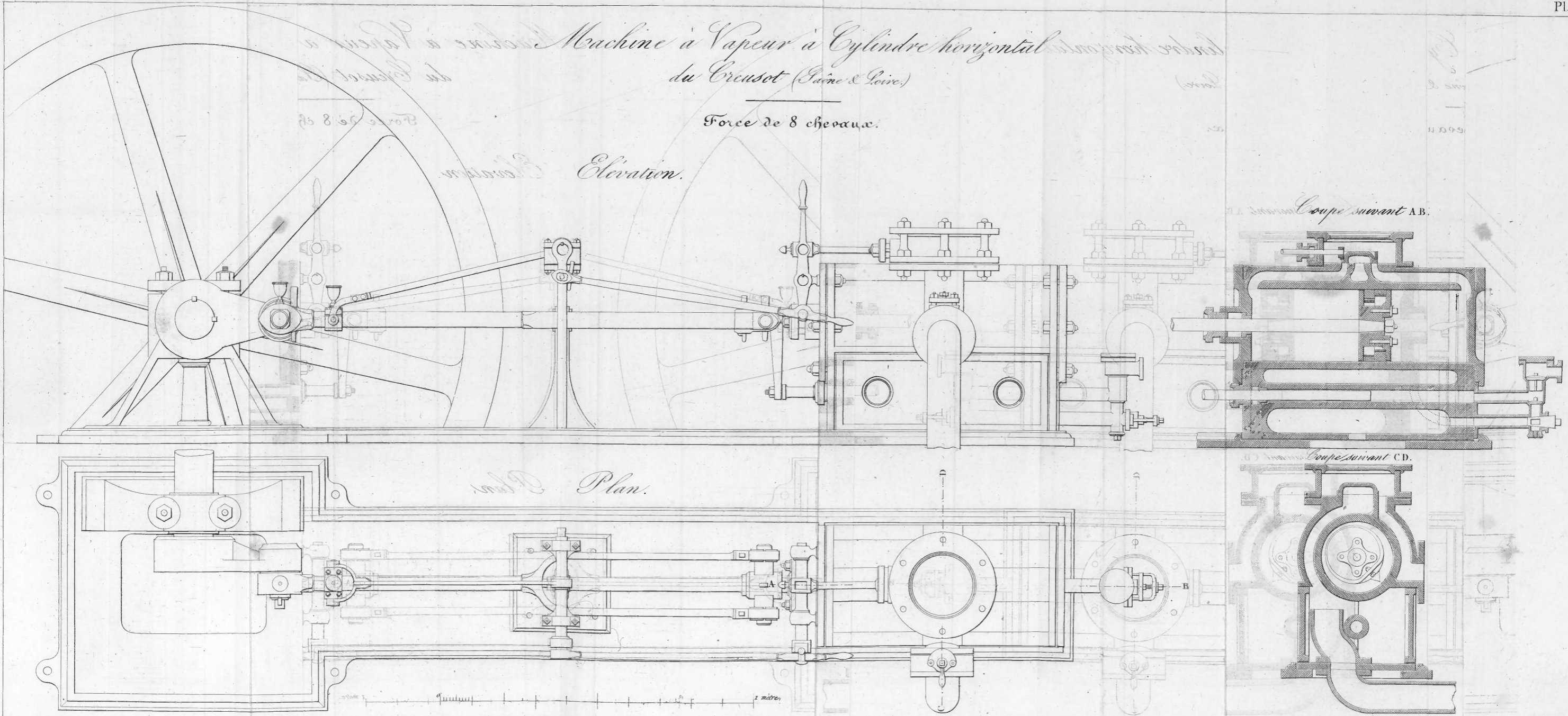
Force de 8 chevaux.

Elevation.

Coupe suivant A.B.

Plan.

Coupe suivant C.D.

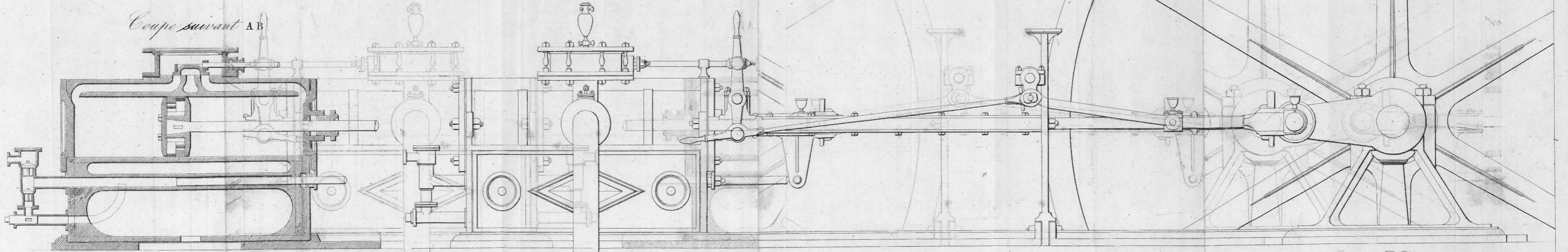


*Machine à Vapeur à Cylindre horizontal*  
*du Creusot (Saône & Loire.)*

Force de 16 chevaux.

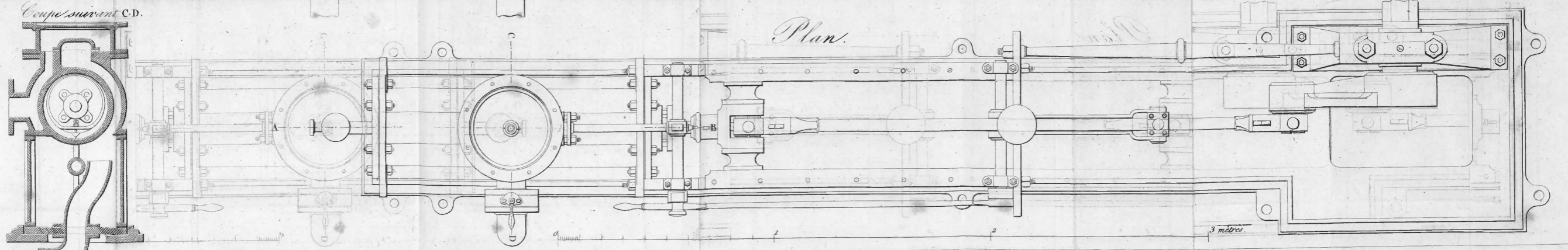
*Elevation.*

*Coupe suivant AB*



*Coupe suivant C.D.*

*Plan.*



3 mètres

*Emploi de la flamme perdue de leur fours à réchauffer le fer  
pour le chauffage d'une machine à vapeur,  
aux Fours d'Abainville.*

