2 Ex.

ANNALES

DES MINES

Les ANNALES DES MINES sont publiées sous les auspices de l'Administration des Mines et sous la direction d'une commission spéciale, nommée par le Ministre des travaux publics. Cette commission, dont font partie le directeur des routes, de la navigation et des mines et le chef du cabinet, du personnel et du secrétariat, est composée ainsi qu'il suit :

MM.

LINDER, inspecteur général des mines, *président*.
BOCHET, inspecteur général.
CASTEL, d°
HATON DE LA GOUPILLIÈRE, inspecteur général, directeur de l'École supérieure des mines.
ORSEL, inspecteur général.
MALLARD, inspecteur général, professeur à l'École supérieure des mines.
LORIEUX, inspecteur général.
MASSIEU, d°
LAUR, d°
RÉSAL, inspecteur général, professeur à l'École supérieure des mines.
VILLOT, inspecteur général.
CHEYSSON, inspecteur général des ponts et chaussées, professeur à l'École supérieure des mines.

MM.

KELLER, ingénieur en chef, secrétaire de la Commission de la statistique de l'industrie minérale et des appareils à vapeur.
VICAIRE, ingénieur en chef, professeur à l'École supérieure des mines.
CARNOT, ingénieur en chef, inspecteur de l'École supérieure des mines.
LEDOUX, ingénieur en chef, professeur à l'École supérieure des mines.
AGUILLON, d°
DOUVILLÉ, d°
BERTRAND, d°
LE CHATELIER, d°
LODIN, d°
SAUVAGE, ingén. des mines, professeur à l'École supérieure des mines.
DE LAUNAY, d°
ZEILLER, ingénieur en chef, *secrétaire 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 Ministre des travaux publics*, à M. l'ingénieur en chef, secrétaire de la commission des ANNALES DES MINES.

Les auteurs reçoivent *gratis* 20 exemplaires de leurs articles.

Ils peuvent faire faire des tirages à part, à raison de 9 francs par feuille jusqu'à 50, 10 francs de 50 à 100, et 5 francs en plus pour chaque centaine ou fraction de centaine à partir de la seconde. — Le tirage à part des planches est payé 10 francs par planche et par cent exemplaires ou fraction de centaine. Les planches extraordinaires sont payées au prix de revient.

Le brochage, y compris converture imprimée et faux-frais, est payé, pour une feuille seule ou une fraction de feuille, 3 francs le premier cent et 1f,25 pour chaque centaine ou fraction de centaine en plus. Pour chaque planche, ou chaque nouvelle feuille de texte, il sera payé 0f,25 par chaque centaine d'exemplaires.

La publication des ANNALES DES MINES a lieu par livraisons, qui paraissent tous les mois.

Les douze livraisons annuelles forment trois volumes, dont deux consacrés aux matières scientifiques et techniques, et un consacré aux actes administratifs et à la jurisprudence. Ils contiennent ensemble 120 feuilles d'impression et 24 planches gravées environ.

Le prix de l'abonnement est de 20 francs pour Paris, de 24 francs pour les départements et de 28 francs pour l'étranger.

PARIS. — IMP. C. MARPON ET E. FLAMMARION, RUE RACINE, 26.

ANNALES

DES MINES

OU

RECUEIL

DE MÉMOIRES SUR L'EXPLOITATION DES MINES

ET SUR LES SCIENCES ET LES ARTS QUI S'Y RATTACHENT.

RÉDIGÉES ET PUBLIÉES

SOUS L'AUTORISATION DU MINISTRE DES TRAVAUX PUBLICS.

NEUVIÈME SÉRIE

MÉMOIRES. — TOME I

PARIS

Vve Ch. DUNOD, ÉDITEUR

LIBRAIRE DES CORPS NATIONAUX DES PONTS ET CHAUSSÉES, DES MINES ET DES TÉLÉGRAPHES

Quai des Augustins, n° 49

1892

ANNALES
DES MINES

NOTE

SUR LES

TREMBLEMENTS DE TERRE EN ALGÉRIE

Par M. CHESNEAU, Ingénieur au Corps des mines.

Extrait du Rapport relatif à la mission
exécutée en 1888, conformément à une décision, en date du 18 fév. 1888,
de M. le Ministre des travaux publics.

INTRODUCTION.

Il n'a encore été fait aucune étude scientifique ou historique sur les tremblements de terre de l'Algérie, et tous les documents relatifs à cette question se réduisent à quelques observations éparses faites à diverses époques et insérées soit dans les histoires de l'Algérie, soit dans les journaux de la colonie, soit enfin depuis quelques années, d'une façon un peu plus suivie, dans les bulletins journaliers et mensuels du service central météorologique de l'Algérie.

Dans notre voyage de mission que nous avons effectué du 20 février au 1er avril 1888, nous avons dû, en conséquence, nous préoccuper à la fois de rechercher les documents historiques et d'étudier sur place les conditions

géologiques et stratigraphiques des points les plus intéressants, enfin, toutes les fois que cela nous a été possible, de nous rendre compte des effets mécaniques de quelques-uns des tremblements de terre les plus violents. Nous avons été particulièrement secondés dans ces recherches par MM. J. Pouyanne et A. Pomel, à Alger, auxquels nous adressons ici l'expression de notre vive reconnaissance, et par le regretté Baills, ingénieur des mines, à Oran, qu'une mort si imprévue vient d'enlever à l'affection de ses nombreux amis.

La présente note résume les résultats de nos recherches et de nos études faites sur place en Algérie, principalement à Alger, à Blidah et en différents points de la Mitidja, à l'Hillil, à Kalaâ et à Oran, d'une part; et de l'autre, dans les Bibans, à Bordj-bou-Arréridj, à Sétif, Constantine et Bône. Comme documents historiques consultés, nous citerons la collection complète des journaux l'*Akhbar* et le *Moniteur de l'Algérie*, la collection des bulletins du *Service central météorologique de l'Algérie*, l'*Histoire d'Oran*, par M. Léon Fey, l'*Histoire d'Alger*, par M. de Grammont, et les divers documents officiels qu'a bien voulu nous communiquer M. le gouverneur général de l'Algérie; au point de vue orographique et géologique, nous avons puisé d'utiles renseignements dans l'*Afrique septentrionale* de E. Reclus et dans le *Texte explicatif de la carte géologique provisoire de l'Algérie*, par MM. A. Pomel et Pouyanne pour les provinces d'Alger et d'Oran, et par M. Tissot pour celle de Constantine.

Nous ne donnons dans cet extrait que le résultat de nos études concernant l'historique des tremblements de terre en Algérie et l'influence des conditions géologiques et stratigraphiques de ce pays sur les effets mécaniques de ces phénomènes (*).

(*) Pour les théories générales par lesquelles on peut tenter d'expliquer les tremblements de terre et les méthodes servant à les observer, nous renvoyons au mémoire publié, ici même, par MM. B. de Chancourtois, Ch. Lallemand et G. Chesneau, sous le titre : De l'Étude des mouvements de l'Écorce terrestre poursuivie particulièrement au point de vue de leurs rapports avec les dégagements de produit gazeux (*Ann. des mines*, 1886).]

CHAPITRE Ier.

HISTORIQUE DES TREMBLEMENTS DE TERRE EN ALGÉRIE.

Les documents historiques sur les tremblements de terre en Algérie sont peu nombreux, et nous n'avons pu en recueillir aucun remontant à une époque antérieure au XVIe siècle. Il est cependant probable que le Nord de l'Afrique n'a pas été plus épargné par ces phènomènes que les autres contrées voisines baignées par la Méditerranée, l'Italie et l'Espagne, où les convulsions du sol ont été de tout temps des fléaux redoutables.

D'après des manuscrits arabes remontant à 1516 et mentionnant, depuis cette époque jusqu'à nos jours, les événements calamiteux et les phénomènes météoriques remarquables survenus à Alger (*), il ne s'est produit de 1516 à 1639 aucun tremblement de terre. En 1639, on ressentit des secousses qui n'ont été ni fortes, ni désastreuses, car elles sont simplement mentionnées sans aucun détail.

Le 3 février 1716, à 2 heures du matin, une secousse terrible vint bouleverser la ville d'Alger et la campagne voisine; beaucoup de maisons s'écroulèrent, toutes furent endommagées et un grand nombre d'habitants périrent écrasés (**). Les toitures effondrées s'enflammèrent sur les foyers et de nombreux incendies éclatèrent; le vol et le pillage vinrent s'unir à ces horreurs : le dey

(*) D'après un article de R. Berbrugger, dans le journal *l'Akhbar* du 7 janvier 1867.

(**) *Histoire d'Alger*, par M. de Grammont.

Aly, à la tête de ses chaouchs, parcourait sans cesse les décombres, faisant sabrer sur place tous les coupables pris en flagrant délit. Le 4 et le 5 février, les secousses continuèrent un peu moins violentes, mais répétées toutes les demi-heures ; la population épouvantée s'enfuit dans la campagne. Un grand nombre de maisons s'écroulèrent également dans les environs d'Alger.

Le dey s'enferma dans le Bordj de l'Etoile, où il fut assiégé pendant quelques jours par une troupe de mécontents, commandés par un vieux Janissaire qui leur racontait qu'ayant été témoin d'un semblable fléau quarante ans auparavant, le mal n'avait cessé qu'après le massacre du souverain ; une sortie vigoureuse dégagea le dey qui punit les rebelles avec sévérité.

Le 26 février, on ressentit une nouvelle commotion presque aussi forte que la première qui accrut encore le désastre ; à partir de ce moment, les secousses se succédèrent sans interruption jusqu'au mois de juin et recommencèrent l'année suivante pendant neuf mois.

A la suite de ce tremblement de terre, les maisons d'Alger furent reconstruites par ordre du dey en vue de résister aux secousses futures, telles que nous les voyons aujourd'hui, s'appuyant autant que possible les unes contre les autres ; et les planchers des étages supérieurs reposant sur des poutrelles de cèdre dépassant de plusieurs pieds les murailles de façon à ne pas s'effondrer, même quand celles-ci viendraient à s'écarter notablement les unes des autres. Ce tremblement de terre se fit également ressentir en Sicile le 28 mai à Palerme, en mai et juin à Syracuse et Catane, et le 1er décembre à Catane et Messine (d'après Mercalli).

Le docteur Shaw mentionne dans son *Voyage dans plusieurs provinces de la Barbarie et du Levant* deux tremblements de terre qui occasionnèrent de grands dégâts à Alger ; mais il ne donne à ce sujet aucun détail.

Il raconte seulement qu'en 1724, s'étant embarqué sur le navire la *Gazelle*, frégate algérienne de 50 canons, pour se rendre à Bône, on éprouva à bord de ce navire trois fortes secousses successives. Cet événement arriva à cinq lieues au nord-ouest du cap des Sept-Têtes, au large de Collo, en un point où l'on avait plus de 200 brasses de profondeur.

Le terrible tremblement de terre de Lisbonne, survenu en 1755, ne paraît pas s'être répercuté d'une façon désastreuse en Algérie, du moins le souvenir ne s'en est pas conservé ; mais, dans le Maroc, d'après le témoignage du gouverneur de Gibraltar, la plupart des villes, Tétouan, Tanger, Fez, Méquinez et la capitale elle-même furent renversées par la secousse.

Le tremblement de terre le plus désastreux qu'ait jamais subi l'Algérie est certainement celui de 1790 qui bouleversa Oran, amena la révolte des Arabes contre les Espagnols, maîtres de cette ville, et entraîna finalement leur expulsion d'Afrique.

Dans les derniers jours du mois d'août 1790, des secousses intermittentes se firent sentir et des bruits sourds vinrent gronder sous la ville d'Oran, plongeant la population dans une vive anxiété (*). Cependant, de la mi-septembre au commencement d'octobre, elles ne se firent plus guère sentir et la tranquillité renaissait dans les esprits ; quand, dans la nuit du 8 au 9 octobre, à 1 heure du matin, on perçut de légers mouvements oscillatoires, accompagnés d'un grondement sourd, pareil au roulement d'un tonnerre lointain. L'atmosphère avait été le jour précédent d'une opacité étrange et le vent du désert soufflait depuis trois jours, sans que le coucher du soleil eût ramené la brise qui s'élève ordinairement sur la mer.

Ces premières secousses amenèrent quelques éboule-

(*) *Histoire d'Oran*, par H.-L. Fey.

ments partiels et successifs qui tinrent en éveil les habitants plus surpris encore qu'effrayés.

Il était une heure et quelques minutes. A ces craquements assez brusques succédèrent 20 secousses précipitées, horribles, d'une rapidité et d'une violence telle qu'à la vingt et unième, la population, saisie d'épouvante, chercha les moyens de se dérober à ces mouvements désordonnés du sol qui s'abaissait, se soulevait et semblait se diriger avec une vitesse irrésistible dans la direction du sud-est; puis, comme par le fait d'un choc brusque et sec, ébranlait toute la ville et ses énormes murailles par un monstrueux mouvement de recul. La vingt-deuxième secousse consomma la ruine de la cité, dont presque toutes les maisons furent renversées, ensevelissant sous leurs décombres près de trois mille victimes.

Le palais de la Kasbah, la trésorerie, l'intendance, la caserne du régiment des Asturies et les églises s'écroulèrent; la dernière secousse fut si forte que d'énormes bâtiments furent violemment projetés au loin, laissant à nu leurs fondations.

Don Nicolas Garcia, colonel du régiment des Asturies, gouverneur général par intérim, ainsi que toute sa famille, son entourage et le lieutenant-colonel directeur des travaux de la fortification périrent sous les pans de murs qui s'abattirent. 765 hommes du régiment des Asturies qui venaient d'arriver à Oran furent écrasés, sauf 20 hommes qui, se trouvant de garde à la porte d'entrée, se jetèrent précipitamment sous des arceaux de construction nouvelle qui avaient résisté aux secousses, et purent ainsi échapper à la mort.

Comme, dans le tremblement de terre d'Alger de 1716, le feu, qui se communiqua aux pièces de bois contenues dans les décombres, consuma en grande partie les maisons ébranlées qui ne s'étaient pas encore écroulées, et,

pour comble de malheur, les eaux de la source qui alimente Oran furent taries et le ravin mis à sec pendant plusieurs heures jusqu'au lever du jour.

Le comte de Cumbre Hermosa, colonel du régiment de Navarre, brigadier des armées du roi Charles IV et commandant d'Oran, remplaça sur-le-champ le malheureux gouverneur général dont on ne retrouva pas le corps. Il prit les mesures les plus rigoureuses pour défendre la place que les Arabes, accourus de toute part pour la cerner, pouvaient facilement enlever en pénétrant par les brèches qui s'étaient produites sur onze points des fortifications.

Les deux hôpitaux étant renversés, on dut retirer les galériens des voûtes situées à la marine, où les blessés les remplacèrent. Le comte de Cumbre Hermosa fit établir en plein air des fours pour cuire le pain, tous ceux de la ville ayant été détruits et avec eux presque tous les approvisionnements en grains et en farines. Des scènes de pillage et de meurtre se produisirent, et des bandes de forçats parcouraient la ville en proférant des menaces de mort.

La junte du gouvernement ordonna l'abandon immédiat des rares constructions qui étaient encore debout dans les quartiers détruits, et prescrivit plusieurs mesures de sécurité publique. Le tremblement de terre ne s'était pas fait sentir au delà du boulevard du Prince et de la Princesse (aujourd'hui boulevard Oudinot), c'est-à-dire en dehors des promenades publiques; le Conseil enjoignit aux habitants de s'établir sur le sommet de l'escarpement, où se trouve aujourd'hui le quartier israélite, avec la très expresse recommandation de s'y installer sous des tentes ou sous des abris en planches légères. Tous les ouvrages de maçonnerie furent sévèrement prohibés, parce que des secousses, quoique moins rudes, se firent sentir de temps en temps jusqu'au

22 novembre. Ce ne fut que deux mois après la nuit du 8 au 9 octobre, que les moins timides se hasardèrent à rentrer dans l'enceinte de la ville, et le gouverneur de la place éprouva une peine infinie à déterminer les autres à les y suivre.

La zône où les secousses du tremblement de terre firent ressentir leur effet désastreux est entièrement comprise dans la dépression située entre la base du Mourdjadjo et la colline sur laquelle s'élève le château neuf; ni le château neuf, ni les forts de Santa-Cruz et de Saint-Grégoire ne paraissent en effet avoir souffert du cataclysme qui détruisit à peu près complètement l'ancienne ville d'Oran confinée alors dans cette région. Ce tremblement de terre se fit également ressentir sur les côtes d'Espagne et à Malte (d'après Mercalli).

Un tremblement de terre eut lieu en 1809 (ou 1810) à Bône : quelques édifices furent endommagés, entre autres la maison dite *de France* habitée alors par l'agent des concessions d'Afrique. Il n'y eut d'ailleurs que deux ou trois commotions assez peu violentes.

Au mois de mars 1819, plusieurs secousses précédées d'un bruit souterrain, se firent sentir à Oran et à Mascara : elles se succédèrent pendant plus d'une heure. A Oran, il n'y eut que quelques édifices légèrement lézardés; mais, à Mascara, presque toutes les maisons furent renversées, et le nombre des personnes qui périrent ensevelies sous les décombres fut considérable.

Le 2 mars 1825, par un beau temps, à 7 heures du matin, on éprouva à Alger, une secousse de tremblement de terre qui dura de 15 à 20 secondes. Toute la ville fut plongée dans l'anxiété, redoutant de nouvelles secousses; il s'en produisit en effet le lendemain à 9 heures du soir, pendant un intervalle d'une heure et demie. La frayeur fut à son comble, car on avait appris que le tremblement de terre avait entièrement détruit Blidah; et comme les

maisons de cette ville étaient basses, tandis que celles d'Alger sont hautes, les habitants de celles-ci craignaient d'autant plus d'être ensevelis, qu'il n'y avait aucune place pour se mettre à l'abri des décombres (*).

Le dey fit élargir tous les esclaves qui étaient à la chaîne, et mettre en liberté les prisonniers pour dettes; les synagogues et les mosquées se remplirent de gens qui s'efforçaient de fléchir la colère du ciel par leurs prières.

Hors des portes, on ne voyait que des gens en fuite, malgré la pluie qui avait commencé à tomber; tous venaient chercher un asile dans les champs et les jardins et jusque sur les montagnes des environs d'Alger, qui se couvrirent de monde.

Dans la nuit du 5 au 6, on ressentit encore quelques nouvelles secousses à Alger, mais moins fortes que les premières et qui ne produisirent aucun dégât; les premières d'ailleurs avaient seulement renversé quelques pans de murs à la Kasbah.

Blidah et deux villages voisins furent entièrement renversés par les premières secousses dans l'espace de 3 ou 4 secondes; 7.000 personnes, environ, formant la moitié de la population, furent ensevelies sous les ruines. Le ministre de la guerre du dey s'y transporta avec des Arabes réquisitionnés pour organiser le déblaiement et tâcher de sauver les blessés, pris sous les décombres et dont on entendait les cris; mais on ne put retirer que très peu de monde vivant. La partie de la population échappée au désastre campa sous des tentes; tous les effets retirés des décombres furent portés en un même lieu et l'on menaça les voleurs de la potence; en un seul jour on en pendit 104. Quelques jours après, le feu prit à ces tentes et tout ce que l'on avait sauvé des meubles et d'effets fut brûlé.

(*) *Annales de la Congrégation de la Mission à Tunis et à Alger*, ch. XXVII, § 2.

Il y eut, en résumé, onze secousses très violentes, du 2 au 6 mars, qui se firent ressentir dans toute la région du petit Atlas; quelques heures avant les premières secousses, tous les puits et toutes les sources de Blidah et des environs avaient été taries.

Le 14 avril 1839, à 2h 5 du soir, on entendit à Alger un bruit souterrain, suivi presque immédiatement par un ébranlement général des édifices et des maisons. La secousse dura 2 ou 3 secondes et fut plus violente dans le haut de la ville que dans la partie basse. Quelques maisons s'écroulèrent, mais elles menaçaient ruine depuis longtemps. Au moment où la secousse eut lieu, l'atmosphère était calme, le ciel clair et un vent très léger soufflait du sud-est. A Constantine cette commotion se fit fortement sentir; dans la région d'Oran, on n'éprouva rien.

Une secousse, faible d'ailleurs, fut constatée à Alger dans la nuit du 31 décembre 1841.

Le 24 octobre 1842, une secousse assez violente se fit ressentir à Alger : sa durée fut de 7 secondes. Le 1er novembre à 7h 20 du matin il y en eut une deuxième, qui dura 5 secondes environ.

Du 3 novembre au 8 décembre 1846, la ville de Cherchell fut ébranlée par des commotions presque continuelles. Cette longue convulsion commença par une forte secousse, qui arriva le 3 novembre à 4h 30 du matin. A 8 heures il y en eut une seconde, mais plus faible. Le lendemain matin, à peu près à la même heure que la veille, les habitants de Cherchell furent éveillés par un violent ébranlement suivi d'une deuxième commotion plus faible, qui eut lieu, comme celle du 3, à 8h 30. Ces secousses étaient accompagnées d'un bruit semblable à celui que produit le roulement d'une voiture sur des cailloux.

Les secousses se reproduisirent jusqu'au 8 décembre, quelquefois si rapprochées qu'on eu ressentit, paraît-il, jusqu'à 23 dans une même journée. L'une des plus fortes eut lieu dans la nuit du 21 au 22 novembre : toute la population effrayée campa dans les jardins; comme les deux premières fortes secousses, elle fut suivie de quelques autres, plus faibles, dans la journée. Presque toutes les maisons furent lézardées.

Le même phénomène se répercuta à Alger, où on ressentit deux secousses dans les nuits des 3 et 4 novembre, et, une autre le 22 exactement aux mêmes heures qu'à Cherchell.

Ce tremblement de terre, qui dura 25 jours, avait été précédé de pluies torrentielles sur tout le littoral de la province d'Alger.

Le 18 juin 1847, de nouvelles secousses assez fortes furent ressenties à Alger, vers 5 heures du matin; il n'y eut pas de dégâts matériels. Le tremblement de terre s'étendit encore, comme en 1846, à toute la zône côtière de la province d'Alger. A Douéra on éprouva à 5h 40 du matin une très forte secousse qui dura 5 secondes, se manifestant par des trépidations et des oscillations horizontales du terrain; quelques maisons furent lézardées. A Blidah, on ressentit la même commotion; à Kouba et à Koléa, elle fut assez forte pour détacher des morceaux de maçonnerie des maisons. A Cherchell, les cloches tintèrent d'elles-mêmes; mais on fit peu attention à ce phénomène auquel les tremblements de terre presque continuels de l'année précédente avaient habitué la population.

Du 22 au 24 novembre 1851, on ressentit dans la province d'Oran plusieurs secousses de tremblement de terre. A Mascara, le 24 à 9h 30 du matin, on éprouva une violente commotion; les mouvements du sol étaient comparables au tangage ou au roulis d'un vaisseau. Il y eut trois secousses successives; ou entendit en même temps une longue et sourde détonation semblable à une mine qui

éclate. Toutes les maisons françaises furent plus ou moins endommagées, trois s'écroulèrent. On n'eut heureusement à déplorer la mort de personne ; quelques chevaux seulement furent écrasés. Les animaux étaient frappés de stupeur ; on vit les chiens sauter par les fenêtres.

Le 4 décembre suivant, à Teniet-el-Haad, on ressentit une forte secousse ; tous les soldats de la garnison, croyant que la caserne allait s'écrouler, se hâtèrent d'en sortir.

Le 21 et 22 août 1856, le littoral de la province de Constantine, de Bougie à Bône, fut agité par plusieurs commotions souterraines. Le cercle de Philippeville paraît avoir été le point de départ des mouvements sismiques ; tous les centres d'habitations qui s'échelonnent dans la vallée du Saf-Saf furent fortement endommagés, principalement Gastonville et Robertville ; la rivière déborda légèrement. A Philippeville, une partie du clocher de l'église fut renversée (*), l'hôtel du commandant supérieur et l'hôpital militaire furent fortement lézardés ; on fit évacuer les casernes par prudence. A Bône on ressentit des secousses moins violentes. La première se produisit le 21 août, vers 10 heures du soir : elle n'occasionna point d'accidents sérieux, mais fut accompagnée d'un roulement souterrain très intense et de trépidations assez fortes pour imprimer aux objets suspendus un mouvement oscillatoire très accentué et jeter à terre les objets légers placés sur les meubles.

Le lendemain, à $11^h 50$ environ du matin, des oscillations beaucoup plus fortes que celles de la veille se firent sentir : une masure arabe s'effondra dans la ville basse, quelques maisons furent assez sérieusement lézardées, des cheminées renversées ; la cloche de l'hôpital se mit

(*) La partie supérieure du clocher, formé d'une pyramide quadrangulaire, se déplaça comme si elle avait éprouvé un mouvement de torsion ; elle était dans un tel état de ruine, qu'il fallut la démolir. Les voûtes de l'église furent lézardées.

à tinter. On vit la mer se troubler, par un calme plat, à proximité du rivage et des ondes très allongées partir de celui-ci s'avançant du nord-ouest au sud-est.

Le style d'un long pendule, établi la veille dans le laboratoire du service des mines, décrivit une sorte de 8 allongé, dont la grande longueur allait du nord-ouest au sud-est ; c'est la première observation faite en Algérie de la direction exacte des oscillations sismiques.

Collo et Djidjelli furent gravement éprouvés. A Djidjelli, dès la première secousse, la population avait abandonné la ville ; il ne périt que trois personnes qui n'avaient pas voulu fuir avec les autres habitants ; mais la ville fut presque entièrement ruinée. Les secousses à Djidjelli étaient orientées tantôt du nord-ouest au sud-est, tantôt dans le sens perpendiculaire.

A Bougie, quelques maisons furent ébranlées ; les fontaines de la ville qui, avant les secousses, étaient presque entièrement taries, donnèrent aussitôt après de l'eau en abondance, et l'Oued-Sahel, dont le lit était presque desséché, se mit à débiter un volume d'eau considérable.

Sur la route de Philippeville à Constantine, le sol se crevassa en plusieurs endroits et l'eau jaillit par ces fissures. L'eau d'un puits s'éleva tout à coup en gerbe à la hauteur de $1^m,50$ au-dessus du sol, et quelques minutes après il en sortit du sable qui recouvrit le puits d'un monticule de 2 mètres de hauteur.

Le tremblement de terre se fit ressentir à Contantine et jusqu'à Alger, où l'on constata quelques légères secousses dans la soirée du 21 et dans la matinée du 22 août.

Les secousses se renouvelèrent dans le cercle de Philippeville le 23 à 10 heures du soir, ensuite dans la nuit du 24 au 25, d'abord à $8^h 45$ du soir, puis à 1 heure du matin ; à Philippeville, elles ne causèrent presque pas de dégât, mais à Collo et à Djidjelli, elles renversèrent les

maisons qui avaient résisté aux premières commotions.

Le 2 janvier 1867, à 7h 13′ 56″ du matin, temps moyen d'Alger, le nord de la province d'Alger fut secoué par un violent tremblement de terre; les commotions atteignirent leur plus grande intensité au pied des montagnes du petit Atlas et principalement à Mouzaïaville, qui semble avoir été le centre de la zône ébranlée; les provinces d'Oran et de Constantine n'ont rien ressenti.

A Alger, la secousse de 7h 13 dura 17 secondes; la frayeur fut terrible. Une foule de gens se précipitaient dans les rues en proie à une terreur profonde; personne n'osait rentrer dans les maisons. Le temps, qui avait été très clair la veille, s'était assombri vers minuit et était devenu pluvieux; le baromètre était descendu de 23 millimètres au-dessous de la moyenne depuis quelques jours. Vers 9h 30 une nouvelle secousse se fit sentir, moins forte que la première, puis, une minute après, une troisième secousse, presque aussi forte que la première, mit le comble à l'effroi. Autant les oscillations de la première avaient été régulières, autant celles de la dernière furent brusques et saccadées. Pendant près de 3 secondes, ce fut un bruit effrayant; toutes les maisons furent abandonnées, les places et les boulevards furent envahis par des familles éplorées, qui emportaient leurs enfants. Les places du Gouvernement et de Bab-el-Oued offraient le spectacle le plus étrange. Un grand nombre de femmes de toutes nationalités étaient accroupies dans la boue, pleurant et se désespérant. D'autres s'étaient réfugiées sur les quais. Les navires de la rade furent encombrés; personne ne voulait remettre les pieds chez soi.

Malgré la frayeur de la population, les dégâts à Alger furent insignifiants : quelques maisons seulement furent lézardées. Le clocheton de l'horloge de l'hôtel du Trésor fut assez endommagé et le cadran jeté hors du châssis; un pan de mur de la Mosquée située sur la place du Gouvernement s'abattit. En somme Alger n'éprouva que le contre-coup du phénomène dont le point de départ avait été dans les montagnes de l'Atlas. Les oscillations avaient d'ailleurs tellement varié de direction, qu'il a été impossible de les déterminer d'une façon exacte (*).

A Blidah, une première secousse fut ressentie à 7h 15, qui ébranla toutes les maisons et en renversa quelques-unes; elle était dirigée de l'est à l'ouest; à 8h 6, on ressentit une deuxième secousse, de 3 à 4 secondes de durée, puis une troisième à 9 heures, qui renversèrent de nouveaux pans de murs. Enfin à 9h 10, on éprouva deux nouvelles secousses coup sur coup de 2 à 3 secondes de durée chacune, mais peu sensibles et qui n'occasionnèrent pas de nouveaux dégâts.

Une partie des maisons dut être évacuée.

Le village de Mouzaïaville fut presque entièrement détruit : 48 habitants furent tués sous les décombres et plus de 100 furent blessés.

A la Chiffa et à El-Affroun les dégâts furent les mêmes: dans ce dernier village il y eut 18 tués et 60 blessés. A Ameur-el-Aïn il y eut 3 tués et plusieurs blessés.

A Médéah, on ressentit une première secousse à 7h 10; puis, à 9h 15, trois autres secousses successives; la première seule a occasionné quelques dégâts quoique de courte durée.

A Miliana, violente secousse à 7h 20, durée 10 secondes, direction est-ouest.

(*) Il existait à l'arsenal d'Alger un pendule sismographique qui s'y trouve encore, composé d'une tige rigide supportant une boule en cuivre. Celle-ci est percée d'un trou vertical dans lequel peut se mouvoir une tige d'acier.

Cette tige, terminée par une pointe, repose sur une plaque en verre enfumé et trace des courbes sur cette plaque quand le pendule est mis en mouvement.

On a ainsi obtenu avec cet appareil des courbes assez compliquées pour les trois secousses du 2 janvier 1867.

A Boghar, forte secousse vers 7 heures, durée 25 secondes (?), direction est-ouest. Quelques personnes ont affirmé en avoir ressentie une première à 5 heures du matin.

A Téniet-el-Haad, secousses à 6h 45; pas d'accidents.

A Aumale, on a ressenti deux tremblements de terre; le premier à 4 heures du matin de faible intensité, le deuxième plus fort à 7h 18, d'une durée de 7 à 8 secondes en deux reprises séparées par un intervalle de 3 secondes environ. La direction apparente des oscillations en ville était du nord au sud; à l'hôpital, de l'est à l'ouest. Aucun dégât ni accident.

Dellys. — Secousses à 7h 15 matin, direction nord-est à sud-ouest.

Tizi-Ouzou. — Secousses à 7h 14 et à 8 heures dirigées de l'ouest à l'est.

Dra-el-Mizan. — Secousses à 7h 20, durée 6 secondes, direction sud au nord.

Fort-National. — On a ressenti une première secousse à 6h 53 dirigée du nord-est au sud-ouest, d'une durée de 10 secondes et une deuxième peu sensible à 9h 17.

Orléansville. — Première secousse à 7h 15, durée une seconde; deuxième très forte à 7h 20, durée 3 secondes, direction est-ouest.

Cherchell. — On a ressenti des secousses, et quelques constructions ont été lézardées.

Djidjelli. — On a ressenti une très faible secousse dirigée du nord au sud.

Le tremblement de terre ne s'est pas fait ressentir à Laghouat.

De nouvelles secousses plus faibles ont été ressenties, le 4, à Blidah, le 5 à Alger et le 7 à Blidah et Alger.

En résumé, le tremblement de terre du 2 janvier 1867 s'est fait sentir à la même heure, 7h 15 matin dans tout le nord de la province d'Alger depuis l'Ouarsenis jusqu'au delà du Djurdjura; il a été précédé et suivi de secousses moins fortes, dont les premières ont passé inaperçues dans beaucoup de localités. Le centre d'ébranlement était situé à Mouzaïaville et dans le Tell; cependant quelques villages rapprochés de Mouzaïa, tels que Marengo, Duperré, Tipaza, n'ont éprouvé que très peu de dégâts.

Bien que ce tremblement de terre ait coûté la vie à soixante-treize personnes et causé des blessures à plus de deux cents, il ne faudrait pas exagérer, comme on a tenté de le faire, l'importance des dégâts matériels qu'il a entraînés.

La plupart des maisons écroulées étaient construites en galets imparfaitement reliés par de la terre où l'on trouvait à peine trace de chaux. Le théâtre de Blidah, construit en briques cimentées à chaux et à sable n'a subi aucun dommage; de même à Miliana, les casernes et l'hôpital neuf n'ont éprouvé que des lézardes sans importance; à La Chiffa, Mouzaïaville, El-Affroun, Bou-Roumi, où les maisons écroulées formaient des monceaux de ruines, toutes les parties construites en briques ont résisté à l'ébranlement général.

En revanche, les constructions en pierre de taille paraissent avoir souffert davantage : le pont de Bou-Roumi en fer, qui repose sur deux culées en pierre de taille, a été fortement éprouvé; les pilastres se sont détachées du corps des culées en amont et en aval; les parapets, également en pierre de taille, se sont disjoints.

Le pont de l'Oued-Djer, d'une construction semblable, a été encore plus éprouvé : le parapet en amont a été complètement renversé du côté de la rive gauche.

En résumé, d'une manière générale, toutes les constructions soignées, surtout celles construites en briques, ont résisté aux secousses, sinon en restant intactes, au moins sans s'écrouler.

Comme le tremblement de terre de 1856, celui de 1867 fut précédé de perturbations dans le régime des sources; à partir du 1er janvier au matin, les indigènes, habitant les versants du Nador et les contreforts du petit Atlas, observèrent avec inquiétude que les sources et les ruisseaux tarissaient à vue d'œil, au point que le soir, ils n'avaient plus assez d'eau pour leur consommation usuelle et l'abreuvage des bestiaux.

Depuis 1867, l'Algérie n'a pas été éprouvée par des cataclysmes aussi terribles que ce dernier; cependant le récent tremblement de terre de Kalaâ, en novembre 1887, est venu raviver douloureusement les souvenirs de la catastrophe de 1867. Avant de décrire le désastreux phénomène de Kalaâ, pour donner une idée exacte de l'activité, pour ainsi dire normale, des phénomènes sismiques en Algérie, nous allons résumer, ci-dessous, les observations que nous avons relevées dans les bulletins journaliers du service météorologique d'Alger à partir de l'année 1881, et dans les documents officiels qui nous ont été communiqués pour les trois dernières années.

Année 1881.

12 *janvier*. — A Alger on a ressenti, vers 4 heures du soir, un tremblement de terre qui a déterminé quelques éboulements sur les terrains de la porte d'Isly; des secousses ont été également ressenties à Mouzaïaville, où elles ont produit de nombreuses lézardes.

4 *février*. — A Alger, à 11 heures soir, on a ressenti deux secousses légères, à 2 secondes d'intervalle; à Boufarik des bouteilles ont été renversées dans les cafés.

16 *février*. — Sétif, une secousse assez forte de 2 secondes de durée a été observée à 8h 40 soir; elle était constituée par un mouvement de translation horizontal dirigé du nord au sud.

26 *mars*. — Fort-National, à minuit 2 minutes, on a

ressenti trois secousses de direction nord-sud, accompagnées de bruits souterrains; la durée totale du phénomène a été de 2 secondes.

10-20 *juin*. — Gabès, à partir du 10 juin, 8 heures du matin, on a ressenti pendant deux jours des secousses se succédant d'heure en heure, tantôt faibles, tantôt violentes et accompagnées d'un roulement sourd; la durée des secousses était de 4 à 5 secondes; le phénomène s'étendait à 25 kilomètres autour de Gabès. Deux maisons se sont écroulées près de cette ville le 20 juin : de 10 heures du soir à minuit, on ressentit encore six violentes secousses qui frappèrent la population d'épouvante.

3 *octobre*. — Une secousse est ressentie à Cherchell à 3h 5 du matin et à Ténès à 11 heures du soir.

28 *octobre*. — Deux secousses très rapprochées avec bruit souterrain sont observées à Cherchell, direction est-ouest.

5 *décembre*. — A Fort-National on ressent à 11 heures du soir, une oscillation dirigée du sud-ouest au nord-est, durant une seconde, précédée et suivie de bruits souterrains.

13 *décembre*. — A Bougie, secousse à 6h 55 soir, durée 4 secondes.

28 *décembre*. — Ténès, tremblement de terre ressenti à 8h 30 du soir; oscillation dirigée du nord-est au sud-ouest.

Année 1882.

8 *février*. — Ténès, une secousse ressentie à 8 heures soir.

20 *février*. — Ténès, une secousse ressentie à 11 heures matin.

4 *mars*. — Ténès, deux secousses ressenties à minuit et à 3 heures matin.

26 *mars*. — Médéah, à 8h 5 matin, forte secousse de direction est-ouest, durée 4 secondes.

9 *août*. — Médéah, à 1h 18 soir, forte secousse de direction sud-ouest à nord-est, durée 3 secondes.

Année 1883.

4 *février*. — Ténès, on ressent deux secousses à minuit 10, de direction sud-ouest à nord-est précédées d'un long bruit souterrain.

4 *avril*. — Ténès, légères secousses vers 2h 30 matin.

20 *juin*. — Boufarik et Fort-National, légères secousses à 3h 45 soir; à la même heure à Alger on en ressent également de direction sud-est à nord-ouest.

21 *juin*. — Ténès, une secousse violente a été ressentie à 7h 50 soir; direction nord-est à sud-ouest.

21 *août*. — Guelma, une secousse ressentie à 4h 45 matin; direction est-ouest.

22 *septembre*. — Alger, une légère secousse ressentie à minuit dans la nuit du 21 au 22; direction nord-sud.

1er *novembre*. — Alger, une secousse ressentie à minuit.

Année 1884.

24 *mai*. — Saint-Cyprien-des-Attafs, assez forte secousse ressentie à 4h 30; direction nord-sud.

24 *juin*. — Djidjelli, trois secousses ressenties; direction nord-ouest à sud-est.

10 *juillet*. — Tizi-Ouzou, forte secousse à 2 heures matin.

14 *juillet*. — Ténès, cinq secousses ressenties à 10 heures soir. Fort-National, trois secousses ressenties à midi 48, 3 heures soir et 8h 15 soir.

16 *juillet*. — Tizi-Ouzou et Fort-National, une secousse à 10h 10 matin et une autre à midi 31.

24 *juillet*. — Saint-Cyprien, deux secousses ressenties dans la nuit.

25 *octobre*. — Guelma, fortes secousses ressenties à 3h 55 matin.

Année 1885.

Janvier. — Les secousses de tremblement de terre ont été assez nombreuses en Algérie pendant le mois de janvier 1885; elles se rattachent sans doute aux grandes commotions qui ont causé de si grands dégâts dans la péninsule ibérique et ont duré du 25 décembre 1884 au mois de mars 1885.

Voici, par ordre de date, celles qui ont été le plus distinctement observées.

Les premières secousses se sont produites le 14 et le 15 dans la plaine du Chélif; elles ont été plus particulièrement ressenties à l'Oued-Fodda mais sans roulement ni grondement souterrain. Le 21, à 2h 15 du matin, deux secousses se produisirent à Castiglione à 59 secondes d'intervalle seulement, la première légère, la seconde plus forte. Direction nord-ouest à sud-est. Dans la nuit du 16 au 17 forte secousse ressentie sur le territoire de la commune mixte de N'Gaous (Constantine) au douar des Ouled-bou-Adjina. Trois maisons indigènes se sont écroulées. Le sol s'est affaissé sur une longueur de 100 mètres sur 6 mètres de large, produisant une crevasse de 8 mètres de profondeur. Enfin le 30, à 9h 30 du matin, nouvelle secousse partant du nord-nord-ouest au sud-sud-est. Elle a duré 25 secondes, a été ressentie à Bougie, à Sétif, à Bordjbou-Arréridj et à Bou-Saâda; elle n'a causé aucun dégât.

Février. — Quelques secousses ont été ressenties en différents points de l'Algérie dans le courant du mois : le 1er à 6 heures soir à Bougie; le 9, une légère secousse se produit à minuit à Tizi-Ouzou; une forte secousse est

ressentie le 11 à 7h 45 à Sétif, suivie le 13, d'une autre plus légère ; le 14 à 10 heures matin on en observa une à Saint-Cyprien-des-Attafs.

12 *avril*. — Guelma, un mouvement sismique appréciable à 5h 49 matin.

6 *mai*. — Ténès, une secousse appréciable à 10h 30 soir.

11 *mai*. — Kerrata, légère secousse.

11 *juin*. — Takitount, assez forte secousse d'une durée de 3 secondes à 3 heures matin.

11 *juin*.— Takitount, autre secousse à 2 heures matin.

14 *juin*. — Médéah, oscillations nord-sud ressenties à 9h 30 matin.

21 *août*. — Saint-Lucien, une secousse ressentie à 8 heures soir, d'une durée de 3 secondes.

Septembre. — Ténès, six secousses ressenties dans le courant du mois, le 2 à 9 heures soir, le 7 à 6 heures soir, les 8, 9 et 24 à 3 heures matin et le 25 à 1 heure matin.

3 *octobre*. — Orléansville, une légère secousse de direction nord-sud, observée à 6 heures matin. Ténès, le même jour une secousse ressentie à 1 heure soir.

Décembre. — Le 3 décembre, vers 8h 30 soir, de violentes commotions ont secoué le sol de l'Algérie ; l'ensemble des points où elles ont été ressenties semble être compris dans un triangle dont la base, longue de 800 kilomètres, serait la ligne du littoral, de Nemours à Collo et le sommet Gardhaïa à 400 kilomètres de la côte. Les mouvements ont été beaucoup plus accentués dans l'est, notamment à M'Sila, Bou-Saâda, Sétif, Batna et Bordj-bou-Arréridj ; dans cette dernière localité, on n'a pas compté moins de quarante secousses du 3 au 31. Les dégâts ont été considérables.

Ce phénomène s'est renouvelé fréquemment sur de nombreux points pendant le courant du mois.

Année 1886.

Janvier. — Quelques légères secousses ont été ressenties à Takitount dans le courant du mois.

Le 3, une violente secousse a été ressentie à Bou-Saâda à 5 heures soir, suivie d'une autre plus légère pendant la nuit. Le même jour, à M'Sila, quatre secousses, dont une assez violente, ont été ressenties.

Le 7 à 1 heure du matin, une secousse faible mais prolongée s'est de nouveau produite à Bou-Saâda, suivie de deux autres plus fortes à 11 heures matin et à 4 heures soir.

10 *février*. — Deux nouvelles secousses ont eu lieu à Bordj-bou-Arréridj, ce qui porte à 52 le nombre des mouvements ressentis dans cette localité depuis le 3 décembre dernier.

24 *février*. — Une secousse nord-sud est ressentie à 5 heures matin aux Ouled-Rahmoun.

Mars. — Des secousses appréciables ont été ressenties aux Ouled-Rahmoun pendant la nuit du 3 au 4, et le 12 à 11 heures soir, à Bordj-Bou-Arréridj, le 7 et le 9 ; à Bou-Saâda le 9 à 3h 45 soir, à Saint-Hélène le 13 et à Milïanah le 17 à 1 heure soir (durée de 5 à 6 secondes), pas de dégâts.

23 *avril*. — Deux secousses ressenties à Sidi-Aïch, la première à 9 heures soir, la seconde très violente deux heures après. Une légère secousse a été également ressentie à Ouled-Rahmoun à 6h 30 soir.

Mai. — Une légère oscillation a été ressentie à Médéah et à Aumale le 7 à 4 heures soir ; à Ténès le 26 à 6 heures matin, et à Bordj-bou-Arréridj, dans la nuit du 30 au 31 à 2 heures matin (57e secousse depuis le 3 décembre 1886).

16 *juin*. — Téniet-el-Haad, une assez forte secousse ressentie à 6h 10 matin, durée une seconde et demie.

Juillet. — Le 1er à 3 heures soir, une très forte secousse se produisait à M'Sila; quelques heures après, à 9h 45, on en ressentait une très forte à Sétif (durée 3 secondes) et de très faibles à Djidjelli et à Bougie. A Takitount à la même heure une très forte secousse, d'une durée de 5 secondes et dirigée de l'est à l'ouest, endommageait des habitations.

Les 2 juillet (à minuit), 3 (à 3 heures soir) et 4 (6 heures soir) de nombreuses secousses d'une durée de 4 secondes et d'orientation de l'est à l'ouest, continuaient à se faire sentir à Takitount.

D'autres oscillations se sont produites, le 9 à M'Sila et à Bordj-bou-Arréridj, le 27 à Sidi-Aïch (direction est-ouest).

Août. — Le 17 à Aumale à 10h 30 soir, légère secousse. 19 à Bordj-bou-Arréridj à 4h 30 matin, assez forte secousse.

Septembre. — Une forte secousse a été ressentie à Aumale et à Aïn-Bessem le 9 à 11h 15 soir; quinze constructions arabes, qui étaient d'ailleurs délabrées, ont été détruites dans les Ouled-Mériem et les Ouled-Boussaâf. Le 22, une violente secousse a été de nouveau ressentie à Aumale à 11h 20 matin, suivie d'une autre moins forte à 6h 45 soir; une dernière secousse s'est produite le 26 à 6h 45 soir.

Octobre. — Aumale, une violente secousse a été ressentie le 9 à 1h 40 matin; elle a été suivie d'une plus faible à 2 minutes d'intervalle, trois autres tremblements de terre s'y sont également produits le 10 à 4h 40 soir (une secousse de 7 secondes), le 11 à 3h 35 matin (deux secousses) et le 14 à 10h 15 soir; dans ce dernier on a éprouvé deux secousses très fortes se succédant sans interruption, horizontale d'abord (sud-ouest à nord-est), verticale ensuite, précédées et suivies d'autres mouvements moins forts et de bruits souterrains; de nombreuses maisons ont été lézardées.

Novembre. — D'assez fortes secousses ont été encore ressenties à Aumale le 19 à 5h 55 soir, le 20 à 6 heures matin et à 7h 25 soir et le 21 à 6h 25 soir. Une secousse a été également ressentie le 15 à Sétif.

Décembre. — Une légère secousse a été ressentie à Aumale le 14 à midi 10.

Année 1887.

Janvier. — De nombreuses secousses ont été ressenties sur différents points de l'Algérie, principalement à Bordj-bou-Arréridj, Sétif et M'Sila.

A Bordj-bou-Arréridj, deux premières secousses très fortes se sont produites le 8 à 8 heures soir; elles ont duré 2 secondes et se sont propagées du sud-ouest au nord-est. Plusieurs maisons, notamment le bordj militaire, ont été fortement lézardées. A Sétif, ces secousses ont été également ressenties. Le lendemain matin, 9 janvier, deux secousses plus légères se sont produites à Bordj-bou-Arréridj et à M'Sila. Ces dernières n'étaient que le retentissement affaibli de très violentes secousses qui désolaient au même instant plusieurs localités à l'ouest de Bordj-bou-Arréridj dans les Bibans, Medjana et Achir, où des murailles s'écroulaient et surtout Mansourah où quarante gourbis s'effondraient et où plusieurs maisons d'administration étaient fortement endommagées.

Le même jour, à minuit, de nouvelles secousses très fortes se faisaient sentir à Sétif (dirigées est-ouest); puis, quelques heures après (à 2 heures et 4h 30 matin), on en ressentait encore dirigées du nord au sud à Bordj-bou-Arréridj; à 4h 26 et 5h 4 matin, deux secousses se produisaient également.

Les 21, 26, 27, 28, 29 et 30 janvier, de nouvelles secousses étaient ressenties à Bordj-bou-Arréridj; il s'en est produit d'ailleurs encore d'autres à plusieurs reprises

dans cette localité, en février (8 et 9), cette dernière, horizontale et dirigée est-ouest, s'est fait ressentir également à Sétif et à M'Sila; mars (3), avril (3 au matin, sept maisons arabes écroulées, et 16).

Dans le même mois de janvier 1888, des secousses ont été également ressenties à Fort-National (le 7, à 7h 30 soir; le 8, à 3h 40 matin, et le 11, à 4h 20 matin); à Téniet-el-Haad et à Aumale, le 7, à 7h 55, soir; à Azazga, le 8, à 8h 30 soir, et, le 11, à 3 heures matin (légère oscillation du nord au sud, de 2 secondes); à Bou-Saâda, deux légères secousses, le 9, à 6h 30, et, le 10, à 4 heures matin; enfin, le 10, à 4h 40 du matin, on a ressenti à Bougie deux fortes secousses qui se sont renouvelées dans la matinée.

En somme, du 8 au 11 janvier, toute la région de la grande et de la petite Kabylie et les hauts plateaux situés au sud de ces montagnes, connus sous le nom de Plaine-du-Hodna, ont été agités presque sans interruption par des tremblements de terre, dont les ondulations se sont propagées jusqu'à des points fort éloignés, comme Bou-Saâda et Teniet-el-Haad; et ces secousses se sont continuées pendant plusieurs mois à Bordj-bou-Arréridj, qui formait le centre de la zône ébranlée.

Mai. — Le 6, à 3 heures de l'après-midi, on a ressenti, à Oran, une secousse assez forte de tremblement de terre: il y a eu trois oscillations d'une durée totale de deux secondes.

Juin. — Le 18, à Bougie, une secousse s'est fait sentir à 5h 40 du matin, dirigée du nord au sud et précédée immédiatement d'un bruit sourd; elle a duré environ 5 secondes.

Juillet. — Le 27, à 4h 30 matin, le Hodna occidental a été agité par des tremblements de terre; à M'Sila, on a ressenti une seule forte secousse.

Octobre. — Les secousses de tremblement de terre

recommencent, le 6, à Bordj-bou-Arréridj, par une première commotion, courte, mais forte; le 6, on en ressent deux à midi 55 secondes et à 1 heure: la première violente et très saccadée, la seconde plus courte. Le 25, trois autres secousses: la première à 1h 45 matin, violente; la deuxième à 2h 10, moins forte; la troisième à 8h 25 matin, violente et courte; enfin, le 26, on ressent une dernière secousse à 10h 15 du soir.

Novembre. — Le 29 novembre, à 1h 30 de l'après-midi, un tremblement de terre se faisait ressentir dans tout le nord de la province d'Oran. Le centre du phénomène paraît avoir été la vallée qui descend de Kalaâ à l'Hillil et que suit la route de Mascara à Mostaganem.

A l'Hillil, on ressentit une violente secousse dont les oscillations allaient du sud au nord et qui dura environ 5 secondes. Deux autres secousses furent ressenties quelques moments après, mais presque insensibles. A l'Hillil même, il n'y eut aucun accident grave: quelques lézardes seulement dans les maisons de construction défectueuse.

Mais à Kalaâ et dans les deux villages voisins de Debba et de Thiouanet, le désastre fut considérable. Des pans de rochers s'écroulèrent du haut des montagnes: la mosquée de Kalaâ, qui datait de l'occupation turque et dont le minaret était très délabré, s'effondra, écrasant les maisons environnantes. 331 constructions furent détruites; 20 personnes périrent écrasées et 5 furent plus légèrement blessées.

A la même heure, des secousses se produisirent pendant 8 secondes à Mascara et à Rélizane (direction est-ouest); à Oran, on ressentit également de fortes secousses horizontales de direction est-ouest et d'une durée d'environ 8 secondes. Nous reviendrons plus loin sur les effets mécaniques de ce tremblement de terre à Kalaâ même.

Année 1888.

Janvier. — Des tremblements de terre se sont produits, le 6 janvier, à 11h 40 du soir, dans le nord de la province d'Alger. A Alger même, on n'a ressenti qu'une légère secousse; l'oscillation, dirigée du nord-ouest au sud-est, a duré 12 secondes environ.

A El-Affroun, à 11h 35 soir, on a ressenti une première secousse très violente presque immédiatement suivie de trois secousses moins fortes. La panique a été grande, car, au dire des personnes qui avaient assisté au tremblement de terre de 1847, la commotion avait été aussi forte qu'à cette époque, et s'il ne s'est pas produit autant de dégâts, cela tient à la meilleure construction des bâtiments.

L'église, l'école et la mairie ont été fort endommagées, nombre de maisons ont été lézardées.

A la Chiffa, à Mouzaïaville et l'Oued-Djer, il y a eu également de nombreux dégâts. Partout les populations étaient terrifiées et n'osaient rentrer dans les habitations.

Une nouvelle secousse a été observée, le 16 au matin, à El-Affroun.

On a ressenti également des secousses, le 13, à 7h 30 matin, à l'Hillil, et, le 23, à 4h 35 matin, à Bordj-bou-Arréridj. Enfin, à Tunis, le 12, à minuit 30 secondes, on a ressenti une forte secousse, avec oscillation de l'ouest, accompagnée d'une détonation semblable à un coup de canon.

Cet aperçu historique sur les tremblements de terre survenus en Algérie montre que, dans une période de plus de 350 ans, cette région n'a éprouvé que six commotions ayant fait un nombre de victimes considérable : ce sont les tremblements de terre de 1716 à Alger,

1790 à Oran, 1819 à Mascara, 1825 à Blidah, 1867 à Mouzaïaville et El-Affroun et 1887 à Kalaâ.