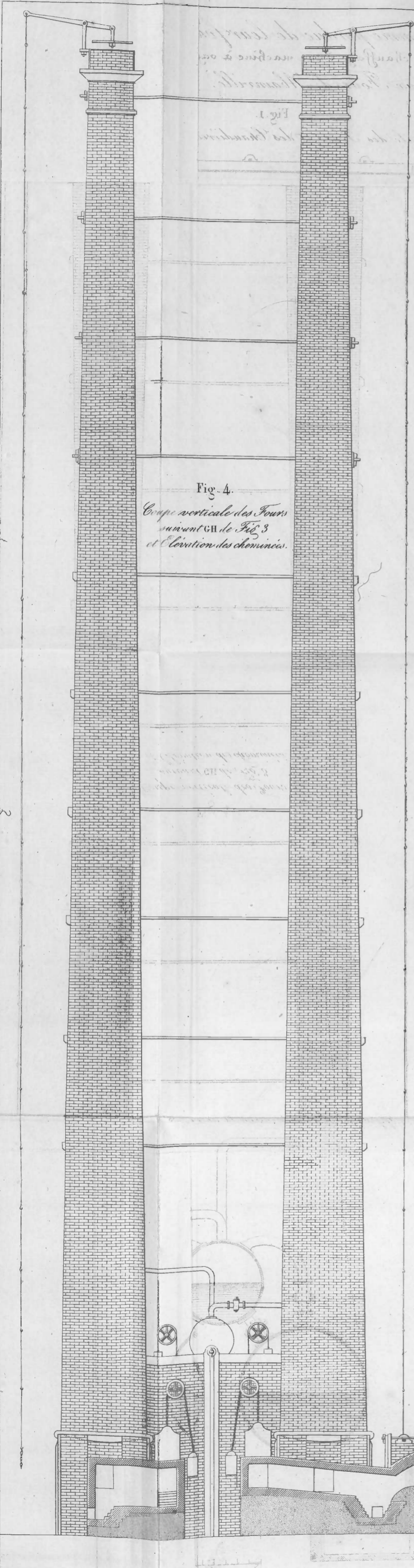


Fig. 4.  
*Coupe verticale des Fours  
suivant GH de Fig. 3  
et l'élevation des cheminées.*