Certes, ces désastres suffisent à prouver l'importance des phénomènes sismiques en Algérie, et la nécessité de se préoccuper des moyens propres, sinon à les éviter, du moins à en atténuer les conséquences; mais il n'est pas inutile de faire remarquer que l'Algérie se trouve à cet égard dans des conditions supérieures à l'Italie et à l'Espagne. D'après une statistique officielle italienne relative à l'année 1870, où l'on n'a eu à signaler aucune catastrophe extraordinaire, il n'y a pas eu, en Italie, moins de 2.225 maisons détruites ou gravement endommagées, 98 personnes tuées et 223 blessées par l'effet des tremblements de terre. Pour ne citer que des désastres récents, celui du 28 juillet 1883, à Ischia, où il y a eu 2.313 tués et 762 blessés, le tremblement de terre du 23 février 1887, sur les côtes de la Ligurie, qui a fait plus de 2.000 victimes, sans compter les blessés, enfin, le tremblement de terre du 25 décembre 1884 en Andalousie, qui a fait 2.230 victimes, dont 745 morts et 1.485 blessés et détruit 17.178 édifices ou maisons, ont causé en quatre ans presque autant de pertes en Italie et en Espagne, que toutes les commotions de l'Algérie pendant plus de trois siècles (*).

(*) On peut objecter que l'Algérie est beaucoup moins peuplée que ces deux pays; mais la zône algérienne sujette aux tremblements de terre se réduit à une bande littorale où se trouvent massés les neuf dixièmes de la population, et la comparaison peut ainsi se faire d'une façon assez exacte. La densité de la population en Algérie dans les communes civiles qui constituent à peu près cette bande est, en effet, de 30 habitants au kilomètre carré; elle est de 33 en Espagne et 90 en Italie.

CHAPITRE II.

INFLUENCES DES CONDITIONS GÉOLOGIQUES ET DE LA NATURE DU SOL SUR LA PROPAGATION ET L'INTENSITÉ DES TREMBLEMENTS DE TERRE.

L'influence des plissements et fractures du sol et de sa nature physique sur le mode de propagation et l'intensité des secousses sismiques a déjà été mise en lumière par les études poursuivies depuis quelques années, principalement en Italie et en Suisse.

Nous indiquerons sommairement, avant d'en faire l'application au sol de l'Algérie, les résultats acquis en les confirmant au besoin par nos propres observations.

§ 1er. — *Données sur l'influence des plissements et fractures du sol, et application à l'Algérie.*

Les observations de plusieurs sismologues, principalement de M. M.-S. de Rossi, en Italie, ont montré que, dans les zônes sujettes aux tremblements de terre, les directions des secousses horizontales les plus fortes sont presque toujours parallèles à deux directions rectangulaires : l'une parallèle, l'autre perpendiculaire à la direction de la fracture ou du plissement géologique le plus considérable de la région, et que l'aire de la zône ébranlée est généralement allongée suivant cette dernière direction.

La présence de fractures ou de plissements secondaires, diversement orientés et mis en jeu par le mouvement initial du sol, viennent souvent compliquer le phénomène en superposant d'autres systèmes de secousses généralement moins fortes ; mais il paraît acquis que, dans une même région, les secousses les plus fortes sont généralement parallèles ou perpendiculaires à une

direction déterminée, qui est celle des plissements ou fractures dominant dans cette région. Cette constatation est d'une grande importance, car, ces directions une fois connues, il est facile de donner *à priori* aux murs des maisons et des édifices à construire une orientation telle qu'ils se trouvent dans les meilleures conditions pour résister aux secousses sismiques ; la règle pratique à suivre (formulée pour la première fois par le géologue italien Serpieri) est que l'*une des diagonales de l'édifice doit coïncider avec la direction de propagation des mouvements sismiques dans le lieu considéré.* Dans ce cas, en effet, les deux composantes d'une secousse horizontale, suivant les murs de l'édifice supposé rectangulaire, seront proportionnelles à la longueur des murs sur lesquelles elles agissent.

Il était intéressant de vérifier en Algérie cette loi, soit d'après les renseignements historiques, soit d'après les effets mécaniques, encore observables, de tremblements de terre récents.

Ainsi, dans la Mitidja, vaste plaine bordant le massif des Beni-Sala, dirigé de l'est à l'ouest, le sens de propagation des secousses observées a été généralement est-ouest ou nord-sud, notamment dans le tremblement de terre de 1867.

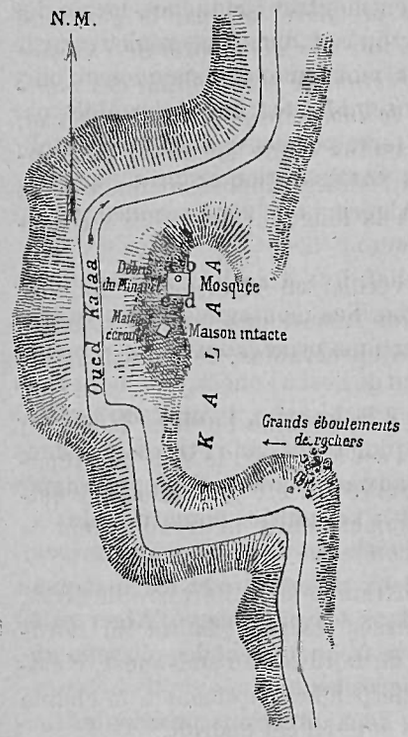
A Djidjelli, pendant le tremblement de terre de 1856, on ressentait des secousses dirigées tantôt du nord-ouest au sud-est, tantôt du nord-est au sud-ouest, c'est-à-dire parallèlement et perpendiculairement à la chaîne de montagne qui longe la côte en cet endroit.

Dans le tremblement de terre d'Oran de 1790, les secousses semblaient se propager du nord-ouest au sud-est, c'est-à-dire perpendiculairement à l'axe de la chaîne qui borde la côte.

Mais c'est surtout dans les observations que nous avons faites à Kalaà, où les ruines du tremblement de

terre du 29 novembre 1887 étaient encore intactes lors de notre visite, que nous avons pu vérifier l'exactitude de la théorie des sismologues italiens.

Kalaâ est bâti sur le versant est d'une profonde vallée, formée d'une série de fractures : les unes, les plus importantes, dirigées sud-nord magnétique (*); les autres à peu près perpendiculaires.



Il n'est pas douteux que les deux versants de cette vallée, représentant les parois ultérieurement corrodées d'une importante cassure, ont fortement joué l'une par rapport à l'autre pendant le tremblement de terre, car nous avons constaté de forts éboulements de rochers, survenus pendant ce phénomène, au sud de Kalaâ, au point où l'Oued fait un coude brusque et où les deux systèmes de fractures s'entre-croisent. La direction dominante des secousses a été normale à la direction principale de la vallée, comme l'indique la position du minaret éboulé de la mosquée, qui a été précipité vers l'Oued. Les murailles *ab* et *cd* de la mosquée, dirigées transversalement à la vallée, ont très peu souffert ; en revanche

(*) Nous avons relevé ces directions à la boussole.

les parois *ac* et *bd*, parallèles à la vallée, c'est-à-dire perpendiculaires à la direction de la secousse, ont été complètement renversées. Au milieu du quartier, qui a le plus souffert, nous avons pu voir quelques maisons encore debout qui avaient seulement des lézardes parallèles à la vallée et dont une diagonale était dirigée perpendiculairement à la direction de l'Oued.

Ces faits semblent bien montrer l'influence locale des plissements et fractures du sol dans une région, sur le sens de propagation des mouvements sismiques qu'on y ressent. Une étude d'ensemble des aires ébranlées par chaque tremblement de terre permet également d'établir une corrélation entre la configuration orographique des différentes régions de l'Algérie et la zône secouée par un même mouvement sismique.

Au point de vue du relief, le sol de l'Algérie est d'une grande simplicité de forme. Ses montagnes et ses vallées se rattachent à deux directions principales de plissement : l'une, dirigée sensiblement de l'est à l'ouest, dominant dans la zone côtière de Ténès à la Kabylie, l'autre, dirigée environ nord 58 degrés est, dominant dans l'Oranais et dans la région des hauts plateaux au sud de la zône précédente jusqu'au Djebel Aurès et à la Tunisie septentrionale.

D'autres directions secondaires de plissement sont souvent superposées aux deux précédents et les masquent en partie, notamment dans les provinces d'Alger et de Constantine, où l'on relève fréquemment des plissements, de direction nord 103 degrés est.

Il est probable que les deux directions principales longent une fracture géologique importante sous-marine, ainsi qu'il semble résulter de l'abaissement brusque du sol en falaise vers la mer joint à la grande profondeur des eaux à une faible distance du rivage (*) ; et surtout

(*) E. Reclus en déduit que la côte de Maghreb, de même que

de la ceinture côtière presque continue, de Collo à Nemours, d'épanchements de roches éruptives, trachytes et basaltes, qui s'avancent en nombreux promontoires dans la Méditerranée (voir la Pl. II).

La Pl. I montre la répartition des plissements précités sur le sol algérien, formant, à ce point de vue, deux zônes distinctes séparées par une ligne allant du Djebel Aurès à Ténès : à l'ouest et au sud de cette ligne (province d'Oran) prédominent les plissements nord 58 degrés est, au nord (provinces d'Alger et Constantine) les plissements est-ouest et nord 103 degrés est.

Ces deux zônes présentent une indépendance marquée dans la manifestation des tremblements de terre et dans leur mode de propagation. Les secousses qui agitent l'Oranais se répercutent, en effet, rarement sur les provinces d'Alger ou de Constantine, et réciproquement. Ainsi les tremblements de terre les plus violents d'Oran de 1790, 1851 et 1887 sont passés inaperçus dans la région d'Alger ; ceux de 1839, 1856 et 1867, dans les provinces d'Alger et de Constantine, n'ont eu aucun retentissement dans la province d'Oran. En revanche, bien qu'Alger soit aussi éloigné de Constantine que d'Oran, toutes les secousses notables, ressenties à Alger, le sont également à Constantine et dans toute la région intermédiaire. C'est ce que montre nettement la Pl. I où sont figurées les zônes d'ébranlement des principaux tremblements de terre.

Une autre confirmation de l'indépendance de ces deux zônes se trouve dans le mode de répercussion en Algérie des tremblements de terre du sud de l'Espagne. Pendant les secousses prolongées de l'Andalousie (24 décembre 1884 à mars 1885) dont le centre d'ébranlement était

celle de la Toscane et du Napolitain, longe une faille terrestre (*Géographie universelle*, t. XI, p. 311).

la Sierra-Nevada de direction est-ouest, parallèle aux plissements prédominant dans la zône d'Alger et de Constantine, l'Oranais, qui est cependant beaucoup plus rapproché que celle-ci de l'Andalousie, est resté immobile, et c'est de Ténès à Bordj-bou-Arréridj que les secousses ont été ressenties du 14 au 30 janvier 1885.

En revanche, le tremblement de terre de Lisbonne de 1755 a eu surtout un retentissement désastreux dans le Maroc, qui appartient à la même zône de plissements que l'Oranais et auxquels sont parallèles les soulèvements de l'Estramadure (*).

Il semble résulter de ces faits que les tremblements de terre ne font que continuer et accentuer, à une échelle réduite, les mouvements qui se sont manifestés dans les grandes convulsions géologiques et ont façonné l'ossature d'une région ; une même secousse affectant plus particulièrement les plissements parallèles produits par une impulsion primitive de même sens.

§ 2. *Données sur l'influence de la nature physique du sol et application à l'Algérie.*

On a constaté à plusieurs reprises, que les effets des tremblements dépendent beaucoup, comme leur vitesse de propagation, de la nature des terrains qu'ils affectent. A travers des couches épaisses d'alluvions ou d'éboulis, la commotion chemine aussi difficilement que les vibrations du son à travers de la sciure de bois, et produit peu d'effets à la surface. Au contraire, dans les

(*) On peut cependant citer un tremblement de terre algérien, celui du 3 décembre 1885, dans lequel le centre sismique était situé dans la région comprise entre Sétif, Batna, Bou-Saâda et Bordj-bou-Arréridj, et qui s'est fait sentir, très faiblement, il est vrai, jusqu'à Nemours et Gardhaïa, d'après le bulletin météorologique du service central d'Alger.

localités où, sur une roche compacte, repose une mince couche de sable ou de terrain meuble, celle-ci entre en mouvement comme du sable sur une caisse d'harmonie et les effets mécaniques produits à la surface sont considérables. Ces effets très différents, bien que s'appliquant à des terrains de même nature, sont faciles à expliquer : la force vive des vibrations transmises par une roche compacte à une couche meuble qui la recouvre, est complètement absorbée par cette couche meuble qui se déforme et s'écrase en ne transmettant qu'une faible part de la vibration. Pour une même quantité de force vive absorbée par la déformation d'une couche meuble, les mouvements relatifs des molécules de cette couche pourront donc être insignifiants si cette couche est épaisse, considérables si elle est mince. Inversement, un mouvement même très violent peut se propager à travers un système de corps élastiques sans que ceux-ci soient déformés ; il en résulte que la même commotion qui produira des effets mécaniques violents sur des couches meubles, pourra traverser des masses dures et élastiques sans y produire d'effets très sensibles.

C'est ce que prouve l'expérience : d'une façon générale, les masses rocheuses et la plupart des montagnes qui sont formées de terrains résistants, ayant pu lutter contre la désagrégation des agents atmosphériques, sont moins sensibles aux effets mécaniques des tremblements de terre que les terrains d'alluvion, dont sont formées le plus souvent les plaines basses, quand l'épaisseur de ces terrains n'est pas très grande.

Lorsqu'une couche meuble horizontale, d'épaisseur constante, repose sur un terrain consistant animé d'un mouvement sismique ondulatoire se propageant horizontalement, celui-ci se propage également, comme une vague dans l'eau, à travers la couche meuble qui participe de proche en proche au mouvement du sous-sol consistant, et la secousse chemine ainsi, aussi bien que dans un corps élastique, à travers la couche meuble. Si celle-ci vient buter en biseau contre le terrain solide soulevé, la commotion sismique, qui se propage dans la couche meuble, se partage en deux composantes : l'une subit une réfraction dans le terrain solide à cause de l'inégale vitesse de propagation dans les deux milieux, l'autre se réfléchit sur le terrain solide et donne lieu à une secousse, qui sera verticale si le plan de séparation des deux milieux est incliné à 45 degrés. Il pourra se faire qu'il y ait réflexion totale de la secousse si l'angle du biseau est assez aigu, et, dans ce cas, la lisière de la couche meuble sera soumise à des secousses d'une intensité beaucoup plus forte que les parties plus épaisses de la même couche, l'onde sismique venant pour ainsi dire *déferler* à la limite du terrain meuble.

Si donc une secousse sismique se propage dans un terrain consistant, perpendiculairement à une vallée dont le fond est rempli de terrains d'alluvion meubles, les effets mécaniques seront faibles au centre, forts sur les bords de la vallée et surtout violents sur le bord opposé au côté d'où arrive l'ondulation.

Ces considérations montrent l'importance, au point de vue des effets mécaniques des tremblements de terre, de l'étude de la nature physique du sol et nous allons examiner, à cet effet, dans une rapide esquisse de la géologie de l'Algérie, quelles sont les zônes particulièrement sensibles aux secousses sismiques.

La contexture géologique des terrains qui composent l'Algérie est moins simple que leur ossature orographique (voir la Pl. II). Un premier trait saillant, c'est la rareté des roches cristallines et des affleurements de terrains paléozoïques. On ne les rencontre que dans la zône littorale formant les massifs montagneux suivants : les Traras, les montagnes d'Oran et le Djebel-Orouze

dans l'Oranais ; le Sahel, les montagnes de la Kabylie, le massif compris entre Djidjelli et Philippeville et le Djebel-Edough près de Bône. Cette distribution spéciale des terrains les plus anciens formant avec les roches éruptives une sorte de cordon littoral semble bien confirmer l'existence d'une fracture longeant la côte, le soulèvement de la paroi sud de cette fracture ayant fait saillir les couches les plus profondes de l'écorce terrestre.

En dehors de ces massifs anciens, peu étendus, le sol de l'Algérie ne comporte pas une très grande variété de strates, et se caractérise même par l'uniformité de ses assises. A l'ouest, une grande bande jurassique formée de puissantes couches d'argile et de calcaire traverse de l'ouest à l'est la région des plateaux et des steppes. Elle disparaît dans les provinces d'Alger et de Constantine sous les terrains plus récents, et ne se montre que par places isolées.

Au nord et au sud de cette bande se montrent successivement les assises de la craie formées à la base de grès cristallins, au milieu de marnes épaisses et à la partie supérieure, de bancs alternés d'argiles et de grès, formant l'étage du gault, qui ont subi en général des plissements et des écrasements énergiques (gorges de la Chiffa).

Au nord de la bande jurassique, les assises du crétacé sont recouvertes irrégulièrement par les terrains tertiaires formés à la base de poudingues peu cohérents : c'est le cartennien, que l'on rencontre à Cherchell, Ténès, Blidah, Aumale, etc. ; puis de marnes et d'argiles peu consistantes (helvétien), enfin de marnes et grès grossiers assez solides (sahélien). Dans la région de Constantine, la base du tertiaire est formée par des marnes noires plus ou moins feuilletées, surmontées par des calcaires à silex avec ostrea multicostata et nummulites, puis par des schistes argileux et des couches puissantes

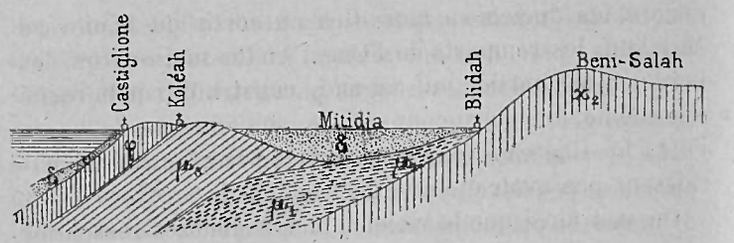
de calcaire nummulitique, surmontées elles-mêmes par des grès, près de Constantine. Au-dessus, se trouvent des marnes miocènes rouges passant à des poudingues et à des grès.

Le terrain miocène est recouvert par places de dépôts pliocènes peu développés, formés dans la province d'Oran de molasses peu consistantes, dans celle de Constantine, de marnes, grès et poudingues lacustres.

Enfin, ces différents terrains sont recouverts de dépôts quaternaires très étendus : terrains lacustres peu consistants des environs de Constantine, sables et argiles rouges des plateaux du Tell, sables et grès plus ou moins friables, à *Cardium edule*, du Sahara.

Les vallées et les plaines, et certains points du littoral, sont également recouverts de dépôts quaternaires ou d'alluvions, formés de cailloux roulés sans aucune cohésion, mais quelquefois agglutinés par un ciment calcaire ; telles sont la vallée du Chélif et la plaine de la Mitidja.

D'après ce rapide exposé, les assises qui, par leur nature, paraissent devoir être le plus facilement disloquées par les tremblements de terre, sont le gault, le cartennien, l'helvétien et le pliocène. Les dépôts d'alluvions de la zône côtière, de la vallée du Chélif et de la plaine de la Mitidja, qui ont assez peu d'épaisseur et n'ont aucun lien avec les terrains sous-jacents, sont les plus dangereux au point de vue des effets mécaniques des secousses sismiques, pour les raisons que nous avons indiquées précédemment ; et c'est surtout la périphérie de ces dépôts d'alluvion qui offre le plus de dangers. Blidah, Mouzaïaville, Bou-Roumi, El-Affroun sont précisément dans cette situation, bâtis exactement à la limite des dépôts d'alluvions de la Mitidja, reposant, comme l'indique la coupe ci-après, sur le cartennien ou le gault formant les escarpements de Beni-Salah.



δ = alluvions.
φ = pliocène.
μ_3 = sahélien.
μ_1 = cartennien.
χ_2 = gault.

Ce sont aussi les localités qui ont été les plus éprouvées en 1867. Marengo, Duperré, placés au milieu du bassin d'alluvions, ont été peu ou point éprouvés par le même tremblement de terre.

Ténès, Cherchel, Miliana sont également construits à la limite des dépôts d'alluvions reposant sur le cartennien.

Sétif, Bordj-bou-Arréridj, Mansourah sont de même situés à la limite de bassins miocène ou pliocène.

Alger, qui est entièrement construit sur les schistes anciens et le gneiss, n'a en somme éprouvé, en 1867, que des dégâts insignifiants par rapport aux localités voisines de la Mitidja. Si le tremblement de terre de 1716 y a produit de grands bouleversements, cela tient à la mauvaise construction des maisons avant cette date.

En revanche, Mustapha-Supérieur, bâti sur les marnes sahéliennes et les éboulis des pentes, est dans des conditions bien moins bonnes de stabilité.

Dans le tremblement de terre d'Oran, de 1790, toute la partie de la ville détruite par les secousses était située sur un mince lambeau d'alluvions compris entre les hauteurs de Santa-Cruz et du Château-Neuf.

La partie extérieure de la Kasbah, dont on aperçoit

encore les anciennes murailles au sortir du boulevard Malakoff, les remparts de l'Ouest et les maisons qui les bordent, le quartier juif au sud, construits sur la roche elle-même, ont beaucoup moins souffert que la basse ville. Le Château-Neuf, les forts de Santa-Cruz ne paraissent pas avoir été atteints.

On voit ainsi que la violence des secousses ressenties et leurs effets destructeurs trouvent leur explication dans la nature physique du sol. Il serait facile d'ailleurs de multiplier ces exemples, et la comparaison des Pl. I et II montre bien que les zônes à tremblements de terre sont celles formées des terrains miocènes, pliocènes et quaternaires, et que les effets mécaniques des secousses sismiques y sont plus marqués dans le voisinage de la côte, au contact des masses cristallines ou paléozoïques, qui leur transmettent, sans en être elles-mêmes très éprouvées à cause de leur rigidité, les commotions provenant d'un foyer d'action voisin, probablement sous-marin.

Cet aperçu d'ensemble sur les conditions sismiques des différents points de l'Algérie ne doit être considéré que comme une simple indication, car les notions géologiques que l'on a sur cette région sont loin d'être fixées, et, dans notre voyage, nous n'avons pu recueillir, par nous-mêmes, de données précises que sur un petit nombre de points. C'est une étude approfondie des strates et des failles dans chaque région qu'il faudrait faire pour en déduire, avec quelque certitude, les conditions locales de sensibilité aux secousses de tremblements de terre.

Le rapide examen que nous venons de faire de la situation géologique des principales villes de l'Algérie montre, d'ailleurs, que la plupart de leurs emplacements (sauf pour Alger et Constantine) sont aussi mal choisis que possible au point de vue des effets mécaniques des tremblements de terre; cela tient à ce que les meilleurs

terrains de culture et les mieux arrosés, partant les plus recherchés, sont généralement situés dans les plaines basses formées d'alluvions ou de couches meubles, s'étalant au pied des montagnes qui les abritent contre les vents, comme la plaine de la Mitidja, par exemple, et ce sont précisément, comme nous l'avons vu, les plus exposés à la violence des secousses sismiques. Comme les dommages aléatoires des tremblements de terre à venir ne peuvent être mis en balance avec les avantages immédiats et certains de ces régions favorisées, et qu'il ne peut être question d'abandonner des installations florissantes, la seule conclusion à tirer de cette étude est qu'il faut lutter, en Algérie, contre les secousses sismiques par tous les moyens préventifs déduits de la théorie et de la pratique, comme l'ont indiqué, en Espagne et en Italie, les commissions chargées d'étudier les derniers tremblements de terre de l'Andalousie et d'Ischia.

EXPÉRIENCES SUR LES LAMPES DE SURETÉ

RAPPORT PRÉSENTÉ A LA COMMISSION DU GRISOU

AU NOM DE LA SOUS-COMMISSION

CHARGÉE DES RECHERCHES EXPÉRIMENTALES (*)

Les lampes de sûreté ont déjà donné lieu à bien des recherches. La commission a cru cependant qu'elles ne pouvaient être considérées comme closes ; quelques questions nouvelles ont été soulevées dans ces derniers temps, et il importait que la commission fût à même de les soumettre à un contrôle expérimental. D'autre part, de nouveaux types de lampes sont proposés chaque jour, et il était nécessaire que la commission fût à même d'en constater le degré de sécurité. Ces raisons ont déterminé M. le ministre des travaux publics à accorder à la commission, sur sa proposition, un crédit suffisant pour lui permettre de compléter l'installation d'un laboratoire établi dans les dépendances de l'École des mines, et destiné à l'étude des lampes de sûreté.

Cette installation terminée, la sous-commission a pu commencer les travaux dont elle a l'honneur d'être char-

(*) Cette sous-commission est composée de MM. *Mallard*, Inspecteur général, *H. Le Chatelier*, Ingénieur en chef, et *Chesneau*, Ingénieur des mines.

gée. Nous avons déjà rendu compte des recherches faites par elle sur les lampes électriques propres à l'éclairage des mines; nous nous proposons aujourd'hui de faire connaître les résultats qu'a donnés l'étude de quelques types de lampes de sûreté.

En mentionnant les résultats obtenus, nous n'essaierons pas de comparer les inconvénients ou les avantages de chacun des types essayés. La Commission, de même que l'Administration des mines, doit se préoccuper avant tout du degré de sécurité des lampes introduites dans les travaux. Quant aux raisons qui peuvent guider le choix de l'ingénieur entre des types présentant le degré convenable de sécurité, elles sont si multiples que chacun doit être laissé libre de les apprécier à sa guise.

I. Description des appareils de recherche.

Nous commencerons par décrire les appareils dont nous nous sommes servis.

L'un de ces appareils a pour but d'examiner les phénomènes que produit une lampe de sûreté lorsqu'elle est placée, pendant un temps assez long, dans un mélange explosif d'air et de formène, à l'état de repos ou animé d'une faible vitesse. L'appareil est représenté Pl. III, *fig.* 1. Le formène préparé dans un fourneau semblable à celui dont se servait, dans ses recherches sur les explosifs de sûreté, la commission des substances explosives, est emmagasiné dans un gazomètre A d'une capacité de 6^{m3}. De là le gaz est conduit dans un compteur à gaz C. Un ventilateur, mû par une machine à gaz, fait passer en même temps de l'air dans le compteur B. L'air et le gaz se mélangent dans le tube T et arrivent à la partie inférieure de la chambre E, vitrée sur ses quatre faces et formée par un couvercle mobile, percé d'une petite cheminée centrale. La chambre E, placée sous une hotte, reçoit la lampe de sûreté soumise à l'expérience. Des robinets régulateurs R et r permettent de régler les débits de l'air et du gaz, qui sont respectivement mesurés par les compteurs B et C. On connaît donc à chaque instant la proportion relative des deux gaz et la vitesse avec laquelle le mélange traverse la chambre E. Un robinet r' permet de substituer au formène le gaz d'éclairage amené par le tube D.

On peut ainsi maintenir, pendant plusieurs heures au besoin, une lampe de sûreté dans un mélange de proportions connues, et animé d'une vitesse sensible, d'air et de formène ou bien d'air et de gaz d'éclairage.