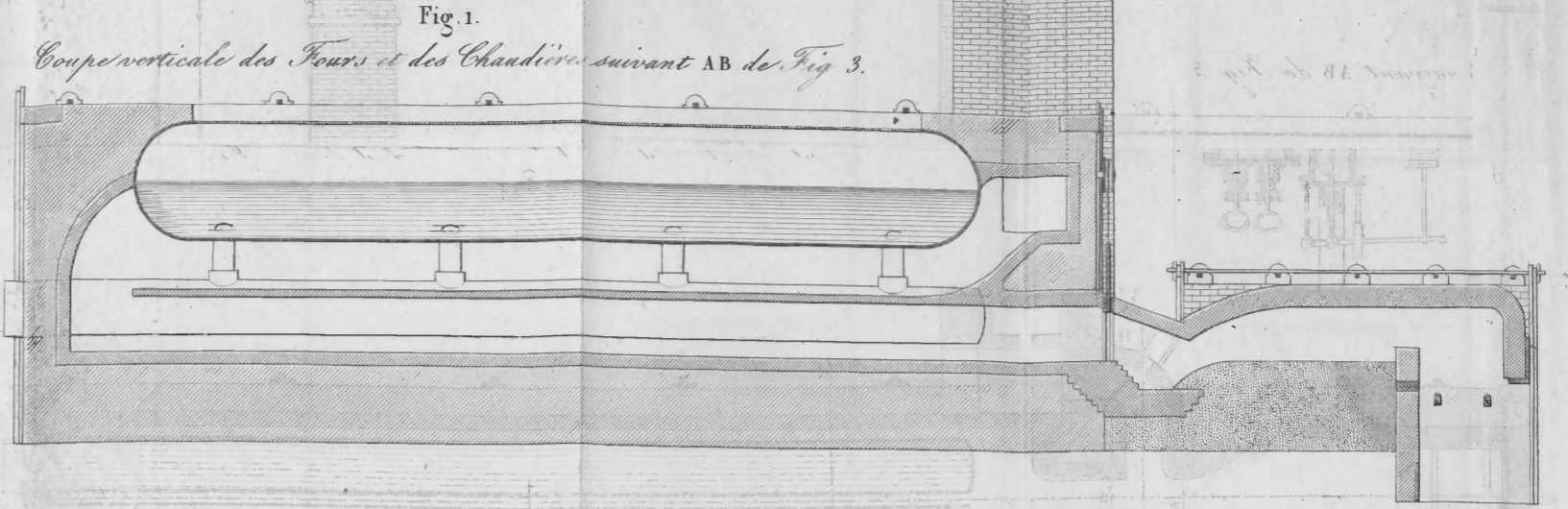


Fig. 1.  
*Coupe verticale des Fours et des Chaudières  
suivant AB de Fig. 3.*

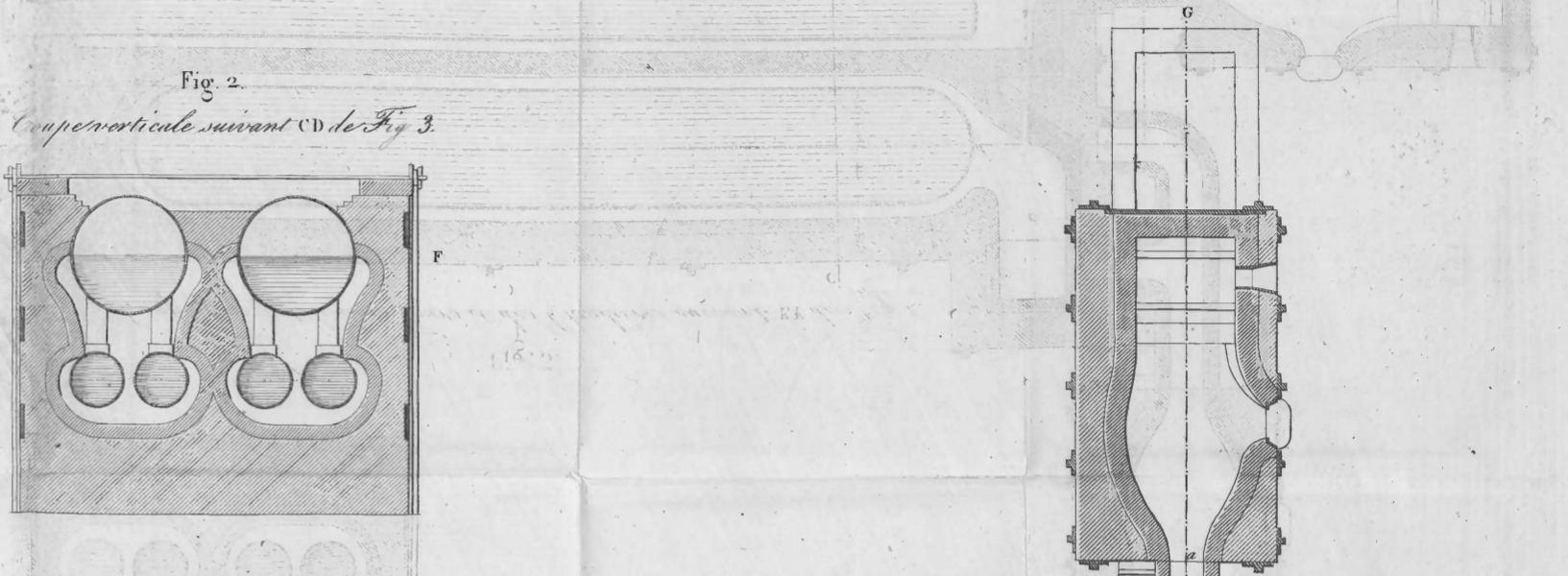


Fig. 2.  
*Coupe verticale suivant CD de Fig. 3.*

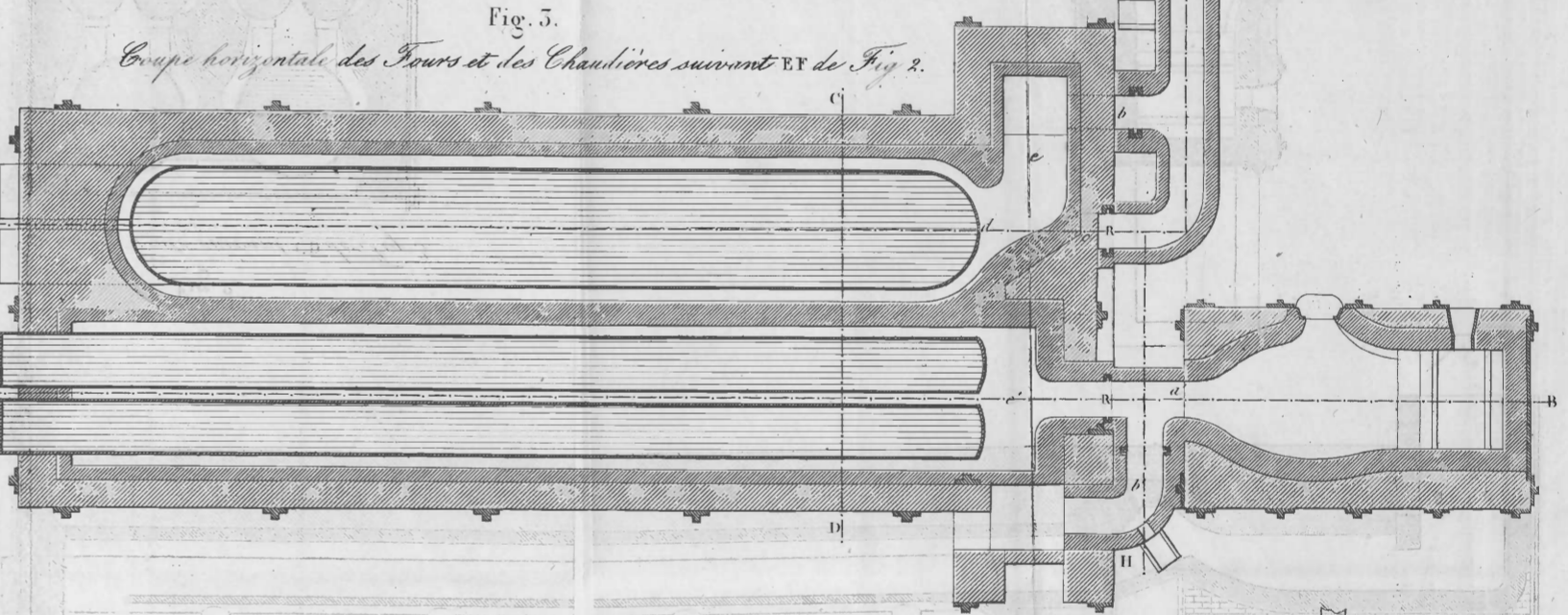


Fig. 5.  
*Coupe horizontale des Fours et des Chaudières  
suivant EF de Fig. 2.*

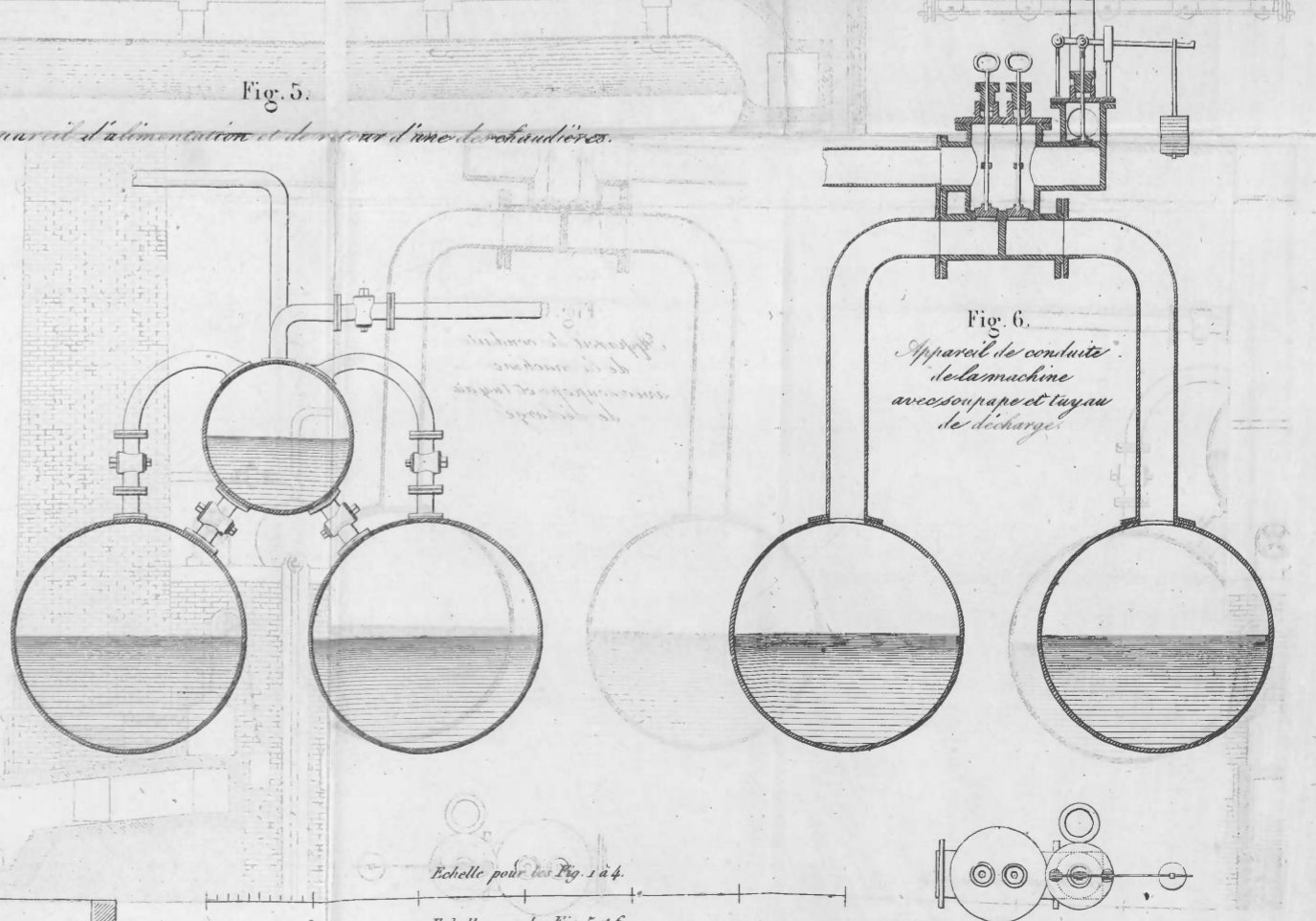


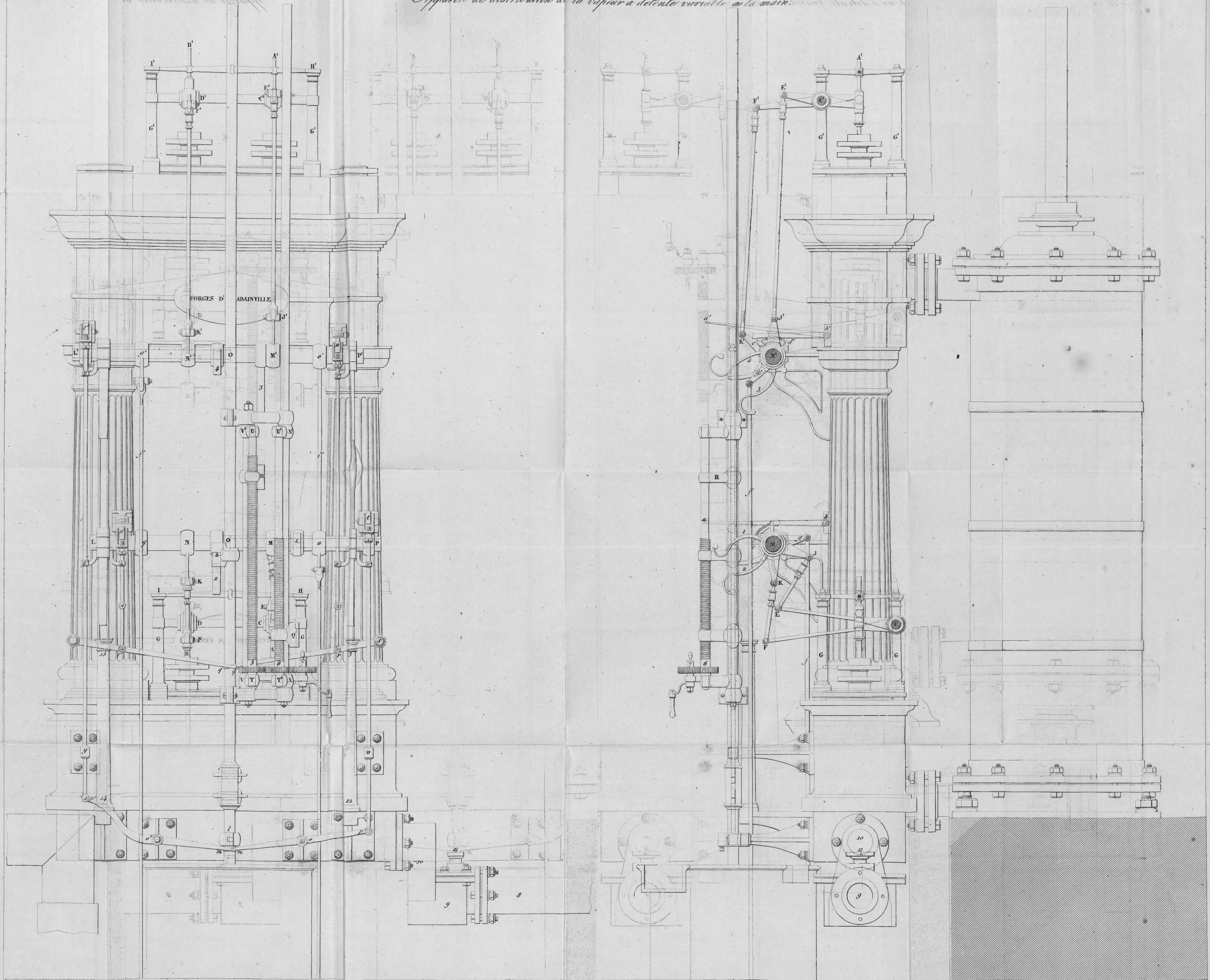
Fig. 6.  
*Appareil d'alimentation et de vannes d'une chaudière.*

Fig. 6.  
*Appareil de conduite  
de la machine  
accessoire et tuyau  
de décharge.*

Echelle pour les Fig. 1 à 4.