L'autre appareil, que nous avons fait construire, a pour but de placer une lampe dans un mélange d'air et de gaz d'éclairage animé d'une grande vitesse.

Le gaz d'éclairage arrive, par un tuyau de gros diamètre, dans un compteur de 800 becs A (Pl. III, *fig.* 2 et 3), et se rend à la partie inférieure d'un tuyau D où il se mélange à l'air. L'air est chassé à la partie inférieure du même tuyau par un ventilateur C, actionné par une dynamo G que met elle-même en mouvement une autre dynamo établie dans une pièce voisine et mue par une machine à gaz de la force d'un cheval.

L'air et le gaz se mélangent dans le tuyau D et le mélange pénètre dans une manche mobile E, dont les parois sont formées par une forte toile. Une fenêtre f, fermée par un cadre recouvert de mica ou de papier transparent s'ouvre en face d'un support où l'on suspend la lampe. La manche est mobile autour de l'axe O, et peut être mise en mouvement au moyen d'une corde attachée à son extrémité et passant sur une poulie p.

Le tuyau D et la manche E sont placés à l'extérieur d'un petit bâtiment qui abrite le compteur à gaz, le ventilateur et les observateurs. Une large fenêtre H placée en

regard de *f* permet de suivre les phénomènes présentés par la lampe à l'intérieur de la zone.

L'observateur a à sa portée l'extrémité de la corde qui permet de faire tourner la manche autour de O, ainsi qu'un levier F qui permet de couper l'admission du gaz dès qu'il se produit une explosion dans la manche E.

La vitesse du mélange gazeux à l'orifice de la manche est mesurée par un anémomètre. Le débit du gaz d'éclairage est réglé par le robinet B et mesuré par le compteur A. On peut ainsi connaître la vitesse et la composition du mélange qui circule dans la manche.

La composition du mélange était ordinairement celle qui correspond à son maximum d'explosibilité. Quant à sa vitesse, elle pouvait être portée à 6 ou 7 mètres, ce qui correspond à 10 ou 12 mètres dans la partie occupée et rétrécie par la lampe.

Résultats des expériences.

II. Expériences faites dans un mélange détonant animé d'une forte vitesse.

Lampe à rondelles.

On nous avait présenté une lampe, que nous désignerons sous le nom de lampe à rondelles (Pl. IV, *fig.* 2), et qui n'est qu'une lampe Boty, dont le cylindre de toile métallique est remplacé par un cylindre formé par des anneaux plats en fer superposés et maintenus à un écartement mutuel de 1 millimètre. Le poids sans huile est de 1.225 grammes.

L'auteur de cette disposition espérait que la surface, comparativement large, des anneaux entre lesquels les gaz doivent circuler, les refroidirait assez pour qu'un

courant même vif, soit impuissant à projeter la flamme au dehors.

La lampe placée dans un mélange au maximum d'explosibilité s'éteint, mais le gaz continue à brûler dans l'intérieur du cylindre formé par les anneaux qui rougissent fortement.

Lorsque la vitesse du mélange est de $2^m,45$ en amont de la lampe (soit $3^m,70$ à hauteur de la lampe), le tamis reste rouge, mais l'explosion ne se produit pas au dehors, même au bout de 10 minutes.

Mais, lorsque la vitesse du mélange gazeux devient plus forte, les choses se passent tout autrement comme le montrent les résultats des expériences suivantes :

Vitesse en amont de la lampe.		$3^m,25$	Explosion au dehors au bout de 30 secondes				
— à la hauteur	—	4 ,70					
— en amont	—	5 ,85	—	—	—	5	—
— à la hauteur	—	8 ,50					
— en amont	—	7 ,80	—	—.	instantanée.		
— à la hauteur	—	10 ,45					

Les espérances de l'inventeur ne se sont donc pas réalisées; la nouvelle disposition n'a produit qu'une augmentation assez légère, d'ailleurs, de la vitesse nécessaire pour projeter la flamme au dehors.

Lampe Pieler.

On sait quels services rend, pour le dosage du gaz dans les travaux, la lampe Pieler. C'est une lampe Davy ordinaire, à deux tamis superposés, enveloppée d'une cuirasse (Pl. IV, *fig.* 8). Celle ci est percée d'une fenêtre longitudinale ordinairement fermée par un volet mobile, mais que l'on ouvre pour l'observation. La lampe est alimentée par de l'alcool. Le poids de la lampe vide est de 1.720 grammes.

Voici les résultats des expériences faites avec cette lampe :

I. Vitesse du courant en amont de la lampe. $2^{m},45$
— à hauteur — 4 ,68

1° Lampe **avec sa cuirasse et ses deux tamis**, fenêtre ouverte et dirigée vers le courant.

Le tamis intérieur rougit fortement, mais l'explosion ne s'est pas propagée au dehors au bout de 5 minutes. La lampe est cependant agitée violemment en tous sens par les mouvements brusques de rotation communiqués à la manche E, au plafond de laquelle elle est suspendue.

2° Lampe **avec sa cuirasse et un seul tamis.**

Même expérience, mêmes résultats.

3° Lampe **sans cuirasse, avec deux tamis.**

Explosion au bout de 15 secondes.

II. Vitesse du courant en amont de la lampe. $7^{m},20$
— à hauteur — 13 ,75

1° Lampe **avec sa cuirasse et deux tamis.** Fenêtre tournée vers le courant. Lampe agitée violemment en tous sens.

Le tamis rougit fortement, mais au bout de 5 minutes il ne s'est pas produit d'explosion au dehors.

2° Lampe **avec sa cuirasse et un tamis.** Mêmes conditions d'expériences.

Il ne s'est pas produit d'explosion au bout de 5 minutes, mais une explosion se produit au moment où on supprime l'arrivée du gaz (*). Des flammes produites par la vapeur d'alcool en combustion s'échappent avec violence par la rangée inférieure des trous de la cuirasse.

(*) Ce fait de l'explosion se produisant au moment même où l'admission du gaz est supprimée s'est produit assez fréquemment pendant nos expériences, et deux des membres de la sous-commission l'avait déjà vu se produire dans des expériences antérieures. Il tient peut-être à ce que, la proportion d'air étant brusquement augmentée, le fil de fer de la toile portée au rouge vif entre en combustion et allume le mélange gazeux encore inflammable.

Les expériences que nous venons de rapporter sont intéressantes. Elles montrent que la lampe Pieler, qui inspire encore beaucoup de défiance, présente un degré de sécurité plus grand que celui qu'on lui attribue généralement. Elles montrent aussi quel rôle considérable joue la cuirasse, au point de vue de la sécurité, même lorsqu'elle est percée d'une longue mais étroite fenêtre. Nous reviendrons d'ailleurs sur ce point lorsque nous nous occuperons de la lampe Marsaut.

Lampe Cambessèdes.

M. Cambessèdes, professeur à l'École des maîtres-mineurs de Douai, s'est préoccupé et avec juste raison, de donner au mineur une plus grande quantité de lumière. Il a eu l'idée de faire de la lampe de sûreté un véritable quinquet où l'huile reste à niveau constant. Il a été ainsi obligé d'alourdir un peu l'appareil et de cacher, par le réservoir d'huile, tout un côté de la lampe (Pl. IV, *fig.* 1), qui n'éclaire ainsi que sur une partie de sa circonférence. Il est vrai que cette disposition a l'avantage de permettre d'ajouter un réflecteur et de renvoyer du côté utile toute la lumière de la flamme.

La quantité de lumière est très grande, comme le montrent les essais photométriques suivants :

	LAMPE RÉGLÉE	
	à feu bas	à l'éclat maximum
	bougies décimales	bougies décimales
Au bout de 0^{h} 5^{m}	1,27	»
— 0 10	»	1,56
— 0 80	1,25	»
— 0 65	»	1,30
— 1 45	1,25	»
— 2 0	»	0,79 (1,10 après nouveau réglage de la mèche)

Il faut remarquer que quand on part de l'éclat maximum, on est obligé de baisser la mèche toutes les 20 minutes, sans quoi la lampe file. Quand on la règle à feu bas au début, elle reste plus de 2 heures sans filer. C'est donc ce qu'on a appelé, dans le tableau précédent, le réglage à feu bas, qui donne l'éclat véritablement normal. Cet éclat est très satisfaisant et la lampe Cambessèdes donne un très bon éclairage.

Le bel éclairage donné par cette lampe est en sa faveur un avantage des plus sérieux. C'est un défaut très grave des lampes de sûreté actuellement en usage d'éclairer le mineur d'une manière tout à fait insuffisante. Il n'est pas douteux qu'un très grand progrès sera fait quand on aura abandonné une pratique aussi regrettable et que le nombre, si considérable, des victimes faites par les éboulements et diverses autres causes secondaires, diminuera alors d'une façon très notable. Maintenant que les mineurs possèdent d'assez nombreux types de lampes donnant toute la sécurité désirable, c'est sur la quantité de lumière qui leur est donnée que toute l'attention des ingénieurs doit se porter.

Le poids de la lampe Cambessèdes est de 1.514 grammes vide et de 1.651 grammes pleine d'huile. La lampe peut être inclinée très lentement de 70 degrés sans s'éteindre, si l'inclinaison diminue ou n'augmente pas la hauteur du niveau de l'huile au-dessus de la mèche; si l'inclinaison se produit, l'huile étant au-dessus de la mèche, celle-ci est noyée par le liquide affluant, et s'éteint à partir d'une inclinaison de 45 degrés.

Toute agitation saccadée et un peu rapide éteint la mèche que l'huile vient noyer.

Lorsque la lampe Cambessèdes est placée dans un mélange d'air et de grisou (formène) sans vitesse, la flamme de la mèche s'éteint sans que le gaz persiste à brûler à l'intérieur.

Dans un mélange, au maximum d'explosibilité, d'air et de gaz d'éclairage, animé de fortes vitesses, la lampe Cambessèdes a donné les résultats suivants :

1° Vitesse du courant en amont de la lampe . . .	$2^m,95$
— à hauteur — . . .	5 ,55

Dans une expérience, la lampe s'est éteinte au bout de quelques secondes, sans que le mélange explosif s'allume à l'intérieur.

Dans deux autres expériences, après l'extinction de la flamme de la mèche, le gaz a continué à brûler à l'intérieur; il en est resulté un échauffement de la lampe qui a produit un épanchement abondant de l'huile du réservoir au dehors. L'expérience a été arrêtée au bout de 2 minutes.

2° En portant la vitesse à $5^m,60$ ($10^m,70$ à la hauteur de la lampe), on a obtenu des résultats identiques. Dans une expérience la flamme de la mèche s'est éteinte sans que le gaz continue à brûler à l'intérieur. Dans une seconde expérience, le gaz brûlant dans la lampe a fait sortir l'huile du réservoir; l'expérience a été arrêtée au bout de 2 minutes, sans que l'explosion ait d'ailleurs été propagée au dehors.

En résumé, la lampe Cambessèdes possède un pouvoir lumineux très satisfaisant. Dans les mélanges explosifs animés d'une forte vitesse, la flamme ne passe pas au dehors, mais elle persiste quelquefois dans l'intérieur de la lampe et amène alors une projection d'huile hors du réservoir.

Lampe Thorneburry.

Cette lampe, dont l'examen a été renvoyé à la commission par M. le ministre des travaux publics, est figurée Pl. IV, *fig.* 6. C'est une lampe à pétrole, dont la mèche est entourée par un pavillon dans lequel arrive

l'air destiné à la combustion. Cet air entre en A, traverse deux toiles métalliques E et F, circule entre deux cylindres concentriques de verre *v* et *v'*, pour passer encore à travers un anneau horizontal de toile métallique T avant de pénétrer dans le pavillon P.

Au-dessus du cylindre de verre intérieur est une longue cheminée conique D qu'enveloppe un tamis métallique F protégé lui-même par une cuirasse métallique.

D'après les inventeurs, le tamis F serait inutile à la sécurité, mais empêcherait le vacillement de la lampe sous l'influence du courant d'air.

La lampe Thorneburry, dont le poids est de 1.784 grammes à l'état vide a été l'objet de rapports élogieux qui sont traduits dans une brochure communiquée par le représentant de la Société des brevets. Un de ces rapports est signé par sir Frédéric Abel et le professeur Dewar. Il constate que la lampe a été soumise impunément à un mélange explosif animé d'une vitesse de 17 mètres par seconde. La lampe s'éteint presque immédiatement sans que le gaz brûle à l'intérieur.

Dans un rapport de M. B. Redwood, on trouve quelques renseignements intéressants sur la nature du pétrole employé. C'est un pétrole relativement lourd, dont le poids spécifique est 0,831 à 60° F. (15°,6 C.) et s'enflammant à 256° F. (124°,5 C) (épreuve Abel). M. Redwood dit en avoir exposé une certaine quantité à la température de 240° à 250° F. (115°,6 à 121°,1 C) pendant plusieurs heures, dans un récipient fermé et en partie rempli, sans qu'il se produise de vapeur inflammable dans la partie supérieure du récipient. La lampe brûlant pendant 6 heures dans une atmosphère à 70° F. (21°,1 C), la température du pétrole ne s'élève pas dans le réservoir au-dessus de 170° F. (76°,7 C).

La caractéristique de la lampe Thorneburry est la belle lumière qu'elle donne. En la réglant au maximum

de pouvoir éclairant on a obtenu les éclats lumineux suivants :

	bougies
Au bout de 15 minutes.	1,44
— 40 —	1,20

Il faut ajouter que le réglage est assez délicat et qu'il ne faut pas l'abandonner à elle-même avant que le régime d'équilibre ne soit établi. Comme il faut que toutes les pièces et le réservoir soient arrivés à une température constante, ce régime est assez long à s'établir.

Au point de vue des indications données par la lampe dans le grisou, nous avons constaté, en plaçant celle-ci dans un mélange, sans vitesse, d'air et de grisou, que les auréoles surmontant la flamme sont invisibles à cause de l'éclat de celle-ci. L'allongement de la flamme de la mèche donne des indications très bonnes depuis 1,5 p. 100 jusqu'à 3,5 p. 100 de grisou (formène). Avec une proportion de gaz supérieure la lampe file. Malheureusement il faut partir d'un réglage de la flamme fait dans l'air frais et cela est assez difficile dans l'intérieur des travaux.

Placée dans des courants animés de fortes vitesses d'air et de gaz d'éclairage, la lampe a donné les résultats suivants :

I. Vitesse du courant en amont de la lampe.	$5^{m},55$
— à hauteur —	11 ,10

1° *Lampe dans son état normal.* — La flamme de la mèche s'éteint immédiatement, sans que le gaz s'allume dans le tamis.

2° *Lampe à laquelle on a supprimé son tamis intérieur.* — La mèche s'éteint ; le gaz s'enflamme dans l'intérieur de la lampe mais s'éteint au bout de 3 à 4 secondes (2 expériences concordantes).

3° *Lampe sans son tamis.* — On augmente progressivement jusqu'au maximum la proportion de gaz mélangé à l'air.

La flamme s'allonge progressivement, fume, mais ne s'éteint que lorsqu'on arrive à la proportion de 6 p. 100 de gaz. En augmentant la proportion de gaz au-dessus de cette limite la flamme de la mèche s'éteint, le mélange explosif reste allumé à l'intérieur mais s'éteint au bout de 2 ou 3 secondes.

On constate que le verre intérieur s'est brisé après qu'on a maintenu la lampe une minute dans le mélange à 6 p. 100 ; les fragments ne se sont cependant pas séparés. Ce verre étant assez mince, il pourrait arriver qu'il se brisât et tombât en morceaux. Il nous a donc paru intéressant de voir comment la lampe se comporterait sans son verre intérieur.

II. Vitesse du courant en amont de la lampe. . . $6^{m},70$
— à hauteur — . . . 13 ,50

1° *Lampe avec tamis, sans verre intérieur.* — La flamme de la mèche s'éteint immédiatement; le mélange explosif brûle dans le tamis qui s'échauffe considérablement. L'explosion au dehors ne s'est pas produite au bout de 5 minutes.

2° *Lampe sans tamis, sans verre extérieur.* — Explosion immédiate au dehors.

En résumé la lampe Thorneburry présente un très haut degré de sécurité, et donne une lumière très supérieure à celle des autres lampes de sûreté. On remarquera qu'elle est alimentée par du pétrole. Jusqu'à présent, du moins en France, on a considéré comme dangereux ce mode d'alimentation des lampes de sûreté. Il y aurait lieu cependant de voir si le danger est sérieux lorsqu'on se sert d'un pétrole lourd, c'est-à-dire peu volatil. On n'a guère à redouter qu'une explosion dans le réservoir à huile ; or la production de cette explosion paraît bien difficile avec les huiles lourdes. Au reste ce danger est plus grand encore avec les lampes

d'appartement, et il paraît se produire bien rarement, s'il se produit. En tous cas, cette cause de danger paraît absolument négligeable au public, car c'est par millions que se comptent ces appareils d'éclairage.

Lampe Fumat.

M. Fumat a plusieurs fois modifié le type de lampe qui porte son nom. Le dernier type dont l'examen nous a été renvoyé, sur la demande de M. Fumat, est représenté Pl. IV, *fig.* 5. L'air arrive par une série de trous placés à la partie inférieure d'une sorte de cuirasse qui surmonte le cylindre de verre. La fumée s'échappe par les trous supérieurs de la même cuirasse. Ces trous ne sont percés que sur la moitié de la circonférence.

L'air passe dans une sorte de boîte qui cache la moitié du verre, de sorte que l'éclairage n'est qu'unilatéral. Après avoir traversé les toiles métalliques, l'air vient alimenter la combustion de la mèche.

M. Fumat a transmis au Ministre, en même temps que sa lampe, un compte rendu des expériences faites, le 26 juillet 1890, par M. W. Clifford, à l'usine à gaz de Sheffield. Dans ces expériences comme dans celles que nous avons faites nous-mêmes et beaucoup de celles qui ont été faites auparavant, les lampes de sûreté étaient placées dans des courants d'air et de gaz d'éclairage dont la vitesse a varié entre 30 pieds (10 mètres) et 90 pieds (30 mètres). La direction du courant était tantôt horizontale, tantôt ascendante, tantôt enfin descendante. Dans aucun cas, même au bout de 10 minutes d'épreuve, la lampe n'a propagé l'explosion au dehors.

Cette lampe brûle d'ailleurs fort bien dans les courants d'air horizontaux ou verticaux descendants. Dans les courants verticaux ascendants on la tient difficilement allumée, à moins qu'on n'ajoute du gaz d'éclairage à l'air.

La lampe Fumat donne un très bon éclairage dû à ce

que l'air alimentant la flamme est tout à fait séparé des produits de la combustion. Voici quelques résultats photométriques :

	bougies
Éclat initial.	0,87
Éclat au bout de 75 minutes	0,87

Nous avons placé la lampe Fumat dans des mélanges, au maximum d'explosibilité, d'air et de formène, sans vitesse. Elle s'est immédiatement éteinte. Avec la teneur de 6,5 p. 100 de formène, l'extinction ne se produit qu'au bout de 2 minutes environ.

Dans les mélanges au maximum d'explosibilité d'air et de gaz d'éclairage animés de fortes vitesses, nous avons obtenu les résultats suivants :

Vitesse du courant en amont de la lampe. . .	$6^{m},40$
— à hauteur — . . .	11 ,40

Trois expériences ont donné des résultats identiques. La flamme de la mèche s'est éteinte immédiatement ; le mélange explosif a continué d'abord à brûler dans l'intérieur du tamis, puis s'est éteint au bout de 10 à 20 secondes, même en dirigeant les trous de la cuirasse vers le courant d'air. Il n'y a pas eu d'explosion au dehors.

La lampe Fumat donne donc toutes les garanties de sécurité désirables.

Lampe Marsaut.

La lampe Marsaut (Pl. IV, *fig.* 4) est d'une construction très simple. Un cylindre de verre entoure la mèche ; il est surmonté par deux tamis superposés. Le tamis extérieur est protégé par une cuirasse, fermée à son extrémité supérieure, qui porte, latéralement et à un niveau plus haut que la base supérieure du tamis, une rangée de trous circulaires *a* servant à l'écoulement de la fumée. A la partie inférieure de la cuirasse, et en regard de la garniture

métallique qui reçoit la base du tamis, la cuirasse porte des orifices *b* destinés à l'entrée de l'air.

Lors d'un accident grave survenu à Saint-Étienne en 1889, on avait songé à incriminer la lampe Marsaut, et M. l'ingénieur des mines Leclère, professeur à l'école de Saint-Étienne avait constaté, à cette occasion, ce fait intéressant, que lorsque la lampe Marsaut est plongée dans un mélange d'air et de gaz d'éclairage, sans vitesse, le gaz continue à brûler, dans l'intérieur de la lampe, après l'extinction totale de la flamme de la mèche. On partait de là pour exprimer la crainte que, la lampe restant longtemps en cet état au milieu du gaz, le tamis pouvait rougir de plus en plus et arriver à laisser passer la flamme au dehors.

Dans une série d'expériences dont il a rendu compte au Congrès international des mines et de la métallurgie, M. Marsaut avait montré que ces craintes n'étaient pas fondées.

Nous avons étudié le phénomène en perçant dans la lampe Marsaut une large fenêtre obturée par une lame de mica de manière à voir à tout instant l'état des tamis. Pour que la conclusion fut encore plus nette on avait enlevé le tamis intérieur. Dans cet état la lampe était plongée dans un mélange d'air et de 10 p. 100 de formène se renouvelant avec un débit de 1 litre par seconde. On voyait alors, la flamme de la mèche étant éteinte, le gaz brûler dans l'intérieur du tamis. La lampe a été, à diverses reprises, laissée dans cette situation pendant des temps variant de 1 heure à 3 heures, sans que jamais le tamis ait rougi sensiblement ni présenté des traces d'altération.

La cause de danger signalée dans l'emploi de la lampe Marsaut n'existe donc pas en réalité.

Nous avons porté ensuite la lampe Marsaut dans des mélanges d'air et de gaz d'éclairage, au maximum d'explosibilité et animé de fortes vitesses. Pour bien avoir à

chaque instant l'état des tamis, on se servait toujours d'une cuirasse portant une large fenêtre obturée par une lame de mica.

I. Vitesse du courant en amont de la lampe. $7^{m},20$
— à hauteur — 11 ,66

1° *Lampe dans son état normal.* (1 *cuirasse et* 2 *tamis*). — La flamme de la mèche s'éteint ; le gaz continue à brûler dans le tamis qui devient rouge, mais vers le bas seulement et sur quelques millimètres de hauteur. La lampe est très vivement agitée dans tous les sens. Aucune explosion au dehors ne s'est produite au bout de 5 minutes.

2° *Lampe avec un seul tamis et sa cuirasse.* — Mêmes conditions et mêmes résultats que dans l'expérience précédente.

Ainsi, même avec un seul tamis la lampe Marsaut présente toute la sécurité désirable.

Lampe Marsaut modifiée A.

Les expériences précédemment faites sur la lampe Pieler donnèrent l'idée de modifier la lampe Marsaut en bouchant les orifices inférieurs et supérieurs, et ouvrant latéralement dans la cuirasse une large fenêtre ayant 77 millimètres de hauteur sur 45 millimètres environ de largeur. Le plan mené par les bords verticaux de la fenêtre était à peu près tangent au cylindre du tamis extérieur.

La lampe ainsi modifiée, représentée schématiquement Pl. IV, *fig.* 9, présente très sensiblement le même éclat que la lampe Marsaut type, soit 1/2 bougie décimale environ. Elle résiste sans s'éteindre au même degré d'inclinaison.

Dans les courants d'air et de gaz d'éclairage au maximum d'explosibilité, elle a donné les résultats suivants :

I. Vitesse du courant en amont de la lampe. $7^{m},20$
— à hauteur — 11 ,66

Lampe munie d'un seul tamis. — La fenêtre est dirigée vers le courant d'air, et agitée violemment en tous sens. La flamme de la mèche s'éteint, le mélange explosif brûle dans le tamis, qui ne rougit pas d'une façon appréciable. Au bout de 2 minutes, l'état paraît stable et l'explosion ne s'est pas propagée au dehors.

On tourne ensuite la lampe de manière que la fenêtre soit tournée à 90 degrés de la direction du courant, le résultat est le même ; aucune explosion ne s'est produite au dehors au bout de 5 minutes.

Si, en même temps qu'on laisse ouverte la fenêtre, on laisse ouverts les orifices inférieurs *b* et supérieurs *a* de la cuirasse, la sécurité ne persiste pas au même degré. Dans une expérience faite avec la même vitesse que dans la précédente, l'explosion s'est propagée au dehors, mais au bout de 5 minutes seulement et au moment où l'on a coupé l'admission du gaz.

On peut cependant, même avec deux tamis, faire sortir la flamme au dehors avec une lampe dans laquelle la cuirasse ne porte comme orifice que la large fenêtre décrite plus haut. Il suffit de diriger la fenêtre vers le courant gazeux et de placer, en amont (Pl. IV, *fig.* 10), un obstacle A qui laisse à découvert une partie de la fenêtre, l'autre étant cachée. Dans ces conditions, le courant d'air peut entrer dans le haut du tamis et sortir librement par le bas. Il s'établit ainsi un courant qui peut chasser la flamme au dehors. C'est ce que démontre l'expérience suivante :

II. Vitesse du mélange en amont de la lampe. $7^{m},00$
— à hauteur — 11 ,30

Les tamis rougissent très fortement. Au bout de 25 secondes, la flamme traverse le tamis intérieur ; au bout

de 35 secondes, elle traverse le tamis extérieur et l'explosion se produit au dehors. La modification de la lampe Marsaut, obtenue en substituant une large fenêtre aux orifices inférieurs ou supérieurs, aurait des avantages évidents, car elle permettrait de voir à chaque instant l'état des tamis, ce qui ne serait pas indifférent. Mais cette modification diminue le degré de sécurité. On pourrait cependant arriver peut-être à de meilleurs résultats en diminuant la largeur de la fenêtre.

Lampe Marsaut modifiée B.

Nous avons étudié encore une autre lampe du type Marsaut, mais s'écartant notablement du type normal. La lampe, représentée schématiquement Pl. IV, *fig.* 11, est une lampe Boty, modèle Dubrulle, avec tamis peu élevé. On a simplement placé deux tamis superposés et enveloppé le tamis extérieur par une cuirasse ayant 10 centimères de hauteur et percée, comme la cuirasse Marsaut, de deux rangées supérieure et inférieure d'orifices. La cuirasse n'est d'ailleurs pas fixée d'une manière invariable et peut se soulever en glissant sur les montants, de manière qu'on puisse constater l'état des tamis intérieurs.

Mais, et c'est là la grande différence avec la lampe Marsaut normale, les orifices supérieurs et inférieurs s'ouvrent en regard même des tamis qui ne sont plus soustraits à l'action directe des courants extérieurs. Il en résulte que la sécurité est très notablement diminuée, ainsi qu'il résulte des expériences suivantes faites avec des mélanges d'air et de gaz d'éclairage au maximum d'explosibilité et animés de fortes vitesses.