Echelle pour les Fig. 5 et 6.

*Machine à vapeur de 100 Chevaux établie aux Forges d'Abainville.  
Appareil de distribution de la vapeur à détente variable à la main.*



Echelle.

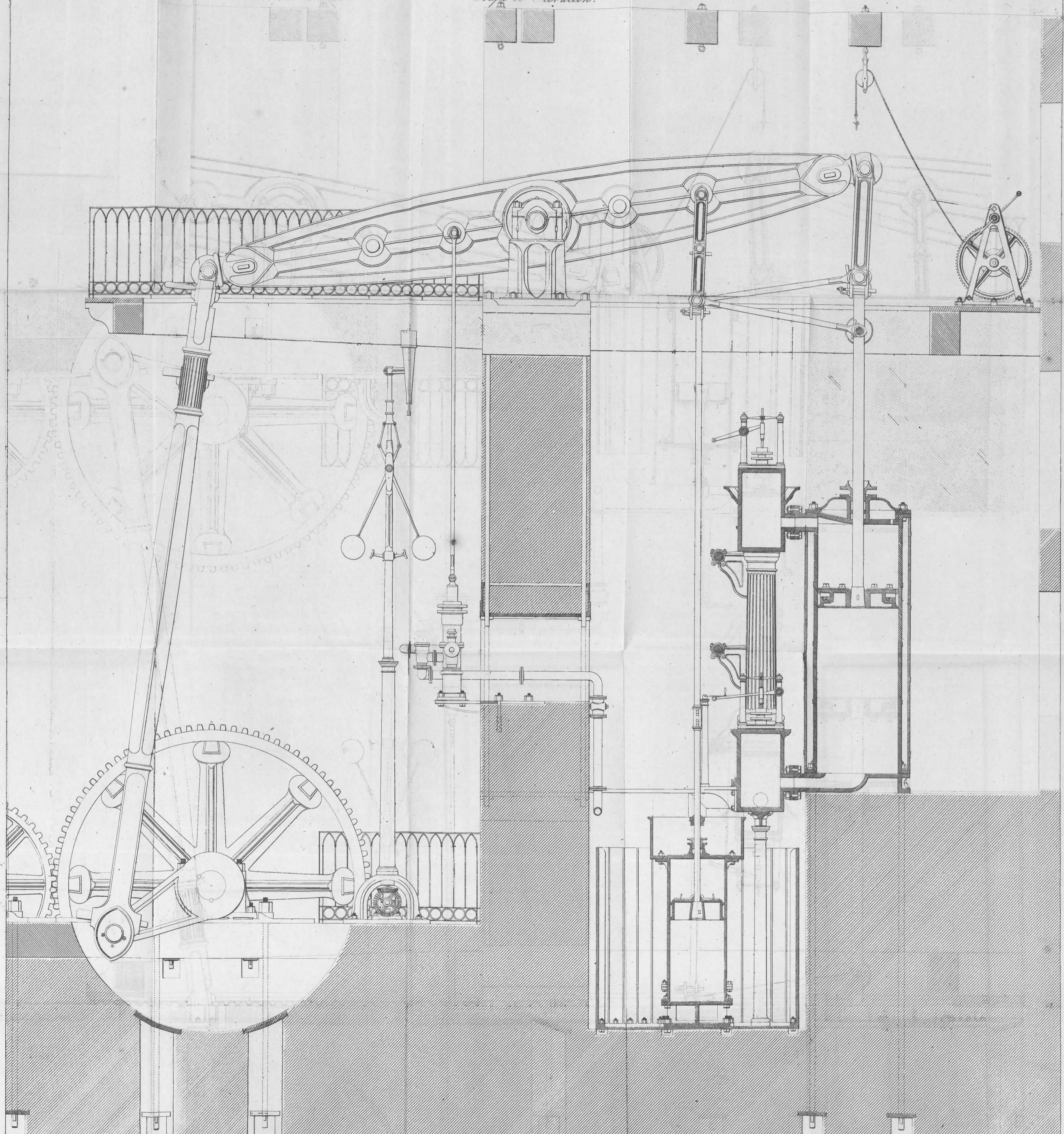
3 mètres.

0 10 20 30 40 50 60 70 80 90 1



*Machine à vapeur de six Chevaux établie aux Forges d'Anzinville.*

*Coupe et Élévation.*



Echelle.

5 mètres.

*Soufflerie du haut fourneau de Niederbronn  
mue par une machine à vapeur dont les Chaudières sont chauffées par la flamme du Gaculard.*

Fig. 1.

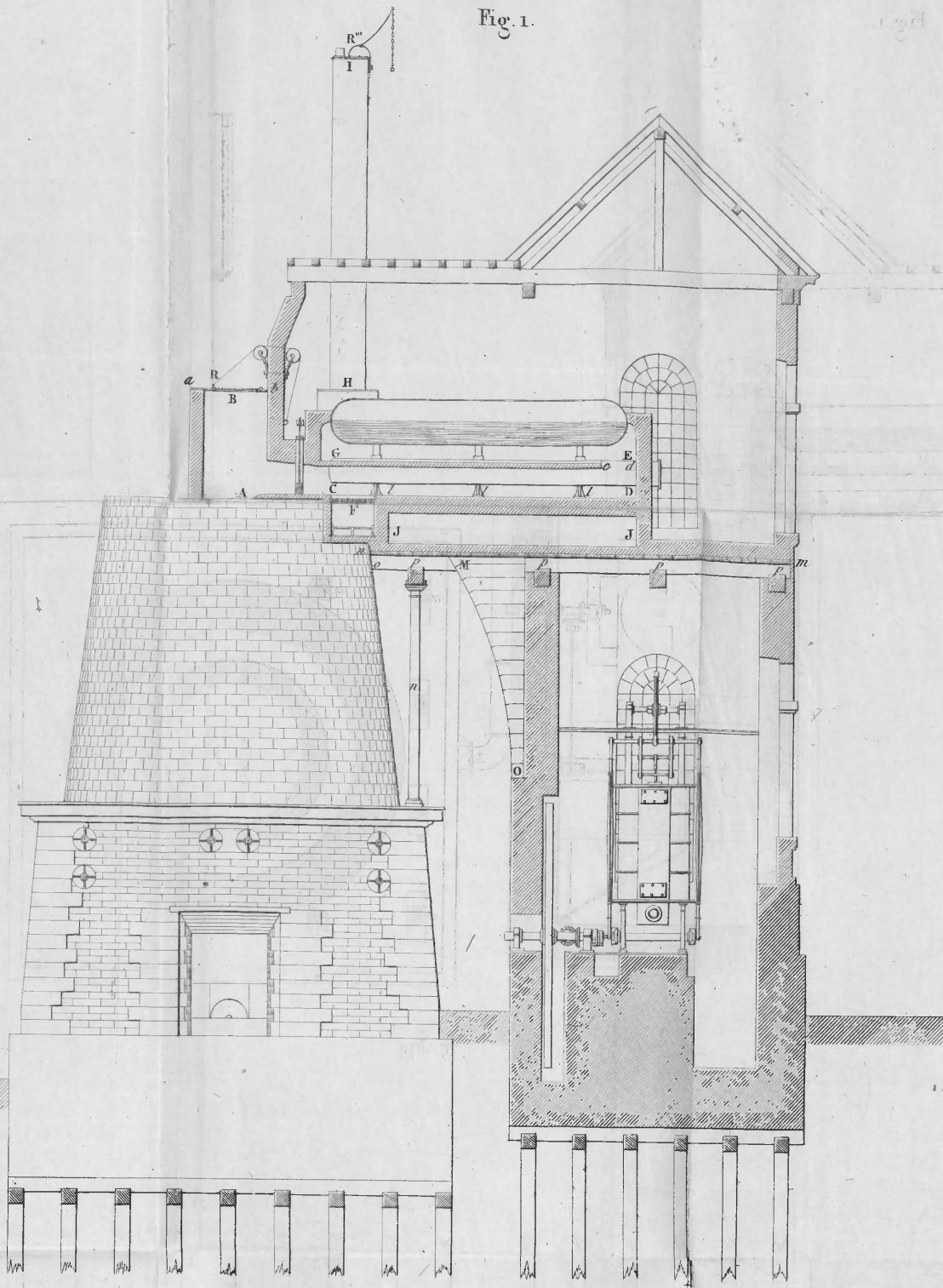


Fig. 3.

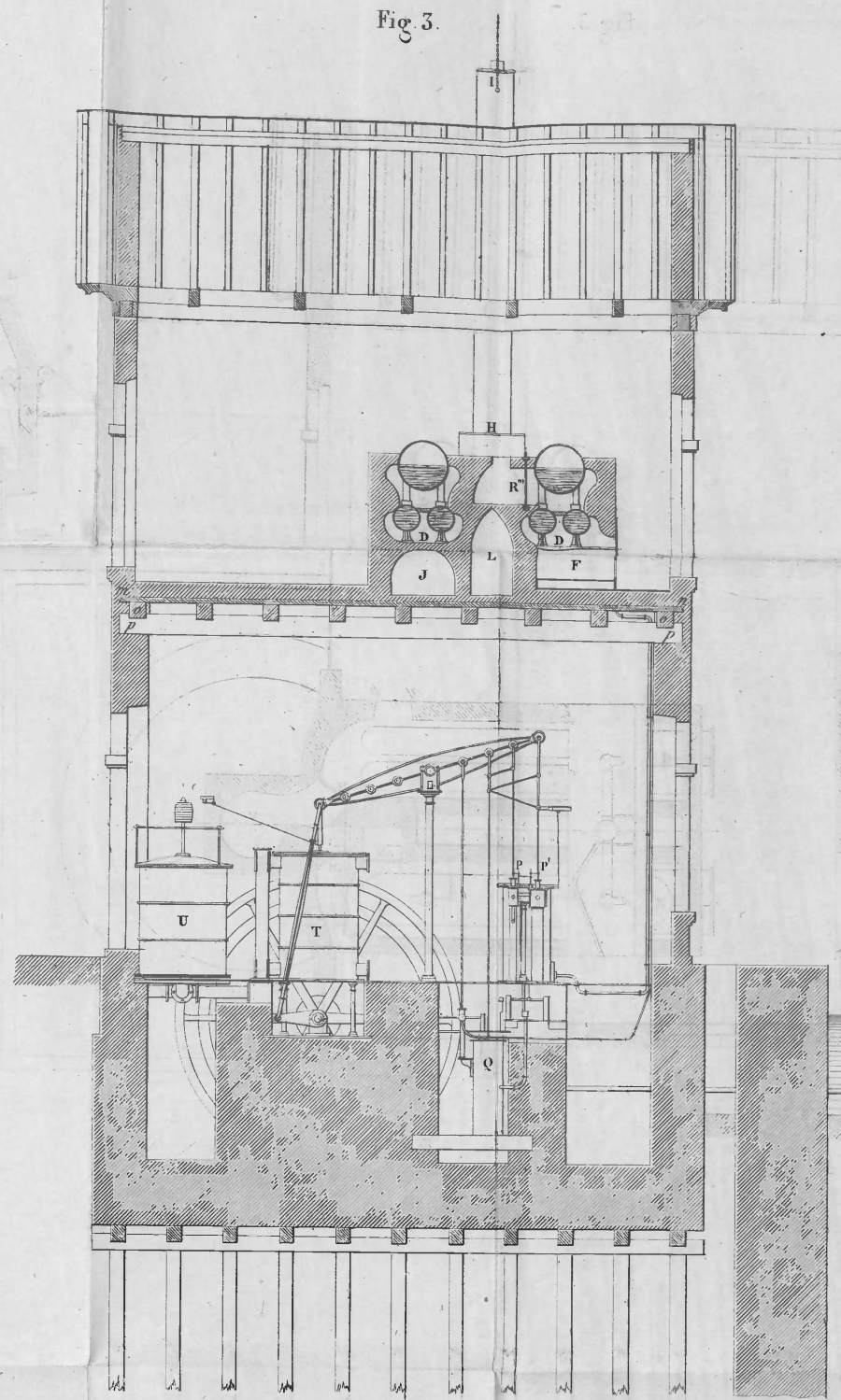


Fig. 4.