I. Vitesse du mélange en amont de la lampe. $5^{m},00$
— à hauteur — 8 ,55

Lampe avec un seul tamis, cuirasse normale. —

L'expérience a duré 5 minutes sans que l'explosion se propage au dehors.

II. Vitesse du mélange en amont de la lampe. $7^{m},00$
— à hauteur — 12 ,00

1° *Lampe avec un seul tamis, cuirasse normale.* — Explosion en dehors au bout de 20 secondes.

2° *Même lampe, en bouchant la moitié des trous de la couronne inférieure du côté de l'arrivée du mélange.* — Explosion au bout de 40 secondes.

3° *Même lampe, en bouchant un trou sur deux dans la couronne inférieure.* — Explosion au bout de 30 secondes.

4° *Même lampe, mais en bouchant tous les trous de la couronne inférieure.* — Le vide laissé entre le bâtis et la base de la cuirasse suffit très bien à permettre l'arrivée de l'air et l'alimentation de la lampe.

1re **Expérience.** — Courant horizontal. Lampe agitée dans tous les sens avec violence pendant la dernière minute. L'explosion ne s'est pas propagée au dehors au bout de 5 minutes.

2e **Expérience.** — Courant ascendant incliné de 60 degrés sur l'axe de la lampe. L'expérience a duré 3 minutes; il y a eu explosion au dehors au moment où l'admission du gaz a été coupée.

5° *Lampe avec deux tamis et cuirasse normale.* — L'expérience a duré 7 minutes, et, pendant les deux dernières, on a agité violemment la lampe en tous sens; il ne s'est pas produit d'explosion au dehors.

Ainsi, avec les deux tamis, la lampe Marsaut, modifiée comme il a été dit, présente encore un assez haut degré de sécurité. Mais cette sécurité repose sur la présence des deux tamis. Avec un seul tamis, la lampe n'est plus sûre pour des vitesses comprises entre 9 mètres et 12 mètres (vitesse à hauteur de la lampe), tandis qu'avec

un seul tamis la lampe Marsaut normale garde toute sa sécurité.

Le degré de sécurité est très notablement accru si l'on bouche la couronne inférieure de trous, ce qui ne paraît pas gêner la construction de la lampe.

Le Président de la sous-commission des expériences,

Signé : MALLARD.

Approuvé par la Commission :

Le Président,

HATON.

31 juillet 1891.

NOTE

SUR LA

FABRICATION DE LA FONTE AUX ÉTATS-UNIS

Par M. E. DE BILLY, Ingénieur des mines.

Le congrès d'automne de l'*Iron and Steel Institute*, tenu à New-York et à Pittsburg au mois d'octobre 1890, a appelé l'attention des métallurgistes sur la fabrication de la fonte aux États-Unis. Depuis dix ans en effet les progrès réalisés ont été considérables, si bien qu'au point de vue des hauts-fourneaux l'Europe est aujourd'hui distancée par l'Amérique. En 1876, à Pittsburg, un haut-fourneau de 405 mètres cubes de capacité produisait en 24 heures 75 tonnes de fonte, à raison de 1.360 kilogrammes de coke par tonne de fonte. En 1880, à l'aciérie d'Edgar Thomson (*) un haut-fourneau de 483 mètres cubes de capacité produisait 140 à 150 tonnes de fonte par 24 heures, avec une consommation de coke variant de 1.060 à 1.300 kilogrammes. A la même usine, en 1891, un fourneau de 491 mètres cubes produit en 24 heures la quantité prodigieuse de 350 tonnes de fonte Bessemer, à raison de 850 kilogrammes de coke par tonne de fonte.

(*) L'usine d'Edgar Thomson, dont il sera question plusieurs fois dans cette étude, est située auprès de Pittsburg, à Braddock; elle appartient à M. Andrew Carnegie, l'un des *rois* de la métallurgie américaine.

Ces résultats surprenants tiennent en partie, il faut le reconnaître, à la richesse des minerais : le lit de fusion renferme 55 p. 100 de fer à South Chicago, 61 p. 100 à l'usine d'Edgar Thomson. Mais la méthode appliquée à la construction et à la conduite des hauts-fourneaux, qui diffère considérablement de la nôtre, a sa large part d'influence dans ce développement de la production et dans l'économie de combustible :

A égale hauteur (20 à 24^{m}), les hauts-fourneaux sont plus élancés : le ventre a rarement un diamètre supérieur à 6^{m},50 ; les étalages ont une pente voisine de 80 degrés. Le creuset, plus large que les nôtres, a un diamètre qui, suivant une formule généralement adoptée, est moitié de celui du ventre, soit plus de 3 mètres. Ces dimensions du creuset, conditions essentielles d'une grande production, ce grand diamètre, exigeant une forte pression aux tuyères, ont eu pour conséquence naturelle un soufflage énergique ; et à mesure que les avantages d'une allure rapide se manifestaient, on l'accélérait progressivement : si bien qu'on est arrivé à faire passer dans un fourneau de 491 mètres cubes un volume d'air de 675 mètres cubes par minute. L'allure rapide a eu pour conséquence un meilleur emploi du combustible. D'autre part, la faible production de laitier — conséquence de la richesse du minerai — est la cause d'une économie considérable : tandis qu'en Europe le poids des laitiers est au moins égal, et souvent supérieur de un tiers à celui de la fonte, en Amérique on en produit moitié moins. Alors la condition nécessaire d'une bonne marche est une régularité parfaite : c'est-à-dire un soufflage rigoureusement constant. De là est venue l'habitude de faire marcher les machines soufflantes à une vitesse constante pour une allure déterminée ; par suite, afin d'être toujours maître de l'allure de chaque fourneau, il a fallu spécialiser à un fourneau une machine ou un groupe de machines. L'indépendance des hauts-fourneaux au point de vue des conduites de vent, le réglage de l'allure au nombre de tours des machines, et non à la pression aux tuyères, sont deux principes fondamentaux de la fabrication de la fonte aux États-Unis. On ne s'inquiète pas de régler la pression aux tuyères. Elle est en moyenne de 40 à 50 centimètres de mercure ; mais dans certains cas elle s'élève à plus d'une atmosphère, soit qu'il se produise des accrochages dans le fourneau, soit que la proportion des menus dans la charge augmente. Cet emploi des menus est systématique, et l'emploi, sans agglomération préalable, du *purple ore* et des concentrés menus provenant de l'enrichissement des minerais magnétiques, est une autre caractéristique de la marche des hauts-fourneaux américains. Au point de vue de la qualité de la fonte produite, la conséquence d'une allure aussi rapide est la production d'un métal peu riche en silicium, que nous classerions dans les gris clairs ; par suite les opérations au convertisseur Bessemer doivent aussi être conduites avec une grande rapidité.

Dans une communication des plus intéressantes, faite au congrès de New-York en octobre 1890 (*), M. James Gayley, directeur des hauts-fourneaux à l'usine d'Edgar Thomson, a retracé l'historique de la fabrication de la fonte aux États-Unis dans les dix dernières années. Cette histoire, comme il le dit lui-même, il la réduit à celle de la fabrication de la fonte à l'usine d'Edgar Thomson. Il est juste de reconnaître que c'est là que se sont réalisés, de 1880 à 1890, les principaux progrès de cette industrie, à savoir : accroissement de la production, et réduction de la consommation de coke. Il ne faut pourtant pas oublier

(*) Cet article a été traduit dans la *Revue universelle des mines et de la métallurgie*, t. XII, 4e livr. de 1890, p. 292 et suivantes.

le rôle important qu'ont joué, dans ce développement de la métallurgie américaine, les usines de Chicago : plus éloignés des gîtes de combustible, les ingénieurs de Chicago se sont surtout efforcés de réduire la consommation de coke ; et c'est M. Potter, à South Chicago, qui fut en 1885 le premier à montrer que les grandes productions étaient compatibles avec des consommations de combustible modérées. Néanmoins l'usine d'Edgar Thomson a toujours été à la tête du mouvement ; et tout autour de Pittsburg, et en Pennsylvanie, les autres usines ne font guère qu'imiter son exemple et adopter ses procédés.

§ I.

HISTORIQUE DE LA FABRICATION DE LA FONTE AUX ÉTATS-UNIS. — SITUATION ACTUELLE.

L'élargissement du creuset, en vue d'obtenir les grandes productions, date déjà de loin. C'est en 1854, aux *Crane Iron Works*, dans la vallée de la Lehigh, qu'on eut, pour la première fois en Amérique, l'idée de tirer les tuyères en arrière, en cours de marche, de façon à augmenter le diamètre du creuset. On le porta ainsi à $3^m,30$; et ce fut alors que s'établit la formule, généralement adoptée depuis, de donner au creuset un diamètre égal à la moitié de celui du ventre. Plusieurs usines suivirent l'exemple des *Crane Iron Works*, et élargirent les creusets de leurs hauts-fourneaux en cours de marche ; mais il s'écoula plus de dix ans avant qu'on n'osât adopter dès la construction des dimensions aussi considérables.

La construction du *Struthers furnace*, dans l'Ohio, en 1871, marque une étape nouvelle. C'est à M. Thomas W. Kennedy, directeur de cette usine, que revient l'honneur d'avoir pour la première fois adopté dès la construction un diamètre de creuset considérable, et réglé

l'allure du fourneau, non par la pression aux tuyères, mais par le nombre de tours des machines soufflantes. Ce fourneau avait une hauteur de $16^m,50$, un diamètre au ventre de $4^m,80$, un diamètre au gueulard de $2^m,55$, et au creuset de $2^m,70$. Il fut mis en feu en décembre 1871, et sa production mensuelle se maintint aux environs de 1.650 tonnes (55^t par 24^h), jusqu'en 1876, où par l'adjonction d'une seconde machine soufflante on poussa la production à 2.030 tonnes par mois, soit 67 tonnes par 24 heures.

Jusqu'en 1880, la fabrication de la fonte ne fit guère de nouveaux progrès. On construisit des fourneaux plus grands, auxquels on appliqua les principes de M. Thomas Kennedy. Mais le profil était encore trop peu élancé : si on compare le profil d'un de ces fourneaux avec celui d'un fourneau moderne, on trouve que pour une même capacité le gueulard était plus large, le creuset plus étroit. De plus, l'allure était trop lente. Les meilleurs résultats, durant cette période, ont été fournis par un haut-fourneau, mis en feu à Pittsburg en septembre 1877 (*fig.* 1, Pl. V), et sur lequel M. Gayley donne les renseignements suivants :

La hauteur était de $22^m,50$; le diamètre du ventre, de 6 mètres ; celui du creuset, de $2^m,70$; et la capacité était de 415 mètres cubes. Le vent était soufflé par 6 tuyères de 20 centimètres de diamètre, à la température de 490° C., sous une pression de 25 centimètres de mercure. On soufflait 432 mètres cubes d'air par minute, et à cette allure le fourneau a marché pendant 35 mois, avec du minerai qui rendait 60 p. 100 de fer, donnant une production moyenne de 91 tonnes de fonte par 24 heures, avec une consommation de coke qui ne s'est jamais abaissée au-dessous de 1.290 kilogrammes par tonne de fonte. Cette allure correspondait à une capacité de $4^{m3},55$ par tonne de fonte produite en 24 heures.

M. Julian Kennedy, en construisant à Braddock, en 1879, le haut fourneau qui devint plus tard le fourneau A d'Edgar Thomson (*fig.* 2, Pl. V), inaugura les allures rapides. Ce fourneau avait une hauteur de 19^{m},50, un diamètre de 4^{m},50 au ventre, de 2^{m},55 au creuset, et une capacité de 172 mètres cubes. Les tuyères, au nombre de six, avaient un diamètre de 10 centimètres. Elles pénétraient de 175 millimètres à l'intérieur du creuset. La hauteur de l'axe des tuyères au-dessus du fond du creuset était de 1^{m},65. Les étalages avaient une pente de 84 degrés. Les angles étaient soigneusement émoussés, de sorte que, du gueulard au creuset, le profil se confondait à 5 centimètres près avec un arc de cercle. Au fourneau étaient annexés trois appareils Siemens-Cowper, d'une hauteur de 15 mètres et d'un diamètre de 4^{m},50, et deux machines soufflantes, dont le cylindre à air avait un diamètre de 2^{m},10, et une course de 1^{m},20. Ce fourneau marche aujourd'hui en spiegel. Mais pendant les cinq mois qui suivirent sa mise en feu (janvier à juin 1880) il donna, marchant en fonte Bessemer, des résultats extraordinaires : on soufflait un volume d'air de 405 mètres cubes par minute; le vent avait une température de 565° C., une pression aux tuyères de 31 centimètres de mercure. La production de fonte s'éleva à 1.634 tonnes en janvier, à 2 762 tonnes en mars, à 2.226 tonnes en mai; soit une moyenne de 71 tonnes par 24 heures (89 tonnes en mars); et la consommation de coke par tonne de fonte était de 1.044 kilogrammes en mars, pour s'abaisser en mai à 881 kilogrammes. Ces allures correspondaient à des capacités variant de 2$^{m^3}$,42 à 1$^{m^3}$,93 par tonne de fonte produite en 24 heures.

Ces beaux résultats étaient faits pour répandre la doctrine des allures rapides parmi les maîtres de forges américains. Dans ce pays, où par suite de la cherté de la main-d'œuvre et du taux élevé de l'intérêt il s'agit de

faire fructifier le plus vite possible les capitaux engagés dans l'industrie, les grandes productions sont une condition de succès autrement importante qu'en Europe. Et lorsqu'il fut démontré, par l'exemple de l'usine d'Edgar Thomson, qu'on pouvait sans danger forcer l'allure et pousser la production, on s'engagea résolument dans cette voie. On adopta les appareils à air chaud en briques et particulièrement ceux du type Siemens-Cowper. Le nombre des chaudières, des machines soufflantes, fut augmenté, la capacité des fourneaux fut accrue, leur construction plus soignée, et on leur fit produire le double de fonte, aux détriments de la consommation de combustible : si bien que vers 1885 on considérait comme impossible de fabriquer une tonne de fonte Bessemer avec moins de 1.180 kilogrammes de coke.

En effet, au point de vue de la consommation de combustible, les nouveaux fourneaux s'étaient montrés fort inférieurs au fourneau A d'Edgar Thomson. Le fourneau B de la même usine (*fig.* 3, Pl. V), mis en feu en avril 1880, présentait, pour une capacité de 483 mètres cubes, les dimensions suivantes :

Hauteur	24^{m},00
Diamètre du ventre	6 ,00
— du creuset	3 ,30
— du gueulard	5 ,10
Profondeur du creuset	1 ,15

Ainsi donc la cuve était presque cylindrique, les étalages moins raides que dans le fourneau A.

Le vent était soufflé par huit tuyères de 137 millimètres de diamètre, à une température de 600° C. On soufflait 810 mètres cubes d'air par minute. A cette allure, la chemise réfractaire, mal protégée, s'attaquait rapidement, la descente des charges s'effectuait avec irrégularité, et en conséquence la consommation de coke augmentait. Ainsi, tandis que la production variait de

2.723 tonnes en avril à 4.318 tonnes en juin (143 tonnes par 24 heures), et 4.722 tonnes en octobre (157 tonnes par 24 heures) (*), la consommation de coke par tonne de fonte s'élevait de 1.061 kilogrammes en juin à 1.273 kilogrammes en août, et 1.240 kilogrammes en octobre. Et lorsqu'on mit hors feu, après deux ans et cinq mois, on avait produit 112.060 tonnes, à raison de 1.426 kilogrammes de coke par tonne de fonte.

Ici la cuve était simplement protégée par une *crinoline*, et les étalages par des frettes. Dans la seconde batterie de fourneaux (fourneaux D et E), qui fut construite à Braddock entre 1882 et 1884, on se proposa de perfectionner la protection de la chemise réfractaire. Le système de refroidissement consistait en une ceinture de plaques de fonte à circulation d'eau, disposée autour du creuset, au-dessous des embrasures des tuyères. Au-dessus des tuyères se trouvait une ceinture analogue. Puis venaient les étalages, blindés de tôle, sans autre refroidissement que le contact de l'air. Cette disposition était déjà fort efficace.

Les résultats fournis par les fourneaux D et E sont très instructifs, car ils permettent de se rendre compte des inconvénients d'une allure exagérée. Les dimensions des fourneaux (*fig.* 4, Pl. V) étaient les suivantes :

Hauteur	$24^{m},00$
Diamètre du ventre	6 ,90
— du creuset	3 ,45
— gueulard	4 ,10
Capacité	580^{m3}

Si on compare ces fourneaux au fourneau B, on voit que, pour une même hauteur, et un même diamètre au gueulard, les diamètres du ventre et du creuset sont

(*) Ces trois allures correspondent à des capacités de $5^{m3},31$, $3^{m3},38$ et $3^{m3},08$ par tonne de fonte produite en vingt-quatre heures.

augmentés, ce qui porte la capacité de 483 mètres cubes à 580 mètres cubes. Et tandis que dans le fourneau B on faisait passer 810 mètres cubes d'air par minute, ici le soufflage était réduit à 730 mètres cubes. Le vent avait une température de 540° C. et une pression de 45 à 50 centimètres de mercure aux tuyères. La production atteignit des chiffres qui n'avaient encore jamais été obtenus : en un an, le fourneau avait produit 65.947 tonnes (*) (180 tonnes par 24 heures), avec une consommation de coke de 1.164 kilogrammes par tonne de fonte ; et cette moyenne se maintint jusqu'à la mise hors feu.

Ces résultats sont dus en partie à la meilleure protection des parois. Mais l'allure relativement modérée y est aussi pour beaucoup. En 1884, le fourneau E, construit sur les mêmes dimensions, fut conduit à une allure toute différente : on soufflait 890 mètres cubes de vent par minute. La production mensuelle n'a pas dépassé 5.000 tonnes (166 tonnes par 24 heures), et la consommation de coke s'est maintenue à 1.360 kilogrammes par tonne de fonte.

C'est qu'en effet la rapidité de l'allure, dont les avantages sont réels, a une limite : il faut que la charge demeure dans la partie supérieure du fourneau assez longtemps pour y être réduite par les gaz aussi complètement que possible, avant d'arriver dans la zone où le carbone solide intervient dans la réduction. Et si l'allure est par trop rapide, si des morceaux de minerai arrivent incomplètement réduits dans les zones chaudes, la formation de silicates de fer, réductibles seulement à très haute température, dans la zone de fusion, conduit à une dépense exagérée de combustible et à des irrégularités de marche. C'est donc affaire à l'ingénieur, pour chaque profil de haut-fourneau, et pour chaque nature de mi-

(*) $3^{m3},22$ par tonne et par vingt-quatre heures.

nerai, de trouver l'allure qu'il ne faut pas dépasser, si on veut que les minerais demeurent assez longtemps dans la zone de réduction; les profils élancés, favorables à une bonne circulation des gaz, se prêtent à une réduction plus uniforme, partant à une allure plus vive. Mais il y aura toujours une limite à ne pas dépasser.

C'est ce qui ressort encore bien nettement de l'exemple suivant : le fourneau C d'Edgar Thomson, primitivement construit à peu près sur les mêmes dimensions que B, fut reconstruit, en 1885, sur les dimensions suivantes (*fig.* 5, Pl. V) :

Hauteur	$24^{m},00$
Diamètre du ventre	6 ,00
— du creuset	3 ,00
Profondeur du creuset	1 ,87
Capacité	450^{m3}

Les tuyères étaient au nombre de 8; leur diamètre était de 175 millimètres.

Pour refroidir les parois réfractaires on avait, à la partie inférieure du creuset, un blindage de plaques de fonte sans circulation d'eau; au-dessus, un *corset* en fonte à circulation d'eau, où étaient ménagées les embrasures des tuyères; enfin les étalages étaient munis de deux ceintures en fonte à circulation d'eau.

On soufflait par minute 837 mètres cubes d'air à une température de 650° C., et sous une pression de 42 centimètres de mercure. A cette allure, la production mensuelle s'est maintenue à 5.122 tonnes (170 tonnes par 24 heures), ce qui correspond à une capacité de $2^{m3},65$ par tonne de fonte produite en 24 heures, avec une consommation de 1.300 kilogrammes de coke par tonne de fonte; tandis que dans une campagne précédente, où on ne soufflait que 650 mètres cubes par minute, la consommation de coke n'avait pas dépassé 1.177 kilogrammes.

C'est à ce moment que M. Gayley prit la direction des

hauts-fourneaux d'Edgar Thomson. A Chicago, M. Potter venait de montrer qu'on pouvait concilier les grandes productions et les consommations modérées. M. Gayley s'engagea dans cette voie, et le soufflage fut diminué au fourneau C. Lorsque la quantité de vent eut été abaissée à 756 mètres cubes, la production mensuelle s'éleva à 6.050 tonnes (202 tonnes par 24 heures), avec une consommation de coke de 1.087 kilogrammes par tonne de fonte.

Il est regrettable que M. Gayley n'ait pas fourni, sur les allures de ces divers fourneaux, de données plus complètes, permettant de dresser des bilans thermiques qu'il serait intéressant de comparer avec ceux des fourneaux actuels (voir plus loin, § II). Si la diminution de débit du vent a pu amener une augmentation absolue de production, cela tient probablement à ce que le minerai arrivait presque intact dans les zones chaudes, et que la réduction s'effectuait principalement à très haute température, avec production d'oxyde de carbone; l'utilisation du combustible était sans doute mauvaise, et la proportion de CO^2 dans les gaz du gueulard devait être très faible. Sur ce point, malheureusement, les données font défaut.

Malheureusement aussi, les chiffres de M. Gayley, pour ce qui regarde les quantités de vent soufflées, ne semblent pas à l'abri de toute critique. Les volumes ont été déduits de l'allure des machines soufflantes; or il y a dans cette méthode d'évaluation des causes d'erreur nombreuses. On verra plus loin, dans un exemple particulier (§ II), qu'entre les quantités de vent indiquées par M. Gayley et celles qui parviennent effectivement au fourneau, et qu'on peut calculer d'après les autres données de la question, il y a une différence considérable. On ne sait même pas si dans tous les fourneaux les causes de déperdition étaient les mêmes, et si on peut accorder foi à la valeur relative de ces chiffres, à défaut de leur va-

leur absolue. La question est importante, car l'article de M. Gayley soulève de graves questions, et fort complexes. A des variations de vent soufflé correspondent souvent des variations inverses de production vraiment extraordinaires. Dans certains cas (fourneaux D et E par exemple), ces variations ne dépendaient que de la quantité de vent soufflée, c'est-à-dire probablement de la vitesse de descente des charges et de l'utilisation du combustible. D'autres fois, des modifications ont été effectuées dans la construction même des fourneaux : changements dans le profil, qui ont fait varier les dimensions relatives des diverses zones, et qui ont eu sur la descente des charges une influence mécanique ; changements à l'appareil de chargement, qui ont influé sur la répartition de la charge et sur la circulation des gaz. Il serait intéressant d'avoir des données plus complètes permettant, non pas seulement d'indiquer qualitativement, mais d'évaluer d'une manière exacte l'influence de chacun de ces éléments. Cela est malheureusement impossible dans l'état actuel de la question.

Quoi qu'il en soit, on avait réussi, par une allure plus modérée, à maintenir le chiffre de la production et à diminuer la consommation de coke. Mais il fallait pousser la production sans augmenter la dépense de combustible, et c'est dans ce but que furent dirigés tous les efforts à l'usine d'Edgar Thomson.

Il fallait d'abord perfectionner le refroidissement des parois ; tant qu'on ne serait pas arrivé à maintenir les étalages, il devait être impossible d'empêcher des irrégularités dans la descente des charges, partant des pertes de chaleur. On appliqua d'abord un système mixte : au bas du creuset, blindage en fonte sans circulation d'eau ; au niveau des tuyères, un *corset* à circulation d'eau, et, entre ce corset et les étalages blindés de tôle, une rangée de boîtes en fonte à circulation d'eau encastrées dans

la maçonnerie. Puis on en vint au système actuel, qui consiste à revêtir la paroi extérieure du creuset, qui présente une inclinaison considérable, de plaques de fonte à circulation d'eau ; on réalise ainsi un blindage capable de se déplacer automatiquement de bas en haut lorsque la chaleur fait dilater la maçonnerie. Ce blindage s'arrête aux tuyères (*fig.* 6, Pl. V). Au-dessus, les étalages sont simplement maintenus par des frettes. Mais à l'intérieur de la maçonnerie réfractaire sont quatre rangées de huit boîtes en bronze à circulation d'eau. Entre les embrasures des tuyères, des boîtes en fonte à circulation d'eau, encastrées dans la maçonnerie, complètent le refroidissement de l'ouvrage. Tel est le système généralement adopté aux États-Unis. Il y a pourtant des ingénieurs qui ne le considèrent pas comme suffisant, et aux aciéries de Sparrows-Point, près de Baltimore (Maryland), les ingénieurs de la *Pennsylvania Steel Company* se proposent de revêtir les étalages, comme le creuset, de plaques de fonte à circulation d'eau, de façon à refroidir la maçonnerie d'une façon absolument uniforme et continue.

Quant au profil, il a été légèrement modifié : on a augmenté le diamètre du gueulard et du ventre, et diminué la hauteur des étalages, de façon à augmenter relativement la capacité de la partie supérieure du fourneau, à augmenter la pente des parois de la cuve et à diminuer la pente des étalages, ainsi ramenée à 75 degrés. Ces dispositions permettent aux minerais de séjourner plus longtemps dans la zone de réduction. De plus, on est arrivé au profil qui assure la meilleure descente des charges : souvent, quand on mettait hors feu, après une campagne, on constatait une usure considérable de la cuve, résultant d'accrochages ; ou bien on ne parvenait à éviter les accrochages qu'en forçant l'allure au-delà des limites économiques. Or, dès que les parois présentent une surface irrégulière, des dérangements d'al-

lure sont à craindre. Il est donc essentiel d'assurer une bonne descente des charges par une pente convenable de la cuve et par une protection efficace des étalages.

C'est dans cet esprit qu'a été construite la troisième batterie de l'usine d'Edgar Thomson, qui se compose des fourneaux F et G, d'après lesquels on a remodelé la plupart des anciens fourneaux de l'usine. Et l'allure à laquelle on a pu soumettre ces fourneaux a conduit à d'excellents résultats.

Le fourneau F (*fig.* 6, Pl. V) a les dimensions suivantes :

Hauteur	24m,00
Diamètre du creuset	3 ,30
— du ventre	6 ,90
— du gueulard	4 ,80
Capacité	534m3
Nombre des tuyères	7
Diamètre —	0m,15

Ce fourneau a été mis en feu en octobre 1886. Le volume d'air soufflé par minute atteignait 730 mètres cubes. Le vent avait aux tuyères une pression de 45 à 50 centimètres de mercure et une température de 650°C. En novembre, la production atteignit 6.735 tonnes (224 t. par 24 h.) et la consommation de coke était de 965 kilogrammes par tonne de fonte. Pendant les mois suivants, les chiffres correspondants furent :

	Production de fonte par 24 heures.	Production de fonte par mois.	Consommation de coke.	Capacité par tonne de fonte produite en 24 heures.
Décembre	250t	7.494t	953kg	2m3,13
Janvier	280	8.398	876	1 ,90
De janvier à mai	270	8.150	897	1 ,97

Le fourneau a été mis hors feu en août 1889, après une campagne de 2 ans 7 mois et 10 jours, pendant lesquels il avait produit 224.795 tonnes de fonte. Les étalages se trouvèrent être en parfait état, tandis que la cuve présentait une usure mécanique considérable. On reconstruisit le fourneau en diminuant le diamètre du ventre de 0m,30 et celui du gueulard de 0m,15, ce qui réduisait la capacité à 491 mètres cubes (au lieu de 534). Le 25 septembre 1889, le fourneau fut remis en feu et le vent, soufflé à raison de 675 mètres cubes par minute, fut maintenu à une pression de 47 centimètres de mercure, à une température de 600°C. La production s'éleva durant le premier mois (octobre 1889) à 6.500 tonnes (218 t. par 24 h., 2m3,25 de capacité par tonne produite en 24 h.). Elle était de 10.600 tonnes en décembre (340 t. par 24 h., 1m3,44 par tonne produite en 24 h.) et s'abaissait en mars à 9.900 tonnes pour se relever en mai à 10.000 tonnes. La consommation de coke par tonne de fonte s'abaissait en janvier à 786 kilogrammes pour se relever en avril à 836 kilogrammes, et, en mai 1890, les deux fourneaux F et G produisaient ensemble 20.192 tonnes de fonte avec une consommation de coke de 852 kilogrammes par tonne de fonte. A cette allure, les charges séjournaient environ 24 heures dans le haut fourneau.

Depuis lors, une nouvelle batterie a été construite, composée des fourneaux H et I, construits sur le modèle des fourneaux F et G, mais plus hauts de 3 mètres. Le vent, soufflé à raison de 730 mètres cubes par minute, est maintenu à une température variant entre 600 et 625°C. La pression moyenne est de 49 centimètres de mercure. A cette allure, avec un minerai rendant 62 p. 100 au fourneau, la production s'est élevée au chiffre de 350 tonnes par 24 heures, tandis que la consommation de coke se maintenait à 840 kilogrammes. Et M. Gayley se croit autorisé à espérer que chacun de ces fourneaux produira, dans une campagne de trois ans, avec la même chemise réfractaire, 300.000 tonnes de fonte.

§ II.

ANALYSE DE LA PRATIQUE AMÉRICAINE.

Les résultats qui précèdent sont assurément fort remarquables. L'économie de combustible réalisée dans les dix dernières années en Amérique, dans la fabrication de la fonte, se maintient d'une façon courante à un chiffre qui n'avait pour ainsi dire jamais été atteint en Europe par les hauts-fourneaux au coke. En particulier, si on compare la pratique américaine à la pratique anglaise, on verra qu'avec une capacité à peine supérieure et un profil à peu près semblable, les derniers fourneaux d'Edgar Thomson ont une production double ou triple de celle des meilleurs-hauts fourneaux du Cumberland et que la consommation de coke y est sensiblement inférieure. Si on les compare aux fourneaux du Cleveland, la différence est plus frappante encore. Quelle est la raison de cette marche exceptionnelle? Sans doute, la richesse des minerais, leur nature physique et la composition chimique des gangues entrent pour une grande part dans ces résultats. Mais n'y a-t-il pas autre chose? Et la différence d'allure n'a-t-elle pas sa part d'influence dans la différence des résultats? C'est une question importante à résoudre. Si l'on parvient, par l'analyse de la marche de ces fourneaux, à dégager le rôle et l'efficacité de chacun des éléments qui la caractérisent, peut-être sera-t-il possible de se rendre compte dans quelle mesure il pourrait être avantageux d'appliquer à des minerais différents la méthode américaine.

A. *Établissement du bilan calorifique d'un haut-fourneau.*

Deux méthodes ont été proposées pour l'analyse de la marche d'un haut-fourneau. Sir Lowthian Bell, dans divers

mémoires condensés dans ses *Principles of the manufacture of Iron and Steel*, et M. Gruner, dans ses *Études sur les hauts-fourneaux*, ont étudié les quantités de chaleur dégagées et absorbées dans les diverses réactions du haut-fourneau. Pour la mesure des quantités totales de chaleur produites, les deux méthodes conduisent à un résultat identique. Mais elles diffèrent quant à la répartition de ces quantités entre les diverses zones de l'appareil. Or, au point de vue de l'utilisation du combustible et de l'économie de l'allure, c'est cette répartition qu'il importe de connaître. Comme l'a montré M. Grüner, l'allure *idéale* — au point de vue de l'utilisation du combustible pour une allure déterminée — correspondrait au cas où tout le carbone serait brûlé aux tuyères à l'état d'oxyde, et où tout le minerai serait réduit par l'oxyde de carbone dans la cuve. On sait que la réduction du sesquioxyde de fer par l'oxyde de carbone, suivant la réaction :

$$Fe^2O^3 + 3CO = 3CO^2 + 2Fe,$$

se fait à peu près sans absorption de chaleur : la chaleur consommée par la réduction de l'oxyde de fer étant à peu près équivalente à la chaleur produite par la formation de l'acide carbonique. Au contraire, la réduction de l'oxyde de fer par le carbone, suivant l'une ou l'autre des réactions suivantes :

$$Fe^2O^3 + 3C = 2Fe + 3CO,$$
$$2Fe^2O^3 + 3C = 4Fe + 3CO^2,$$

se fait avec une absorption considérable de chaleur. Donc, si la proportion de carbone brûlée dans la cuve aux dépens de l'oxygène de minerai augmente, il faudra, pour compenser la perte de chaleur qui en résulte, brûler plus de carbone aux tuyères; toutes choses égales d'ailleurs, la consommation totale de combustible variera

dans le même sens que la proportion de carbone brûlée dans la cuve. Il est donc important, au point de vue de l'étude d'un haut fourneau, de pouvoir déterminer avec exactitude la proportion de carbone brûlée dans la région des tuyères, la quantité d'oxyde de carbone brûlée dans la cuve par la réduction du minerai, et la proportion de carbone brûlée dans la cuve par la réduction du minerai ou par celle de l'acide carbonique, suivant la réaction :

$$CO^2 + C = 2CO.$$

I. *Quantités de chaleur produites par la combustion du carbone dans le haut fourneau.*

Sir Lowthian Bell admet que tout l'acide carbonique produit par la décomposition du calcaire est immédiatement décomposé à son tour par le carbone du coke et transformé en oxyde de carbone. De ses expériences sur les hauts-fourneaux de Clarence, il avait conclu que la zone où l'oxyde de carbone réduit le minerai a relativement peu d'étendue et occupe, à la partie supérieure d'un haut-fourneau de 24 mètres, une hauteur qui ne dépasse guère 5 mètres ; le minerai du Cleveland commence à se réduire par CO vers 200°C. et des prises d'essai révélaient, à 4 mètres au-dessous du gueulard, une proportion, déjà fort réduite, de 13 CO^2 pour 100 CO à un niveau où la température était d'environ 450°C. (rouge sombre). Or le carbonate de chaux ne se décompose d'une manière sensible qu'au rouge, c'est-à-dire au-dessous de cette zone, en un point où il ne se produit plus d'acide carbonique par la réduction du minerai, et où les analyses ne révèlent plus la présence de ce gaz. « Il est donc infiniment probable, dit sir L. Bell, que l'acide carbonique de la castine n'est mis en liberté que dans une région où la haute température et la présence du carbone

ne lui permettent pas de subsister à cet état d'oxydation » (*).

Soit donc a le poids de carbone contenu dans la quantité de coke brûlée par tonne de fonte produite, et b le poids de carbone contenu dans la quantité correspondante de castine. Pour transformer en oxyde de carbone la quantité d'acide carbonique renfermant b de carbone, il faut volatiliser un poids égal de carbone, qui échappera à la combustion aux tuyères. Il ne pourra donc brûler aux tuyères qu'un poids $(a - b)$ de carbone, qui sera transformé en CO. L'analyse des gaz au gueulard fait d'ailleurs connaître quelle est la proportion de CO transformée en CO^2 par la réduction du minerai : soit y le poids de CO correspondant à la production d'une tonne de fonte, et m le rapport $\frac{CO^2}{CO}$ (en poids). L'expression $\frac{3}{11} my$ représentera le poids de carbone contenu dans la proportion cherchée de CO.

Cela posé, il est aisé de calculer les quantités de chaleur dégagées. On sait que la combustion de 1 kilogramme de C à l'état de CO dégage 2.473 calories ; que sa combustion à l'état de CO^2 en dégage 8.080 ; et que, par conséquent, la combustion en CO^2 de $\frac{7}{3}$ kilogrammes de CO, renfermant 1 kilogramme de C, dégage 5.600 calories ; de plus, la volatilisation de 1 kilogramme de carbone, dans la réaction,

$$C + CO^2 = 2CO,$$

absorbe 3134 calories.

La quantité totale de chaleur dégagée à l'intérieur du

(*) *Lowthian Bell, Principles of the Metallurgy of Iron and Steel,* p. 199 de l'édition anglaise.

fourneau se trouvera donc représentée par l'expression :

$$(1) \qquad Q = (a - b)2.473 + \frac{3}{11} my \times 5.600 - b \times 3.134.$$

On peut reprocher à cette méthode de reposer sur une hypothèse discutable. Sans doute le carbonate de chaux ne se décompose d'une façon complète qu'à haute température, et vers 500°C. sa tension de dissociation est extrêmement faible. Mais dans le haut-fourneau, où l'oxyde de carbone domine, la décomposition du calcaire se fait sans doute plus rapidement que dans une atmosphère d'acide carbonique, et l'on est en droit de supposer que la dissociation commence, avec plus ou moins d'énergie, bien avant la fin de la zone utile de réduction. De fait, les hauts-fourneaux à lit de fusion pauvre donnent souvent des gaz très riches en acide carbonique : tandis que dans le Cleveland le rapport $\frac{CO^2}{CO}$ (en poids) varie autour de 0,640, dans la Meurthe-et-Moselle il s'élève à 0,90 et même, dans certains cas, à 1,10. Cette haute teneur en acide carbonique, qui s'explique en partie par la réaction de l'oxyde de carbone sur la vapeur d'eau, tient sans doute aussi aux grandes quantités d'acide carbonique provenant du calcaire, et dont une portion se retrouve intacte au gueulard.

Il est certain qu'une grande partie de l'acide carbonique mis en liberté dans la partie supérieure de la cuve est décomposée au contact du carbone. Mais la quantité totale d'acide carbonique ainsi décomposée est-elle exactement équivalente à l'acide carbonique de la castine? Cela n'est rien moins que certain; il ne semble donc pas possible de déterminer avec rigueur, par ce procédé, la quantité de carbone qui échappe à la combustion dans la région des tuyères.

La méthode de M. Gruner a l'avantage d'être indépendante de toute hypothèse; de plus, elle permet d'entrer plus avant dans la répartition de la chaleur dégagée dans les diverses zones. Voici en quoi elle consiste (*) :

La chaleur totale produite dans le fourneau provient de la tranformation du carbone en un certain mélange de CO et de CO^2. Il s'agit de calculer tout d'abord les poids de ces gaz.

Or, si on désigne par c la quantité de carbone absorbée par une tonne de fonte, la quantité totale de carbone qui se retrouve dans les gaz du gueulard pour une tonne de fonte produite, est égale à :

$$p = a + b - c.$$

Par conséquent on aura, en conservant les notations de la page précédente, l'équation :

$$\frac{3}{7} y + \frac{3}{11} my = p,$$

d'où on tire la valeur y du poids de CO :

$$y = \frac{77p}{33 + 21m}.$$

Le poids de CO^2 est alors égal à my.

Il reste à calculer la chaleur de formation de ces deux éléments; mais il faut tenir compte du poids b de carbone qui existait dans l'acide carbonique de la castine et n'a par conséquence pas brûlé dans le fourneau. La quantité de chaleur dégagée par la combustion est donc donnée par la formule :

$$(2) \qquad Q' = \frac{3}{7} y \times 2.473 + \left(\frac{3}{11} my - b\right) \times 8.080.$$

Il est aisé de se rendre compte que les formules (1) et (2) donnent pour les quantités totales de chaleur dégagées, des valeurs Q et Q′ identiques.

(*) Gruner, *Études sur les hauts fourneaux*, p. 44 et suivantes.

Voyons maintenant comment se répartit cette quantité de chaleur entre l'ouvrage et la cuve : soit f le poids de fer contenu dans une tonne de fonte; ce poids f était combiné dans le minerai à un poids d'oxygène égal à $\frac{3}{7}f$. Si tout le minerai avait été réduit par l'oxyde de carbone, l'acide carbonique produit contiendrait un poids de carbone égal à $\frac{3}{4}\times\frac{3}{7}\times f$, et on trouverait au gueulard une quantité d'acide carbonique correspondant à $\left(\frac{9}{28}f+b\right)$ de carbone. La différence $\left(\frac{9}{28}f+b-\frac{3}{11}my\right)$ correspond donc à une quantité d'acide carbonique qui aurait été décomposée par le carbone suivant la réaction :

$$CO^2+C=2CO.$$

Or le poids de carbone renfermé dans l'acide carbonique décomposé est égal au poids de carbone nécessaire pour le décomposer; l'expression considérée représente donc le poids de carbone brûlé dans la cuve.

Le phénomène a pu être plus complexe; sans doute une partie seulement du minerai a été réduite par l'oxyde de carbone : sir L. Bell a été conduit à admettre que ce gaz ne peut enlever au sesquioxyde de fer plus des 2/3 de son oxygène : et que pour pousser la réduction plus loin l'intervention du carbone solide est nécessaire. Mais au point de vue qui nous occupe, le résultat est identique, car il faut une même quantité de carbone pour réduire un poids donné de minerai avec production de CO, et pour former l'oxyde de carbone nécessaire pour le réduire avec production d'acide carbonique. Donc l'expression :

$$\frac{9}{28}f+b-\frac{3}{11}my,$$

représente bien le poids de carbone brûlé dans la cuve du

haut-fourneau avec production de CO. Quelle que soit d'ailleurs la réaction en jeu; que le carbone ait agi directement sur le minerai, ou qu'il ait réduit de l'acide carbonique en formant de l'oxyde de carbone, régénérant ainsi un poids égal d'oxyde précédemment transformé en CO^2, à la combustion de 1 kilogramme de carbone dans la cuve correspond un dégagement de 2.473 calories.

La quantité d'acide carbonique définitivement produite par la réduction du minerai correspond à un poids de carbone égal à $\left(\frac{3}{11}my-b\right)$, et la chaleur dégagée par cette réaction est égale à $\left(\frac{3}{11}my-b\right)\times 5.600$ colories.

Enfin, si on tient compte de la quantité de carbone absorbée par la fonte, et qui par conséquent échappe à la combustion, on voit que la quantité de carbone brûlée aux tuyères à l'état d'oxyde de carbone est égale à :

$$a-c-\left(\frac{9}{28}f+b-\frac{3}{11}my\right).$$

La quantité de chaleur totale produite dans le haut fourneau est donc égale à :

$$(3)\quad \begin{cases} Q'=\left[a-c-\left(\frac{9}{28}f+b-\frac{3}{11}my\right)\right]\times 2.473 \\ \quad +\left(\frac{9}{28}f+b-\frac{3}{11}my\right)\times 2.473 \\ \quad +\left(\frac{3}{11}my-b\right)5.600. \end{cases}$$

Il est aisé de se rendre compte (*) que les formules (2) et (3) sont identiques.

II. *Quantités de chaleur consommées dans le haut fourneau.*

Pour évaluer ces quantités de chaleur, il faut d'abord

(*) Voy. Gruner, *loc. cit.*

calculer le poids du vent soufflé aux tuyères et des gaz du gueulard, qui correspondent à la production de une tonne de fonte. Voici, d'après M. Gruner, comment se fera ce calcul :

Soit x l'oxygène apporté par le vent; d l'oxygène fourni par le minerai et l'acide carbonique de la castine. Exprimons que le poids d'oxygène contenu dans les gaz est égal au poids d'oxygène fourni par le vent et le lit de fusion : nous aurons l'équation :

$$\frac{4}{7}y + \frac{8}{11}my = d + x;$$

d'où on tire :

$$x = \frac{y}{77}(44 + 56m) - d.$$

La connaissance du poids de castine employé et l'analyse de la fonte, d'où on déduit les poids d'oxygène correspondant au fer et aux divers métalloïdes, permettent de calculer d avec exactitude.

Or, si l'air est pris à la température de 12 à 13° C., il contient, suivant l'état hygrométrique, 4 à 12 grammes d'eau par mètre cube pesant 1.300 grammes, soit en moyenne 8 grammes. L'oxygène fourni par cette eau a donc un poids égal aux 0.0055 du poids de l'air sec.

Soit donc z le poids de l'oxygène provenant de l'air sec, on aura :

$$z = 0{,}97677x;$$

et on en déduira :

Poids de l'azote.	$3{,}33 \times z$
— de l'air sec.	$4{,}33 \times z$
— de l'air humide.	$1{,}0062 \times 4{,}33z$.

Ceci posé, le calcul des quantités de chaleur consommées s'effectuera simplement :

1° *Vaporisation de l'humidité de la charge.* — Soit t la température des gaz au gueulard, q le poids d'eau à vaporiser. Le nombre de calories cherché sera donné par la formule :

$$C_1 = q[637 + 0{,}48(t - 100)].$$

2° *Chaleur sensible des gaz du gueulard.*

La chaleur spécifique de l'azote est. . .	0,244
Celle de l'oxyde de carbone.	0,246
Celle de l'acide carbonique	0,216

on aura donc :

$$C_2 = t(3{,}33z \times 0{,}244 + y \times 0{,}246 + my \times 0{,}216),$$

3° *Réduction du poids* f *de fer.* — On peut admettre que la réduction de 1 kilogramme de fer de la combinaison Fe^2O^3 exige 2.000 calories.

4° *Décomposition de la castine.* — La décomposition de 1 kilogramme de CO^2CaO exige 424 calories.

5° *Réduction des métalloïdes qui entrent dans la composition de la fonte.* — Le phosphore, le silicium, le manganèse et le soufre, se trouvent respectivement dans le minerai à l'état d'acide phosphorique, de silice, de bioxyde de manganèse et d'acide sulfurique. Dans ces conditions :

la réduction de 1 kilogr. de	Si	exige. . .	7.828 calories
— —	P	— . . .	5.868
— —	Mn	— . . .	2.192
— —	S	— . . .	3.238

6° *Chaleur de fusion de la fonte et des laitiers.* — D'après les dernières expériences de M. de Vathaire, qui confirment celles de M. Gruner (*) on peut admettre, pour la chaleur totale de la fonte grise n° 3, le chiffre de 300 calories par kilogramme; pour la fonte noire il fau-

(*) Voy. de Vathaire, *Construction et conduite des hauts-fourneaux*, p. 204.

drait compter 310 calories ; enfin pour la fonte blanche, ce chiffre s'abaisse à 280.

Pour les laitiers, la question est controversée. Sir L. Bell admet le chiffre de 550 calories pour les laitiers très alumineux du Cleveland. D'après des expériences très précises de M. de Vathaire, on peut admettre, avec les minerais français, les chiffres suivants : 500 calories pour les laitiers de fonte n° 1, 475 calories pour les laitiers de fonte grise n° 3, 357 calories pour les laitiers de fonte blanche d'allure froide.

7° *Dissociation de l'eau du vent.* — La dissociation de 1 kilogramme de vapeur d'eau absorbe 3.233 calories.

III. *Quantité de chaleur résultant de la formation du laitier, et de l'incorporation de divers métalloïdes dans la fonte.*

La chaleur de formation des laitiers n'a jamais été mesurée avec exactitude. Pourtant on peut admettre que la quantité de chaleur dégagée par la chaux dans sa combinaison avec la silice est à peu près égale à la quantité de chaleur qu'elle dégage dans sa combinaison avec l'acide carbonique. On peut alors, avec une certaine approximation, tenir compte de cette quantité, et de la chaleur correspondant à l'absorption des métalloïdes dans la fonte, en évitant de compter en dépense la quantité de chaleur correspondant à la décomposition de la castine.

IV. *Quantité de chaleur apportée par le vent.*

On a calculé tout à l'heure le poids du vent. Soit T sa température aux tuyères en degrés centigrades. Sa chaleur spécifique est 0,239. La quantité de chaleur apportée de ce chef se mesure donc, en calories, par

l'expression :

$$T \times 1{,}0062 \times 4{,}33z \times 0{,}239.$$

V. *Chaleur perdue par les parois.*

Les pertes par les parois, ou par l'eau des tuyères, ne peuvent se calculer que par différence. Des mesures calorimétriques, entreprises par divers auteurs, ont toujours donné des chiffres beaucoup trop faibles.

B. *Application de la méthode au fourneau F d'Edgar Thomson, et à deux fourneaux européens.*

Proposons-nous de dresser le bilan calorifique du fourneau F d'Edgar Thomson correspondant à l'allure d'avril 1890.

Afin de mieux se rendre compte de l'influence relative des divers facteurs, on établira ensuite les bilans de deux fourneaux européens marchant en fonte grise, d'une manière satisfaisante, dans deux districts différents : le premier appartient à l'une des principales usines des environs de Middlesborough ; le second est un fourneau français de la Meurthe-et-Moselle.

1° **Fourneau F d'Edgard Thomson.** — Rappelons d'abord les principales données relatives à la marche du fourneau F d'Edgar Thomson :

1° *Composition de la charge.*

Minerai. — La teneur en fer est de 62 p. 100. La gangue est siliceuse et alumineuse et ne renferme pas de chaux. La teneur en phosphore est de 0,095 p. 100, en manganèse de 0,60 p. 100, en soufre de 0,05 p. 100. La fonte tient 94,6 p. 100 de fer ; par conséquent, en tenant compte du déchet de fabrication, à une tonne de fonte

produite correspond la consommation de 1.550 kilogrammes de minerai.

Castine. — La consommation de castine s'élève à 28 p. 100 du poids du minerais, soit ici à 452 kilogrammes par tonne de fonte produite. La castine dont on se sert à Edgar Thomson est du calcaire presque rigoureusement pur.

Coke. — La composition du coke de Connelsville est la suivante :

C fixe	89,000
Cendres	9,700
S.	0,800
P	0,013
HO	0,060
Matières volatiles	0,040
Total	99,973

La consommation de coke était, en moyenne, pour la période à laquelle correspondent ces données, de 840 kilogrammes par tonne de fonte.

2° *Produits du traitement.* — A 1 tonne de fonte correspond la production de 543 kilogrammes de laitier. Voici la composition de ces deux produits :

Fonte.		*Laitier.*	
C	3,5	SiO^2	33
P + S.	0,1	Al^2O	12
Si.	1,0	MgO	5
Mn	0,8	Impuretés (Fe, S, etc.)	2 à 3
Fe.	94,6	CaO	47 à 48
Total	100,0	Total	100

3° *Production. Température du vent. Gaz du gueulard.* — La production de fonte s'élevait à 330 tonnes par 24 heures.

Le vent était soufflé à une température moyenne de 600° C. (variant de 500° à 750°).

Les gaz s'échappaient du gueulard à la température

de 171° C. Leur composition était, en volumes :

CO . . . . 27 p. 100 | CO^2 . . . 11,7 p. 100.

On en déduit :

$$\frac{CO^2}{CO} \text{ (en poids)} = 0,671.$$

2° **Haut-fourneau de Middlesborough.** — Ce fourneau (*fig.* 7, Pl. V) avait une hauteur de 24 mètres, et une capacité de 324 mètres cubes. Il produisait 80 tonnes de fonte en 24 heures ; cette allure correspondait à une capacité de 4 mètres cubes par tonne de fonte produite en 24 heures.

La charge, par tonne de fonte produite, se composait des quantités suivantes :

Minerai calciné à 46,40 p. 100	2.250^{kg}
Castine	525
Coke	1.094

et à une tonne de fonte correspondait la production de 1.033 kilogrammes de laitier.

Le vent était chauffé à 700° C.

La pression était aux tuyères de 20 centimètres de mercure.

Les gaz du gueulard s'échappaient à la température de 322° C. Cela tient à ce que le minerai était chargé chaud, au sortir des fours de rotissage, à une température d'environ 270° C.

3° **Haut-fourneau de Meurthe-et-Moselle.** — Ce fourneau (*fig.* 8, Pl. V) était remarquable par son profil formé de lignes courbes, où on avait soigneusement évité les angles. La cuve avait son diamètre maximum (5^m,700) à 9^m,433 au-dessus du fond du creuset. Sur une hauteur correspondant à un angle au centre de 5° 14′ 20″ au-dessus de cette ligne médiane et de 17° 43′ au-dessous, soit

sur des hauteurs verticales de $1^m,275$ au-dessus et de $4^m,260$ au-dessous, le profil se composait d'un arc de cercle de $7^m,033$ de rayon qui se raccordait par des lignes courbes avec le gueulard et avec le creuset. Le creuset avait un diamètre de $2^m,150$, une hauteur de $1^m,200$. Les étalages faisaient avec la verticale un angle de 20° 8′ 9″. Ils s'élargissaient pour atteindre au ventre le diamètre de $5^m,700$, puis la cuve se rétrécissait jusqu'au gueulard, situé à $11^m,667$ au-dessus du ventre. L'appareil de chargement occupait une hauteur de 2 mètres sur un diamètre de $4^m,044$. La hauteur totale était de $21^m,700$, la capacité de 330 mètres cubes.

La production était de 95 tonnes de fonte de moulage par vingt-quatre heures.

La charge par tonne de fonte produite se composait des quantités suivantes :

Minerai à 35 p. 100 de fer.	2.800kg
Castine.	345
Coke à 14 p. 100 de cendres	1.180

A la production d'une tonne de fonte correspondait la production de 1.160 kilogrammes de laitier.

Le vent était chauffé à 750°C. Il était soufflé par 6 tuyères, sous une pression de 18 centimètres de mercure.

Les gaz s'échappaient du gueulard à la température de 200°C.

Les charges séjournaient environ trente heures dans le haut fourneau. Cette allure correspondait à une capacité de $3^{m3},6$ par tonne produite en vingt-quatre heures.

Analyses des matières premières et des produits pour les deux derniers fourneaux.