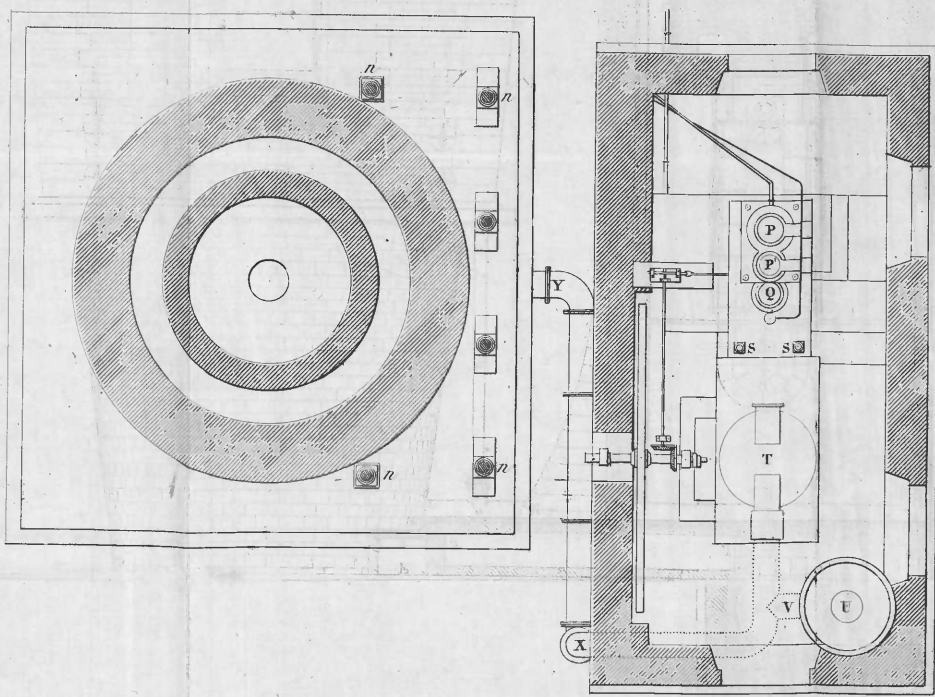
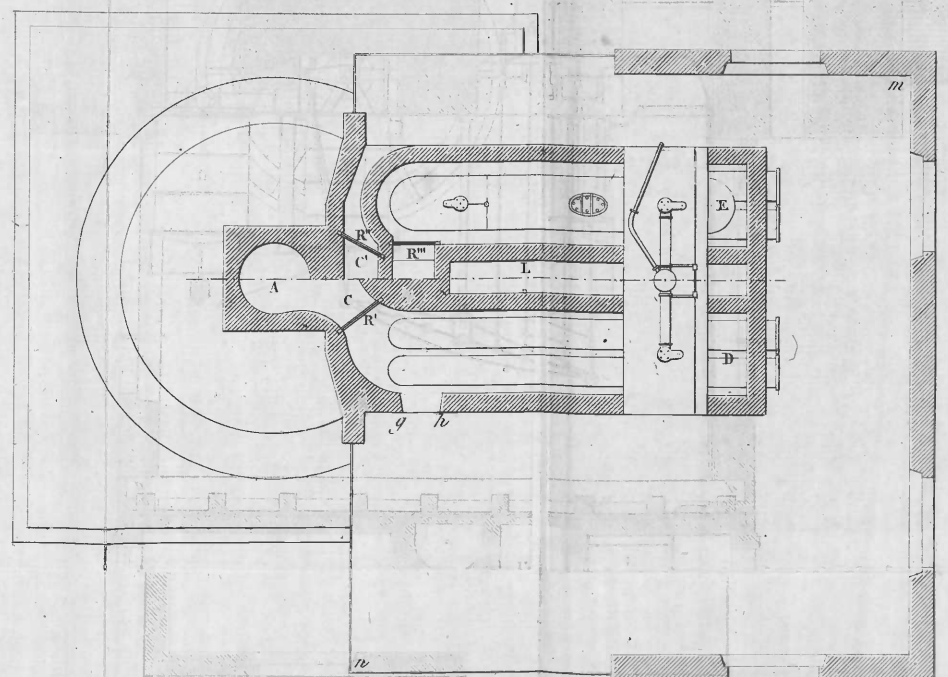
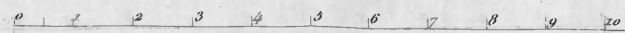


Fig. 2.



Echelle.