		FOURNEAU N° 2.		FOURNEAU N° 3.	
		(calciné)			(cru)
Minerai	Fe	46,40		. . . . .	35,00
	Fe^2O^3	66,28		. . . . .	50,23
	M^3O^4	0,66		. . . . .	»
	Al^2O^3	7,76		. . . . .	6,74
	CaO	6,49		. . . . .	9,53
	CO^2	»		. . . . .	7,46
	MgO	4,78		. . . . .	0,53
	SiO^2	11,89		. . . . .	12,24
	PO^5	1,15		. . . . .	1,27
	SO^3	0,89		. . . . .	»
	HO	»		. . . . .	11,00
	Total.	99,90		. . . . .	99,00
Castine	SiO^2	2,90		. . . . .	2,40
	Al^2O^3	1,21		($Al^2O^3 + Fe^2O^3$).	2,40
	CaO	50,96		. . . . .	53,16
	MgO	1,05		. . . . .	0,5 à 1
	FeO	1,55		. . . . .	»
	$CO^2 + HO$	42,33		. . . . .	42,06
	Total.	100,00		. . . . .	100,00
Coke.	Cendres.	5,92			
	S.	1,04			
	HO	0,31			
	C (fixe)	92,73			
	Total.	100,00			
		(deux analyses)			(analyse moyenne)
Laitier.	SiO^2	27,78	27,23	. . . . .	33,20
	Al^2O^3	26,80	24,34	. . . . .	21,57
	FeO	traces	traces	. . . . .	1,27
	CaO	31,43	32,54	. . . . .	41,52
	MgO	10,30	10,80	. . . . .	0,81
	CaS	4,05	5,24	. . . . .	»
	Total.	100,42	100,15	. . . . .	98,38
Fonte	C (total)		3,314	. . . . .	3,08
	Si		1,764	. . . . .	3,00
	Mn		0,230	. . . . .	»
	S		0,030	. . . . .	0,05
	P		1,620	. . . . .	1,34
	Fe (par différence).		93,042	. . . . .	91,00
	Total.		100,000	. . . . .	98,47
Composition des gaz du gueulard (en poids).	CO^2		17,03		
	CO		26,70		
	Az		56,26		
	H		0,01		
	Total.		100,00		
Rapport	$\frac{CO^2}{CO}$		0,637	. . . . .	0,90

Le tableau suivant contient les bilans calorifiques des trois fourneaux rapportés à la production de 1 tonne de fonte :

1° *Éléments du calcul.*	N° 1	N° 2	N° 3
m	0,671	0,637	0,900
a	747kg	1.014kg	991kg
b	54	60	97
c	35	33	31
p	766	1.041	1.057
y	1.252	1.728	1.568
x	759	1.188	1.222
z	741	1.160	1.194
Poids d'azote soufflé aux tuyères	2.469	3.864	3.975
— d'air sec	3.210	5 024	5.168
— — humide	3.230	5.055	5.200
Nombre de minutes nécessaire pour la production de 1 tonne de fonte	4m,36	18m	14m,7
Poids de vent soufflé par minute	740kg	277kg	354kg
Volume de vent soufflé par minute (pris à 13° C.)	570m3(1)	211m3	270m3
Poids de gaz au gueulard	4.703kg	6.692kg	6.955kg
— total de la charge	2 840	3.869	4.325
Quantité de carbone brûlée aux tuyères	583	921	956
Quantité de carbone brûlée dans la cuve (à l'état de CO)	129	60	4
Quantité de carbone renfermée dans l'oxyde de carbone qui brûle à l'état de CO^2 par la réduction du minerai	175	240	288
2° *Quantités de chaleur fournies au haut fourneau.*			
Chaleur produite aux tuyères	1.441.760cal	2.277.633cal	2.364.200cal
Chaleur produite dans la cuve : *a*, par la combustion de C	319.017	148.380	9.900
Chaleur produite dans la cuve : *b*, par la combustion de CO	980.616	1.344,000	1.612.900
Chaleur totale produite par combustion	2.741.400cal	3.770.013cal	3.987.000cal
Chaleur apportée par le vent	463.200	845.700	932.000
Total	3.204.600cal	4.615.713cal	4.919.000cal
3° *Quantités de chaleur consommées*			
Vaporisation de l'humidité de la charge	100.000	80.000	315.000
Chaleur sensible des gaz du gueulard	200.000	500.000 (2)	400.000
Réduction de Fe^2O^3	1.892.000	1.860.000	1.820.000
— des métalloïdes	101.700	239 000	315000
Fusion de la fonte	300.000	310.000	310.000
— du laitier	258.000	570.000	580.000
Dissociation de l'eau du vent	65.000	100.200	105.000
Chaleur perdue (par différence)	287.900	956 500	1.074.000

(1) M. Gayley indique 675 mètres cubes.
(2) Déduction faite de la chaleur du minerai, chargé chaud au sortir des fours de grillage.

C. — *Remarques sur les résultats précédents.*

Il ne faut pas attribuer une précision trop grande aux chiffres du tableau qui précède. Quelle que soit la méthode suivie pour déterminer les quantités de chaleur produites, les résultats ne valent qu'autant que la prise de gaz est bien faite, et que la valeur attribuée au rapport $\frac{CO^2}{CO}$ représente bien la valeur moyenne de ce rapport pendant la durée du séjour de la charge considérée dans le haut fourneau. Quant à la mesure des quantités de chaleur dépensées, elle dépend de coefficients trop nombreux et trop incomplètement déterminés pour qu'il soit possible de l'effectuer avec quelque précision. On ne peut donc demander aux calculs précédents qu'une approximation, peut-être éloignée. Ils suffisent pourtant à mettre en évidence et à indiquer, sinon à mesurer, les avantages et les inconvénients de la pratique américaine.

Tout d'abord, ils font ressortir l'économie qui résulte de l'emploi de minerais riches, produisant peu de laitier; la chaleur de fusion des laitiers est considérable, et en admettant même que la chaleur nécessaire à la décomposition du calcaire soit compensée par la chaleur de formation du silicate, le fourneau américain réalise de ce fait sur les deux autres fourneaux une économie de plus de 300 calories par kilogramme de fonte. C'est là un point important; on admettait autrefois qu'il était nécessaire de produire au moins autant de laitier que de fonte; le laitier était supposé agir comme régulateur de l'allure, et quelquefois il est arrivé, dans le cas de minerais riches, qu'on ait ajouté dans ce but des silicates au lit de fusion. En Amérique le régulateur est la machine soufflante, qui assure aux tuyères un débit constant; on n'ajoute de castine que la quantité strictement néces-

saire pour fondre la gangue, et on réalise ainsi, grâce à la haute teneur des minerais, une notable économie.

La quantité de chaleur employée à réduire les métalloïdes constitue dans le bilan calorifique un élément appréciable, et de la pureté relative de la fonte d'Edgar Thomson résulte, par kilogramme produit, une économie de plus de 100 calories sur la fonte du Cleveland, de plus de 200 calories sur la fonte de Meurthe-et-Moselle. Les fondeurs ne sont pas toujours maîtres de la pureté de leurs produits : les minerais du Cleveland et de la Meurthe-et-Moselle introduisent du phosphore dans la fonte ; d'autres y introduiront du manganèse ; les fontes de moulage exigeront une certaine teneur en silicium. Mais il y aurait un réel avantage, lorsqu'il s'agit de fonte Bessemer, et surtout quand on marche en première fusion, à suivre la pratique américaine et à fournir au convertisseur des fontes pauvres en silicium. A Edgar Thomson, on passe couramment au convertisseur des fontes tenant 0,8 p. 100 de silicium ; il faut alors conduire l'opération rapidement ; c'est une question de matériel et d'organisation de main-d'œuvre. L'avantage de cette méthode est sensible, car les économies se multiplient dans le haut-fourneau : si on réalise sur la dépense utile de chaleur une économie de 100.000 calories par tonne de fonte, l'économie de coke sera supérieure à 25 kilogrammes (*), car il y aura moins d'humidité à volatiliser au gueulard, moins d'eau hygrométrique à dissocier aux tuyères, moins de cendres à fondre par de la castine, les pertes par les parois seront réduites ; enfin, pour abaisser la teneur en silicium de la fonte, il faut rendre les laitiers plus fusibles, d'où une nouvelle économie de chaleur. La pratique américaine est donc pleinement

(*) Dans l'exemple n° 3 le rendement est d'environ 4,000 calories par kilogramme de coke.

justifiée ; au besoin, si on craint des irrégularités dans la composition qui, à ces faibles teneurs, peuvent avoir des conséquences considérables, le mélangeur de fontes, qui donne d'excellents résultats à Edgar Thomson, à Barrow en Angleterre et à Hœrde en Allemagne, ne grève le prix de revient que de 10 centimes par tonne.

Les avantages qui viennent d'être exposés sont la conséquence de la nature des minerais, ou du métal qu'on se propose d'obtenir. Passons maintenant à l'examen de l'allure elle-même, et étudions dans chacun des trois exemples traités, l'effet utile du combustible et de la chaleur produite.

Le premier fait qui frappe les yeux, à l'examen des trois bilans, est l'écart entre les pertes de chaleur par rayonnement ou conductibilité. Ces pertes, qui pour les deux fourneaux européens s'élèvent environ à 1.000 calories par kilogramme de fonte, soit 20 p. 100 de la chaleur totale produite, s'abaissent pour le fourneau américain à 288 calories, soit 9 p. 100 de la chaleur totale. La dépense utile (en y comprenant la chaleur sensible des gaz du gueulard) s'élève, pour le n° 3, à 3.920 calories ; pour le n° 2, à 3.660 calories, et pour le n° 1 à 2.917 calories, et la dépense totale est respectivement de 4.919, 4.617 et 3.205 calories. L'écart est considérable, et même en tenant compte du degré d'approximation assez éloigné des calculs, il n'en paraît pas moins certain que les pertes par rayonnement et conductibilité sont atténuées dans le fourneau américain d'une façon notable.

Cet avantage ne peut être attribué qu'à la rapidité de l'allure. Le calcul suivant, relatif à la zone des tuyères, rend compte avec une certaine approximation de ce phénomène.

Calculons les quantités de chaleur respectivement fournies pendant une minute par la combustion du carbone aux tuyères et par le vent chaud ; et faisons la diffé-

rence entre la somme de ces quantités et les quantités de chaleur absorbées dans cette zone pendant le même temps par la fusion de la fonte et des laitiers, la réduction des métalloïdes et la dissociation de l'eau du vent.

L'excès de la chaleur produite sur la chaleur consommée est :

Dans l'exemple n° 1 de		272.000 calories
—	n° 2 de	103.000
—	n° 3 de	134.000

C'est de cet excès de chaleur disponible que dépendent les pertes par les parois. Mais il s'en faut que les pertes ne soient proportionnelles aux quantités ainsi calculées; ces quantités de chaleur se répartissent en effet sur des sections de creuset inégales qui sont, en mètres carrés :

Pour l'exemple n° 1		$8^{m2},55$
—	n° 2	4 ,52
—	n° 3	3 ,63

Or, à température égale, condition sensiblement réalisée ici, les pertes dépendent essentiellement des surfaces de refroidissement. L'intensité du rayonnement sera donc d'autant moindre que le rapport du volume du creuset à sa surface extérieure sera plus grand. Ce rapport est égal au rapport de la surface au périmètre de la section; il n'est que de 0,537 dans le troisième cas, s'élève à 0,600 dans le second, à 0,825 dans le premier. Ainsi donc, si on compare les fourneaux 1 et 2: tandis que, dans des temps égaux, l'excès de chaleur produit dans le creuset est environ deux fois et demie plus grand dans le premier cas, la quantité de chaleur perdue par rayonnement et conductibilité est loin d'être double; or, dans des temps égaux, le premier fourneau produit quatre fois plus de fonte que le second. Les pertes rapportées à la tonne de fonte devront donc être fort réduites dans le cas de l'allure rapide.

En second lieu, quelle est l'influence de la rapidité de l'allure sur la chaleur sensible des gaz du gueulard? Cette question a de l'importance, non seulement au point de vue de la quantité de chaleur emportée par les gaz, mais au point de vue de la température même du gueulard qu'il faut maintenir relativement basse, si on ne veut pas que les minerais arrivent trop rapidement dans la zone d'action du carbone solide.

A ce point de vue, l'étude des bilans calorifiques ne peut fournir aucun renseignement, car le fourneau d'Edgar Thomson est avantagé par la nature même de ses minerais; il y a moins de gangue à fondre, donc moins de chaleur à produire et par conséquent moins de gaz. On voit qu'à un poids égal de gaz du gueulard correspond dans le fourneau américain un poids de charge plus considérable; donc si les gaz ont moins de temps pour leurs échanges de chaleur, en revanche ils sont en contact avec des quantités plus considérables de matières; de plus, les minerais compactes qui constituent la majeure partie du lit de fusion lui donnent sans doute une capacité calorifique moyenne supérieure à celle des lits de fusion des deux autres fourneaux. Ceci explique qu'avec un soufflage aussi énergique la température des gaz ne soit, dans l'exemple n°1, que de 171°C., tandis qu'elle est de 200 degrés dans le troisième exemple.

Quelle serait, avec le lit de fusion du fourneau n° 3, la conséquence d'un soufflage poussé au double, soit à 740 kilogrammes de vent par minute comme dans le n° 1? Au point de vue des échanges de chaleur, il n'y a à considérer dans le haut-fourneau que deux courants de matières qui vont en sens inverse, les gaz qui montent en cédant leur chaleur à la charge, et les matières solides qui, dans leur descente, s'échauffent au contact des gaz. Entre une allure assez lente pour que la chaleur *monte dans le fourneau*, suivant l'expression des fondeurs, et une allure

assez rapide pour que les gaz n'aient pas le temps de perdre à l'intérieur du fourneau une partie notable de leur chaleur, il y a une allure correspondant à la température minimum du gueulard ; c'est un point que la pratique seule peut déterminer.

Or, ici, on est réduit aux conjectures. Il est vrai que dans la Meurthe-et-Moselle l'allure rapide donne des gaz fort refroidis au gueulard. Mais dans des hauts-fourneaux à peu près identiques, on ne peut faire varier notablement le soufflage sans modifier profondément la marche de l'appareil ; et, de fait, forcer l'allure conduit à marcher en affinage, avec des laitiers moins fusibles, ce qui permet d'élever la production de fonte de 20 p. 100, et de diminuer de près de 10 p. 100 la consommation de coke par tonne de fonte : aussi la température des gaz du gueulard s'abaisse-t-elle en moyenne à 100°C., et même il n'est pas rare d'atteindre 60°C. Mais pour forcer le soufflage sans changer la nature des produits — et c'est la question actuelle — il faudrait augmenter le diamètre des creusets. Quelle serait l'influence de ce changement sur la température des gaz ? C'est ce qu'il est impossible de prévoir avec certitude. Mais, en admettant même l'hypothèse d'une élévation de température, il y a tout lieu de croire qu'elle ne serait pas considérable : car si l'allure rapide réalisait, comme on est en droit de l'espérer, une forte économie de chaleur sur les pertes par les parois, on pourrait diminuer le combustible ; et la quantité de gaz baisserait par rapport au poids de la charge. On serait donc assuré de pouvoir forcer l'allure, jusqu'à une certaine limite, sans perdre par la chaleur sensible des gaz les avantages réalisés sur les pertes par les parois.

Au point de vue de l'utilisation de la chaleur produite, l'allure rapide présente donc un réel avantage. Au point de vue du rendement calorifique du carbone employé à produire cette chaleur, il n'en est plus de même. La

combustion de 1 kilogramme de carbone produit :

Dans l'exemple n° 1.	3.670 calories
— n° 2.	3.718
— n° 3.	4.023

La température du vent, plus élevée dans les deux derniers exemples, a sa part d'influence dans ces résultats. Comme l'a montré M. Gruner, l'élévation de la température du vent a pour conséquence la combustion d'une plus grande proportion de carbone aux tuyères, ce qui revient à diminuer la proportion de carbone employée à réduire le minerai dans la cuve.

Mais une différence de 100 degrés ne suffit pas à expliquer les écarts mis en évidence par les bilans, et la rapidité de l'allure a sur la diminution de l'effet utile du combustible une influence qui s'ajoute à celle de la moindre température du vent. Dès que la charge est descendue de 5 à 6 mètres, elle est portée à une température où le carbone solide peut réagir ; si la descente est trop rapide, les minerais arrivent trop tôt dans la zone chaude et la proportion de carbone brûlée dans la cuve augmente. A ce point de vue, la rapidité de l'allure doit avoir une influence particulièrement marquée à Edgar Thomson, à cause de la faible réductibilité du minerai du lac Supérieur (*).

La rapidité de l'allure exerce une influence analogue sur une autre réaction, dont l'importance au point de vue de la marche des hauts fourneaux est considérable :

(*) M. Gayley a mis en évidence le peu de réductibilité de ces minerais en reprenant quelques-unes des expériences de laboratoire de sir Lowthian Bell sur les minerais du Cleveland. A la même température, sous l'action d'un même mélange gazeux, animé de la même vitesse, le minerai du lac Supérieur perdait une proportion d'oxygène inférieure de 5 à 7 p. 100 à celle que perdait dans le même temps le minerai du Cleveland. (Voy. *Journal of the Iron and Steel Institute*, n° II, 1890, p. 85.)

la dissociation de l'oxyde de carbone en présence de l'oxyde de fer partiellement réduit, suivant la réaction :

$$2CO = C + CO^2.$$

Ce phénomène, découvert par sir L. Bell, a été étudié également, d'une manière approfondie, par M. Gruner. Il commence à se manifester vers 200° C., lorsque le rapport $\frac{CO^2}{CO}$ (en poids) est inférieur à 0,79. La présence du fer métallique, qui, d'après Tunner, n'apparaît pas tant que le rapport $\frac{CO^2}{CO}$ est supérieur à 0,70, n'est pas nécessaire à la réaction, qui se produit en présence d'oxydes partiellement réduits ; dès 240 degrés, cette action est marquée ; elle atteint son maximum d'intensité vers 450° C., pour décroître à des températures supérieures. Ainsi, dans la zone supérieure de la cuve des hauts fourneaux, le minerai pénétré par les gaz réducteurs « se fissure dans tous les sens, foisonne beaucoup et se couvre de carbone pulvérulent, sorte de carbone ferrugineux, véritable composé de carbone et de fer, tenant au maximum 5 à 7 p. 100 de fer métallique » (*). A mesure que la charge descend et que la température s'élève, ce carbone disparaît, brûlé par l'oxygène du minerai et par l'acide carbonique ; il ne disparaît pourtant pas complètement ; et même au rouge vif, les expériences de sir L. Bell ont montré qu'il n'était pas entièrement détruit.

C'est cette réaction, qui s'exerce sur tous les oxydes de fer, qui cause la ruine rapide des briques ferrugineuses employées à la construction des gueulards. Au point de vue des réactions du haut fourneau, son importance est considérable ; la réduction du minerai par CO est en effet limitée par la réaction inverse de CO^2 ; il y a donc une proportion d'oxygène que les gaz ne peuvent éliminer

(*) Gruner, *loc. cit.*, p. 84.

avant la zone où le carbone solide intervient. Mais si la réduction est achevée, non par du coke, mais par du carbone provenant de la dissociation de l'oxyde au gueulard, l'effet produit sera le même que si toute la réduction avait été effectuée par l'oxyde de carbone. La seule perte provient de la chaleur produite par la dissociation de l'oxyde du carbone, trop près du gueulard dans la plupart des cas pour pouvoir être utilisée.

La quantité de carbone ainsi dissociée peut être considérable. D'ailleurs, le fourneau n° 3, où le gueulard est refroidi par une forte proportion d'eau vaporisée, et où les conditions sont particulièrement favorables au dépôt de carbone, est aussi celui où la proportion de coke brûlée dans la cuve est la moindre. Si la valeur du rapport $\frac{CO^2}{CO}$ est exacte, — et le chiffre admis correspond bien à la moyenne des analyses de gaz des hauts-fourneaux de la région de Nancy marchant en moulage, — l'allure de ce fourneau réalise presque la marche *idéale*. Il y a donc lieu d'attribuer à ce phénomène une part d'influence dans l'utilisation du combustible. Or, pour ce phénomène comme pour la réduction du minerai par les gaz, le temps est un facteur essentiel. Il est vrai que l'activité de cette réaction est légèrement augmentée par la vitesse du courant gazeux. Mais si on compare la vitesse de descente des charges au voisinage du gueulard dans les trois exemples traités, on voit qu'elle est de 26 millimètres par minute pour le n° 1, de 18 millimètres pour le n° 3. Donc, pour parcourir les 8 premiers mètres de la hauteur du fourneau — les seuls où la dissociation de l'oxyde de carbone puisse être active — il faut cinq heures dans le premier cas, sept heures et demie dans le second.

Cette différence suffit à expliquer par le moindre effet utile des gaz, et par la moindre dissociation de l'oxyde

de carbone, que dans le fourneau à allure rapide le combustible solide ait une plus grande part dans la réduction.

En résumé, l'allure rapide a sur les conditions économiques de la marche d'un haut fourneau des effets opposés : d'une part, elle diminue, jusqu'à une certaine limite, la somme des pertes de chaleur par les parois et par les gaz du gueulard ; d'autre part, si elle diminue, d'après Ledebur, la proportion d'acide carbonique réduite dans la cuve par le carbone solide, elle augmente la proportion de carbone solide employée à réduire le minerai.

Dans le cas du fourneau américain, les avantages l'emportent sur les inconvénients. Il ne semble pas impossible qu'avec des minerais moins riches, mais où le refroidissement du gueulard est assuré par la forte proportion d'eau à volatiliser, il n'y eût avantage à forcer aussi l'allure.

D'ailleurs, une autre considération vient à l'appui de l'allure rapide : les échecs qu'on a éprouvés parfois lorsqu'on a voulu augmenter la capacité des hauts fourneaux venaient en général de ce que les gaz ont une tendance à se frayer à travers la masse des cheminées où ils circulent sans action sur le minerai ; c'est ainsi que souvent on élevait le fourneau sans parvenir à diminuer la température des gaz. Pour assurer un brassage plus complet entre la charge et les gaz, un remède semble tout indiqué : augmenter la pression aux tuyères, et ceci revient à forcer l'allure.

§ III.

L'ALLURE RAPIDE A L'USINE DE TERRE-NOIRE.

Il résulte de ce qui précède que l'économie réalisée par les hauts fourneaux américains — la nature des minerais étant mise hors de cause — tient à l'allure plus rapide et à la moindre teneur en silicium des fontes produites. Ces deux points sont considérés en Amérique comme des principes. Il est juste de rappeler que ces principes ont été appliqués en France avant de l'être aux États-Unis.

Étant en Amérique l'année dernière, j'ai eu l'occasion de parcourir un rapport du célèbre métallurgiste Holley sur la fabrication de la fonte en Europe, où il cite la marche des hauts-fourneaux de Terre-Noire comme exceptionnellement bonne. M. Pourcel, ancien directeur technique des hauts-fourneaux et aciéries de cette usine, a bien voulu me communiquer à ce sujet les renseignements suivants, dont une partie a d'ailleurs été publiée dans le *Bulletin de l'Industrie minérale* (t. V, 1re livraison de 1876, p. 97 et 98. Congrès de Saint-Étienne de 1875).

L'usine comprenait trois fourneaux de 100 mètres cubes de capacité. Les diamètres étaient de $1^m,50$ au gueulard, $1^m,50$ au creuset, et $4^m,20$ au ventre. La hauteur était de 15 mètres. Une machine soufflante à balancier suffisait aux trois fourneaux. Ses dimensions étaient :

Diamètre du cylindre à air.	$2^m,500$
— — à vapeur	1 ,665
Course commune.	2 ,500

Le vent, chauffé à 700° C. par des appareils Cowper, était soufflé à travers des buses de 90 millimètres de diamètre, sous une pression de 16 à 17 centimètres de mercure.

En 59 jours de marche, les résultats, pour le fourneau n° 1, ont été les suivants :

Coke consommé.	2.875 tonnes
Minerai consommé	5.385
Fonte produite.	3.027

Donc la production s'élevait à 51t,5 par 24 heures. Et par tonne de fonte produite la consommation de coke ne dépassait pas 950 kilogrammes; ce coke tenait 15 à 16 p. 100 de cendres.

Le fourneau, qui avait été construit pour une marche différente, ne supporta pas longtemps cette allure forcée; au bout de trois mois et demi il fallut le réparer. On reconstruisit alors tous les fourneaux, dans le but de pouvoir les soumettre à une allure plus rapide : le diamètre du gueulard fut porté à 2 mètres; celui du creuset à 2m,50; celui du ventre fut réduit à 3m,50. Ainsi la capacité était réduite à 92 mètres cubes. Le creuset fut revêtu de graphite jusqu'au-dessous des tuyères. La marche commença en ferromanganèse, et se poursuivit pendant quatre à cinq mois, après lesquels on passa à la marche en Bessemer; le passage d'une allure à l'autre fut achevé en 48 heures. Les résultats obtenus répondirent pleinement aux espérances; et les hauts fourneaux donnèrent des résultats encore supérieurs à ceux qui ont été indiqués plus haut. Les campagnes duraient en moyenne quinze à dix-huit mois; après chaque campagne, un arrêt de trois semaines suffisait pour les réparations des étalages et du creuset; la cuve durait deux campagnes.

Le convertisseur Bessemer marchait en première fusion. La fonte avait en moyenne la composition suivante :

C	3,40
Si	1,40
Mn	1,40
S	0,06
P	0,05
Fe (par différence)	93,69
Total	100,00

Si l'on examine les chiffres qui précèdent, on voit que la marche des fourneaux de Terre-Noire correspondait aux principes qui depuis sont devenus ceux de la pratique

américaine : production considérable par rapport à la capacité du fourneau, diamètre relativement grand du creuset, fabrication d'une fonte peu riche en silicium; d'où résultait une économie notable sur la consommation de coke : 950 kilogrammes d'un combustible très cendreux. Les fourneaux étaient systématiquement construits de petites dimensions; le Bessemer marchant en première fusion, on préférait, pour assurer la régularité de la production, mélanger dans le convertisseur des fontes provenant de plusieurs fourneaux. C'est d'ailleurs une question controversée de savoir si les petites capacités ne sont pas, d'une façon générale, plus avantageuses que les grandes.

§ IV.

OBSERVATIONS ET CONCLUSIONS.

L'allure d'un haut-fourneau n'est pas arbitraire; elle ne peut varier qu'entre certaines limites, déterminées par la construction de l'appareil. Il est bien évident qu'un creuset de grand diamètre, qui a pour conséquence une pression élevée aux tuyères, conduit à de fortes productions. Mais on n'obtiendra ces productions que si les autres conditions se trouvent réalisées; et le profil a sur la marche une influence capitale, qu'il est utile de mettre en lumière. On peut dire, dans de certaines limites, que le profil commande l'allure.