*Instrumens pour les essais quantitatifs au chalumeau.*

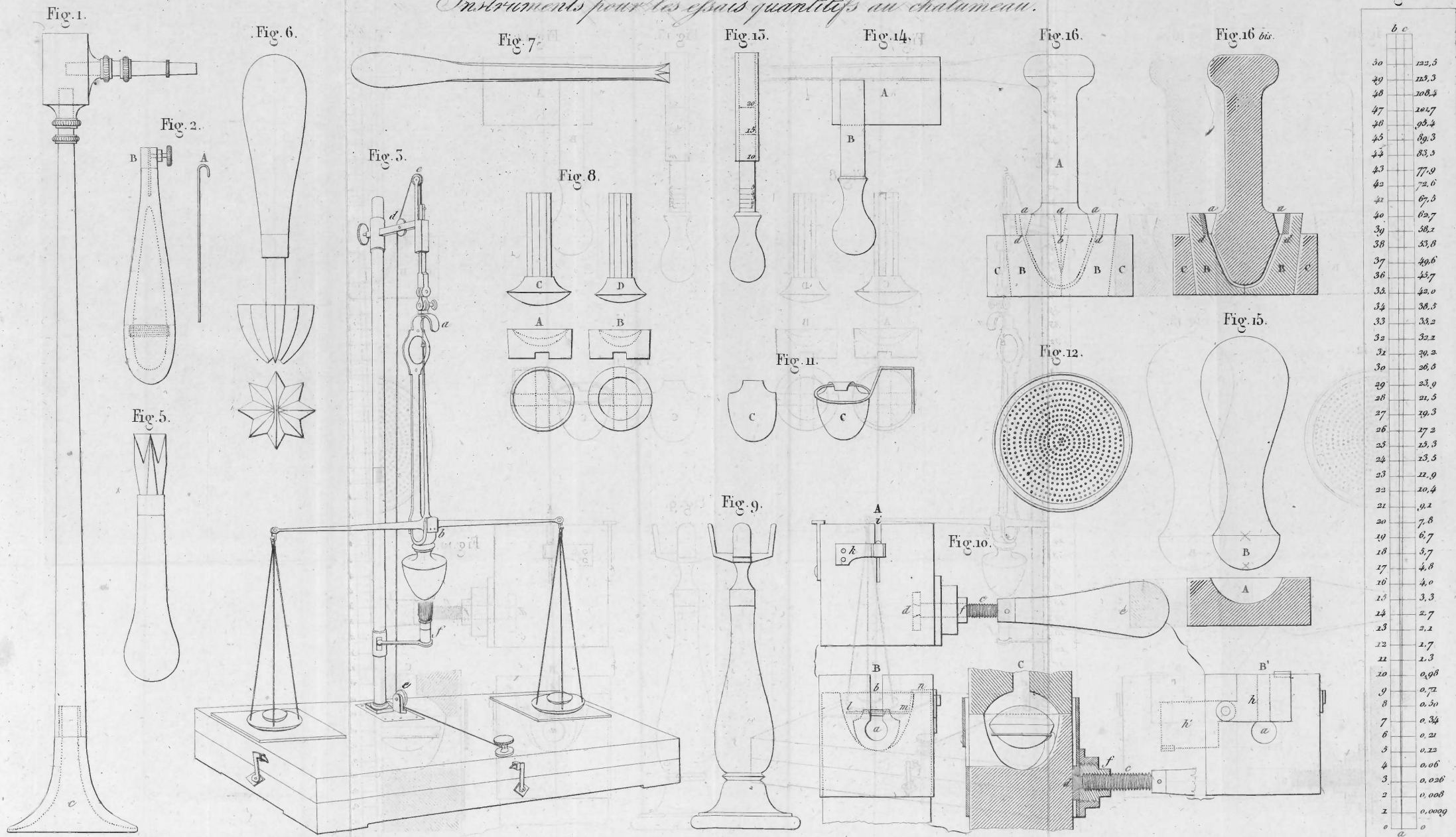


Fig. 4.

b	c
30	122,5
29	122,3
28	120,2
27	120,7
26	98,4
25	89,3
24	83,5
23	83,5
22	77,9
21	72,6
20	67,5
19	62,7
18	58,2
17	53,8
16	49,6
15	45,7
14	42,0
13	38,8
12	36,2
11	32,2
10	30,2
9	26,6
8	23,9
7	21,5
6	19,3
5	17,2
4	15,3
3	13,5
2	11,9
1	10,4
0	9,2
0	7,8
0	6,7
0	5,7
0	4,8
0	4,0
0	3,3
0	2,7
0	2,2
0	1,7
0	1,3
0	0,98
0	0,72
0	0,50
0	0,34
0	0,21
0	0,12
0	0,06
0	0,026
0	0,008
0	0,0009
0	0

*Cristallisation de la Greenovite.*

Fig. 1.

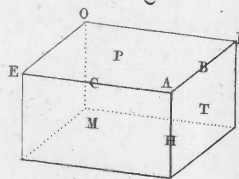


Fig. 2.

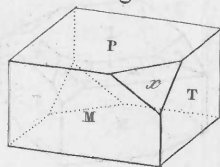


Fig. 3.

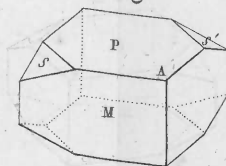


Fig. 4.

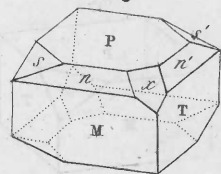


Fig. 5.

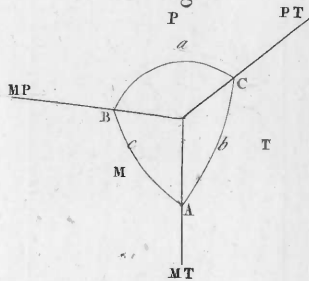


Fig. 6.

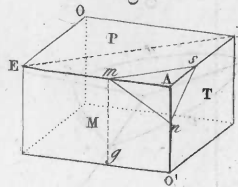


Fig. 7.

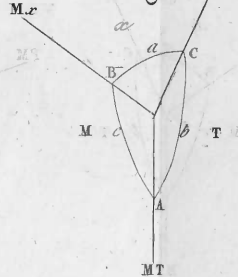


Fig. 8.

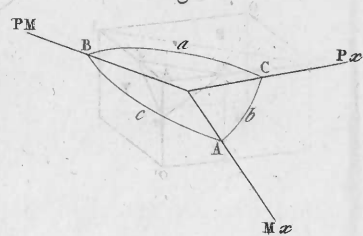


Fig. 9.

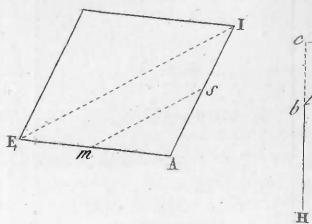


Fig. 10.

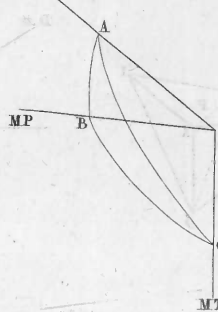


Fig. 11.

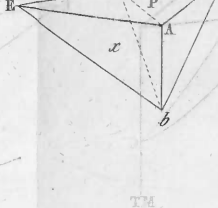


Fig. 12.

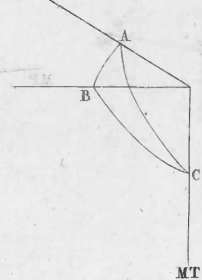


Fig. 10.

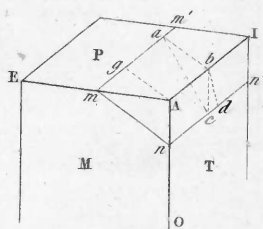


Fig. 11.

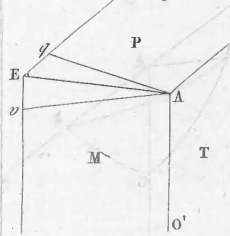


Fig. 12.

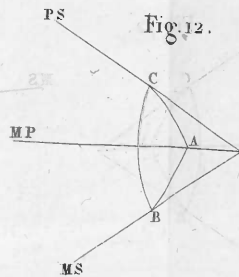


Fig. 13.