Lorsque M. Gayley prit la direction des fourneaux à l'usine d'Edgar Thomson, on a vu qu'il se préoccupa de limiter le soufflage, qu'on avait fort exagéré, et que, pour le fourneau C, la réduction du débit de 837 à 756 mètres cubes par minute conduisit à une réduction de la consommation de coke de 1.300 kilogrammes à 1.087 kilogrammes par tonne de fonte. On essaya à plusieurs

reprises de réduire encore le soufflage; il fallut y renoncer, car dès qu'on se tenait au-dessous de 750 mètres cubes, il se produisait des accrochages et des dérangements d'allure : pour pouvoir diminuer la quantité de vent, il fallut modifier le profil. Souvent de faibles changements ont à ce point de vue des conséquences importantes. C'est ainsi que M. Julian Kennedy, par des changements insignifiants au gueulard d'un haut-fourneau, put réduire le soufflage de 80 mètres cubes par minute; une faible variation dans la pente de la cuve, une meilleure répartition des charges résultant d'un rapport plus approprié entre le gueulard et la cloche du cup-and-cone, amenant une meilleure répartition, et une descente plus régulière, donnent à de légères modifications du gueulard une importance considérable. En somme, tout se réduit à deux questions : assurer une bonne circulation des gaz, — ceci dépend essentiellement du mode de chargement, — et une bonne descente des charges; à chaque nature du minerai, et à chaque pente de la cuve et des étalages, correspond une allure au-dessous de laquelle on ne peut pas descendre, si on veut une marche régulière. Et si cette allure est mauvaise au point de vue économique, il faut modifier le profil. D'autre part, on a vu dans la première partie de cette étude à quels inconvénients conduit une allure exagérée. Ce sont des conditions pratiques qui, pour chaque nature de minerai, sont déterminées par l'expérience. En Amérique, les progrès ont consisté à proscrire la cuve cylindrique et à diminuer la hauteur du ventre au-dessus du creuset. M. Potter rapporte qu'à Chicago deux fourneaux, où le ventre était à $10^m,50$ au-dessus du fond du creuset, eurent pendant les six premiers mois de leur mise en feu une marche très irrégulière, avec des accrochages et des ennuis de toute sorte. Au bout de ce temps, on se décida à mettre hors feu l'un des fourneaux, et à abaisser le ventre, de

$10^m,50$ à $7^m,80$, ce qui revenait à ramener la pente des étalages de 81° à 72°. A partir de ce moment, les accrochages cessèrent. Mais on ne réussissait pas à pousser l'allure : « *the furnace would not drive* ». Un second changement consista à agrandir le creuset, dont le diamètre fut porté de $3^m,30$ à $3^m,60$, sans modifier la hauteur du ventre; ceci revenait à rétablir l'angle de 81° des étalages, mais sur une hauteur moindre, après avoir sensiblement modifié la pente des parois de la cuve. Depuis ce moment, la marche fut excellente. Ce fourneau produit par semaine 150 tonnes de plus que le fourneau jumeau, auquel on n'a pas fait de modifications, et la consommation de coke est beaucoup moindre. Des changements analogues ont eu lieu à l'usine d'Edgar Thomson, où on est revenu à un profil analogue à celui des fourneaux du Cumberland, avec une pente des étalages de 75°, et une hauteur de 10 mètres du ventre au-dessus du creuset, pour une hauteur totale de 24 mètres.

Un ingénieur américain, M. Gordon, a cherché à trouver une règle empirique pour déterminer l'allure convenable pour chaque fourneau, et, rapportant tout à la section du creuset, il déduisait d'une moyenne d'observations que la meilleure allure correspondait à la combustion de 25.160 kilogrammes de coke par mètre carré de section horizontale aux tuyères et par 24 heures. La question est trop complexe pour pouvoir être résolue par une formule : aux usines d'Edgar Thomson on brûle par mètre carré de section de creuset, non pas 25.000 mais 30.000 kilogrammes de coke.

A la question des allures rapides et des grandes productions est intimement liée celle de la capacité des fourneaux. Il semble en effet que, toutes choses égales d'ailleurs, les petits hauts fourneaux donnent une production plus considérable par rapport à leur volume, et une économie de coke. Si on compare en effet les marches des

hauts-fourneaux de Pittsburg et de Terre-Noire, on voit que le premier, de 534 mètres cubes de capacité, traitant du minerai à 62 p. 100 de fer, produit 330 tonnes de fonte par 24 heures, en consommant par tonne de fonte 840 kilogrammes de coke à 10 p. 100 de cendres. Le second, de 92 mètres cubes de capacité, avec du minerai à 52-53 p. 100, produisait 51 tonnes par 24 heures, et consommait par tonne de fonte 950 kilogrammes de coke à 16 p. 100 de cendres. Pour donner un exemple où les conditions soient plus comparables, un haut-fourneau des *Union Works* de Chicago (*), qui traitait des minerais du lac Supérieur, analogue par conséquent à ceux de Pittsburg, avait 237 mètres cubes de capacité ; il produisait 200 tonnes par jour, et consommait, par tonne de fonte produite, 830 kilogrammes de coke de Connelsville. Ce sont là des résultats remarquables, et qui expliquent que M. Potter, l'éminent métallurgiste de Chicago, ait pour les petits hauts-fourneaux une prédilection marquée.

Mais ces considérations ne suffisent pas à faire pencher la balance en faveur des petits hauts-fourneaux. L'économie de coke n'est qu'un élément de la question ; la consommation de combustible est un paragraphe important, mais non unique, du prix de revient, et c'est le prix de revient qu'un industriel aura toujours à considérer. Or, si l'on emploie de petits hauts-fourneaux, l'avantage réalisé sur le combustible est compensé par des dépenses plus élevées de main-d'œuvre : il y aura donc là une mesure à garder, et, suivant les circonstances, l'un ou l'autre avantage l'emportera. A Pittsburg, où le coke est à bas prix, et la main-d'œuvre chère, on trouve un avantage sérieux aux grandes capacités. A Chicago, où la main-d'œuvre est moins coûteuse, et le coke plus cher, c'est l'économie de coke qui a toujours préoccupé les

(*) Appartenant à l'*Illinois Steel Company*.

métallurgistes. Et M. Potter préconise les hauts-fourneaux de 270 à 320 mètres cubes de capacité. C'est une balance à établir, et, suivant les conditions économiques de chaque district, on sera conduit à pencher d'un côté ou de l'autre.

D'autre part, les petits hauts-fourneaux se prêtent à des réparations peu coûteuses ; ils permettent donc d'effectuer aisément des corrections et de mettre à profit les enseignements d'une campagne précédente : il en résulte un avantage qui doit, pour un industriel désireux du progrès, entrer en ligne de compte.

C'est dans le même esprit, et avec une préoccupation constante de tous les éléments qui concourent à l'établissement du prix de revient, qu'il faut traiter la question des allures rapides. L'inconvénient du soufflage à outrance, et de la production forcée, est, comme il ressort de la communication de M. Gayley, une usure rapide de la chemise réfractaire. Tandis qu'en Westphalie des hauts-fourneaux ont donné pendant plus de dix-sept ans des résultats satisfaisants, en Amérique il faut refaire tous les trois ans la cuve et les étalages. C'est là un résultat qui a effrayé nombre de métallurgistes, notamment des Anglais. Au congrès de New-York, plusieurs membres de l'*Iron and Steel Institute*, entre autres M. Richards, n'ont pas ménagé leurs critiques à une méthode qui ne conduit à une économie de combustible qu'au prix de réparations et de frais d'entretien exorbitants. A ces critiques on peut faire une double réponse :

Et d'abord, les réparations fréquentes sont la pratique constante de l'industrie américaine. Il faut que le capital rapporte des intérêts élevés ; d'où une double conséquence : nécessité de forcer la production, et de réparer, de remplacer même un matériel dès qu'il n'est plus capable de fournir une production suffisante. Ceci est vrai de toutes les industries ; et souvent on voit des aciéries

jetées à bas après peu d'années de roulement, pour être reconstruites sur des dimensions plus considérables et suivant un type plus moderne. Il ne faut donc pas s'effrayer de voir les Américains refaire si souvent la chemise réfractaire de leurs hauts-fourneaux. C'est une réparation qui s'impose à eux dès que la production baisse, alors qu'avec nos habitudes européennes nous ne verrions pas la nécessité de mettre hors feu. D'ailleurs la pratique des réparations fréquentes, qui s'est imposée aux Américains, a eu une conséquence heureuse : elle a encouragé les corrections ; aussi les Américains échappent-ils à la routine plus aisément que d'autres.

En second lieu, il faut comparer avec le prix d'entretien l'économie réalisée sur la consommation de coke. Si on se rapporte aux chiffres indiqués plus haut, on voit qu'en 1885 un haut-fourneau produisait 170 tonnes par 24 heures, et consommait 1.300 kilogrammes par tonne de fonte. En 1890, on produisait 350 tonnes, à raison de 850 kilogrammes par tonne. L'économie qui en résulte est plus que suffisante pour permettre de changer le revêtement tous les trois ans : d'autant qu'avec la nouvelle allure, si la chemise réfractaire est mise hors de service après un temps plus court, c'est après avoir fourni une égale quantité de fonte.

Dans d'autres régions les changements d'allure auront des avantages moins considérables ; alors les frais de réparation prendront plus d'importance et cette considération — la considération du prix de revient, en somme, — fixera le point où il convient de limiter l'allure. Mais souvent l'avantage de l'allure rapide l'emporte : A Terre-Noire, dans des hauts-fourneaux de 100 mètres cubes, l'allure rapide, combinée avec l'emploi du vent plus chaud, a permis de pousser la production journalière de 37 à 51 tonnes, et de réduire la consommation de coke par tonne de fonte de 1.460 à 950 kilogrammes.

Il ne s'agit d'ailleurs pas de chercher à obtenir partout les résultats réalisés en Amérique : les circonstances locales qui favorisent les Américains ne se retrouvent pas ailleurs. De plus, il serait difficile en Europe d'écouler de pareilles productions. Mais la question est de savoir s'il n'y a pas avantage à appliquer partout dans une limite raisonnable les principes qui guident les Américains. Sur le continent on hésite devant les grands creusets et les fortes pressions aux tuyères. Peut-être y a-t-il là une timidité exagérée ; peut-être pourrait-on améliorer la marche des appareils en élargissant les creusets, et en élevant la pression, à condition de modifier le profil dans le sens nécessité par ces deux changements.

Il y a enfin dans la pratique américaine deux principes excellents, et dont rien ne vient limiter l'application : en premier lieu, le réglage de la marche du fourneau au nombre de tours de la machine soufflante. La condition essentielle d'une bonne marche est une régularité absolue, c'est-à-dire un débit constant de vent aux tuyères. S'il se produit un accrochage, une obstruction quelconque, la pression s'élève aux tuyères : c'est à ce moment que nous diminuons le débit. Les Américains maintiennent le débit constant ; la pression s'élève jusqu'à ce que l'obstacle ait cédé, et le fourneau reprend sa marche régulière. Mais pour que ceci soit possible, il faut que chaque fourneau soit indépendant des autres, et qu'on puisse agir sur un appareil sans changer le régime des autres. Il faut en somme que chaque fourneau ait sa machine soufflante, qu'il n'y ait pas de conduite commune. Voilà deux principes fondamentaux de la pratique américaine : indépendance des fourneaux au point de vue du vent, réglage au nombre de tours des machines. Ils ont conduit à d'excellents résultats ; et c'est un point sur lequel il peut être utile d'appeler l'attention des métallurgistes français.

DE
L'ACTION DE L'EAU EN MOUVEMENT
SUR QUELQUES MINÉRAUX

Par M. J. THOULET,
Professeur à la Faculté des sciences de Nancy.

Dans les expériences qui suivent, je me suis proposé de vérifier si un minéral plongé dans l'eau est plus usé lorsque cette eau est en mouvement que lorsqu'elle demeure immobile et, au cas où cette différence d'action existerait, de la mesurer. Le problème intéresse la géologie et l'océanographie ; sa solution rendrait un compte précis de l'érosion par les cours d'eau à la surface de la terre et, en expliquant l'usure des terrains balayés par un courant, renseignerait sur la genèse des fonds marins.

On sait que le sol de l'Océan est en grande partie formé par une pluie de poussières minérales d'origine atmosphérique ou volcanique transportées par les vents et de carapaces calcaires et siliceuses d'êtres organisés, animaux ou végétaux, vivant au sein des eaux et qui, après la mort de l'être qui les a sécrétées, obéissent aux lois de la pesanteur, descendent et vont s'entasser sur le fond. Il importe de savoir si pendant leur chute et par l'effet même de celle-ci, ces débris minéraux perdent une fraction de leur poids plus considérable que celle qu'ils

perdraient par simple dissolution et de mesurer cet excès d'usure, si toutefois il existe.

Un minéral immergé se dissout dans le liquide qui le baigne, mais si ce dernier contient déjà des éléments en dissolution, en conséquence de phénomènes physiques et de réactions chimiques, le solide est susceptible d'accumuler sur lui-même une certaine quantité de matière, de sorte qu'au point de vue du poids, il peut diminuer par dissolution ou au contraire augmenter s'il se produit une hydratation, une oxydation, ou enfin un dépôt de l'élément solide préalablement dissous. Ce phénomène s'exerce par l'effet d'une attraction moléculaire et conformément aux lois suivantes que j'ai vérifiées expérimentalement (*).

Il y a attraction entre un corps dissous et un solide immergé dans la dissolution.

Cette attraction s'exerce d'une façon instantanée.

Toutes choses égales d'ailleurs, l'attraction est directement proportionnelle à la surface du solide immergé.

L'appareil est disposé de la manière suivante :

Un flacon en verre A (Pl. V, *fig.* 9) d'une capacité de deux litres environ, et à large ouverture, est complètement fermé par un bouchon traversé par trois tubes.

Le tube de verre D, relié au tube E par un raccord en caoutchouc, est en communication avec un robinet qui introduit l'eau ; il pénètre par un bouchon *a*, percé d'une petite ouverture latérale dans le tube C, plus large, qui lui-même communique par un bouchon *b* fermant exactement, avec le tube B descendant jusqu'au fond du flacon A et dont l'extrémité courbée, projette et étale le courant contre la paroi de A.

(*) J. Thoulet : Attraction s'exerçant entre les corps en dissolution et les corps immergés (*Comptes rendus de l'Académie des sciences*, t. XCIX, p. 1072, et t. C, p. 1002).

Le tube K descendant aussi jusqu'au fond de A se continue par un tube en caoutchouc M terminé par un petit ajutage en verre et sert de siphon pour vider le flacon A.

Enfin le tube H met le flacon A en communication avec l'atmosphère. Dans une seconde série d'expériences, ces dispositions ont été légèrement modifiées.

On a placé les minéraux dans le tube C, dans l'ordre où ils sont cités, à partir du sommet :

I. Marbre blanc; poids = $2^{gr},2716$.
II. Orthose de Moréac [Conleau, près Vannes (Morbihan)]; $p = 4^{gr},5197$.
III. Calcaire lithographique de Verdun (corallien), provenant d'une carrière située près de la route de Metz; $p = 1^{gr},2496$.
IV. Marbre blanc (comme I); $p = 2^{gr},2914$.
V. Orthose (comme II); $p = 2^{gr},3301$.
VI. Calcaire lithographique (comme III); $p = 5^{gr},0470$.

Dans le flacon A, autour d'un gros bouchon de verre qui les éloignait du fond, on a enfermé, chacun dans un petit sac en tulle à mailles très larges, attaché par un fil au bouchon, trois autres fragments des mêmes minéraux :

VII. Marbre blanc (comme I et IV); $p = 5^{gr},9427$.
VIII. Orthose (comme II et V); $p = 4^{gr},2261$.
IX. Calcaire lithographique (comme III et VI); $p = 9^{gr},9057$.

Ces échantillons, sans forme géométrique, ont été pesés secs après avoir été chauffés jusqu'à ce que leur poids devint invariable.

On a ensuite introduit l'eau par les tubes E et D. En procédant avec précaution, on a rempli le tube C sans y laisser de bulles d'air. Après avoir baigné les minéraux, l'eau descendait par le tube B, remplissait le flacon A dont l'air sortait par le tube H, le siphon K s'amorçait seul et l'eau s'écoulait par l'ajutage N. L'appareil était donc automatique et nécessitait peu de surveillance. Si l'eau arrivait en excès par D, elle s'écoulait sans parvenir aux échantillons du tube C par l'ouverture latérale pratiquée dans le bouchon supérieur a, suivait les parois extérieures de l'appareil, tombait dans un récipient muni d'un déversoir et ne produisait ainsi aucun effet. Les minéraux de C étaient sans cesse usés par l'eau en mouvement, tandis que ceux attachés au bouchon P n'étaient soumis qu'à un courant très faible. Cependant les uns et les autres restaient immergés pendant un temps égal; car si l'eau cessait d'arriver par D, le siphon écoulait immédiatement le contenu de A et ne se désamorçait que lorsque le niveau était inférieur à celui des minéraux surélevés par le bouchon P et que, par conséquent, ceux-ci étaient à sec.

L'expérience commencée le 25 juillet 1887 s'est prolongée jusqu'au 23 juin 1888; elle a donc duré 333 jours, en tenant compte d'un arrêt d'une journée.

Le débit rendu constant comme il a été indiqué était de $240^{cm^3},5$ par minute soit $4^{cm^3},001$ par seconde. Dans le tube A de rayon égal à 7 millimètres, l'eau avait donc une vitesse de 16 centimètres par seconde. Pendant les 333 jours, la quantité totale d'eau écoulée a été de 115.324 litres ou 115 mètres cubes.

En arrêtant l'expérience, on trouve l'intérieur de l'appareil recouvert d'un enduit ocreux. Les tubes E et D sont entièrement opaques; le tube C est opaque depuis le niveau du premier fragment minéral jusqu'en bas; il n'est que sali entre le niveau de ce premier fragment et le bouchon a. Le tube B est opaque à son extrémité supérieure et dans toute sa portion inférieure coudée et presque horizontale; sur le reste de sa longueur, la couche ocreuse est un peu moins épaisse. Le flacon A est terni partout, davantage à sa partie inférieure; l'ocre s'est réunie en flacons libres au fond, ce qui montre combien était faible le courant de sortie incapable de les entraîner. Le tube siphon K est ocreux sur toute sa lon-

gueur et particulièrement au coude supérieur; enfin le petit ajutage de verre N est fortement enduit d'ocre.

En résumé, le dépôt ocreux dont les eaux étaient chargées s'est effectué surtout aux points où la colonne d'eau ayant été brisée, une plus grande quantité, c'est-à-dire une plus grande surface de liquide non dépouillée de fer a été en contact avec une même surface de verre; il a été par conséquent plus épais à chaque rétrécissement des passages suivis par l'eau.

Les minéraux contenus dans le tube C étaient recouverts d'une couche ocreuse peu adhérente, car il suffisait de projeter sur eux un filet d'eau un peu fort pour la détacher. Il en était de même des minéraux du flacon A, mais les sacs qui les entouraient ainsi que les fils qui les fixaient au bouchon de verre étaient détruits et il en restait à peine quelques fragments dans une sorte de boue occupant le fond du flacon. Si on laissait sécher à l'air les minéraux sans les laver, la couche d'ocre adhérait fortement et le courant d'eau devenait alors incapable de la détacher.

I. Marbre blanc, au sommet du tube; lavé sous un filet d'eau et encore humide de l'expérience, la majeure partie de l'ocre est emportée; il en reste cependant encore dans les endroits les plus rugueux après dessiccation à 180 degrés.

II. Orthose; second échantillon à partir du sommet du tube. L'ocre adhérait assez fortement pour qu'après lavage il en restât suffisamment pour donner une teinte jaune à l'échantillon; celui-ci a été lavé à l'acide chlorhydrique très étendu, puis desséché et pesé.

III. Calcaire lithographique; troisième échantillon à partir du sommet du tube; reste ocreux après lavage; sa surface est criblée de petits trous et de vermiculures semblables à ceux qu'on reconnaît sur les bancs de calcaire exposés aux intempéries de l'atmosphère.

IV. Marbre; quatrième échantillon à partir du sommet du tube; a été abandonné à l'air avant d'être lavé; l'ocre y adhère avec ténacité; il est encore couvert de rouille quand on le pèse après dessiccation à l'étuve; sa surface présente des traces de l'usure par l'eau, mais moins nettes que celles de l'échantillon III.

V. Orthose; cinquième échantillon à partir du sommet du tube. Bien que non desséchée à l'air, l'orthose est demeurée couverte d'ocre que n'a pu enlever le lavage sous un filet d'eau. Elle a été desséchée puis pesée et son poids a été trouvé augmenté de $0^{gr},0034$; on l'a lavée pendant quelques instants dans une solution étendue d'acide chlorhydrique; elle a blanchi presque complètement; a été alors desséchée à 180 degrés et pesée de nouveau.

VI. Calcaire lithographique; sixième et dernier échantillon à partir du sommet du tube; a été séché avant d'être lavé sous un filet d'eau et conserve encore une grande quantité d'ocre; la surface est criblée de trous et de vermiculures comme le numéro III.

VII. Marbre, dans le flacon; un peu ocreux; léger pointillé à la surface; après dessiccation, se désagrège légèrement sous les doigts.

VIII. Orthose, dans le flacon; a été passée à l'acide chlorhydrique très étendu; la couche ocreuse y adhérait fortement quoique le lavage sous un filet d'eau ait été fait sans avoir laissé à l'échantillon le temps de sécher.

IX. Calcaire lithographique, dans le flacon; est assez ocreux et sa surface est vermiculée; desséché, il tache les doigts, ce qui n'avait pas lieu avant l'expérience.

Il est à remarquer que les trois échantillons VII, VIII et IX du flacon sont beaucoup moins ocreux que les échantillons correspondants contenus dans le tube vertical.

Les résultats des pesées sont indiqués sur le tableau suivant :

NUMÉRO d'ordre de l'échantillon	MINÉRAUX	POIDS avant l'expérience *g*	POIDS après l'expérience *g*	PERTE de poids *g*	PERTE de poids réduite	OBSERVATIONS
I	Marbre. . .	2,2716	2,2146	0,0570	0,0570	Assez ocreux.
II	Orthose. . .	4,5197	4,5187	0,0010	0,0010	Lavée à H Cl.
III	Calcaire . .	1,2496	1,1445	0,1051	0,1051	Ocreux.
IV	Marbre. . .	2,2914	2,1936	0,0978	0,0972	Ocreux.
V	Orthose. . .	2,3301	2,3335	—0,0034	»	Lavée à l'eau.
			2,3297	0,0004	0,0006	Lavée à H Cl.
VI	Calcaire. . .	5,0470	4,7726	0,2744	0,1082	Très ocreux.
VII	Marbre. . .	5,9427	5,8229	0,1198	0,0631	A peine ocreux.
VIII	Orthose. . .	4,2261	4,2252	0,0009	0,0009	Lavée à H Cl.
IX	Calcaire . .	9,9057	9,5957	0,3100	0,0780	Ocreux.

Les chiffres de la dernière colonne expriment la perte de poids en supposant la surface des échantillons IV et VII, V et VIII, VI et IX ramenée à être la même que celle des échantillons I, II et III ; pour cela on admet que les échantillons sont sphériques et que l'usure est proportionnelle à la surface. La première supposition, quoique seulement approximative, permet de calculer la surface des échantillons en fonction de leurs poids. Si la seconde supposition est justifiée et si le mouvement de l'eau possède une influence sur l'usure, on devra trouver des pertes de poids moindres pour les échantillons restés dans le flacon que pour ceux du tube.

Pour le marbre I, IV et VII on a les pertes :

I. 0,0570
IV. 0,0972
VII. 0,0631
} Moyenne = 0,0771

La perte de poids moyenne des échantillons I et IV est de 0,0771, ce qui donne pour le rapport des pertes de poids entre les échantillons soumis à l'action de l'eau en mouvement et celui soumis à l'action de l'eau immobile, la valeur $\frac{771}{631} = 1,22$ qu'il y aurait certainement lieu

d'augmenter quelque peu afin de tenir compte du dépôt d'ocre notablement plus abondant sur I et IV que sur VII.

L'orthose donne :

II 0,0010
V. 0,0006
VIII 0,0009
} Moyenne = 0,0008

L'orthose est peu soluble dans l'eau ; sa perte de poids très faible et un peu d'ocre restée adhérente, même après l'attaque par l'acide, ne semblent pas infirmer le fait essentiel d'une usure plus grande par l'eau en mouvement que par l'eau immobile.

Le calcaire lithographique donne :

III. 0,1051
VI. 0,1082
IX. 0,0780
} Moyenne = 0,1066

Soit comme rapport des usures $\frac{1066}{780} = 1,36$.

Sans s'exagérer la précision de ces valeurs, étant données les conditions de l'expérience, la surface irrégulière des échantillons et de dépôt de matière ocreuse, il reste néanmoins bien établi qu'un minéral est plus usé par l'eau en mouvement que par l'eau immobile ou, ce qui revient au même, un minéral en mouvement dans l'eau s'use plus que s'il y restait immobile.

Les tubes E, D, C ont été lavés à l'acide, et le fer, précipité par l'ammoniaque, a été dosé ; ils avaient les dimensions inscrites sur le tableau.

	Fe^2O^3	2 R	H	2 R H
Tube D fin.	0,0050	4mm	120mm	480
Tube E moyen	0,0071	6,5	108	702
Tube C gros.	0,0163	14,0	108	1512

Les rapports entre les surfaces sont :

$$\frac{D}{E} = 0,684, \quad \frac{D}{C} = 0,317, \quad \frac{E}{C} = 0,464.$$

Les rapports entre les quantités de fer sont :

$$\frac{D}{E} = 0{,}704, \quad \frac{D}{C} = 0{,}307, \quad \frac{E}{C} = 0{,}435.$$

Pour un même corps, l'attraction d'un solide en dissolution dans le liquide par le solide se fait donc proportionnellement à la surface, vérification de la loi que j'avais déjà trouvée par un autre procédé. Elle paraît être indépendante de la vitesse de l'eau à la condition cependant que cette vitesse ne soit pas nulle, car il est facile de comprendre que si la même couche d'eau restait indéfiniment en contact avec la même surface, elle serait dépouillée du solide tenu en dissolution et le dépôt ne pourrait plus s'accroître, faute de matière. A tout le moins, le dépôt se ferait avec une lenteur extrême, puisque le renouvellement de la matière en dissolution n'aurait lieu au sein du liquide qu'en vertu des phénomènes très lents de la diffusion.

Les rapports $\frac{D}{C}$ et $\frac{E}{C}$ pour les quantités de fer sont plus petits que les mêmes rapports pour la surface ; cette différence résulte de ce que la colonne liquide étant brisée dans le tube C par la rencontre des minéraux, la nappe de contact entre le liquide et la paroi du tube est très renouvelée, en d'autres termes, une plus grande quantité d'ocre en dissolution peut être attirée par le verre. Le rapport $\frac{D}{E}$ pour le fer, plus grand que le rapport $\frac{D}{E}$ pour la surface, confirme l'explication.

L'examen comparatif des fragments montre encore que l'attraction est variable avec la nature du corps et semble être d'autant plus énergique que ce corps offre une texture plus compacte. Le verre était bien plus ocreux que l'orthose, celle-ci plus que le calcaire lithographique, et ce dernier l'était plus que le marbre ; l'ordre de compacité est le même.

Si, dans les expériences précédentes, avant d'avoir laissé sécher les fragments minéraux, on les soumet à l'action d'un courant d'eau assez violent, nous avons vu qu'on les débarrasse aisément de la majeure partie du dépôt ocreux qui les recouvre, tandis que si on fait la même opération seulement après dessiccation, le dépôt adhère, et devient difficile à détacher. Le phénomène est analogue au durcissement des pierres alors qu'on a laissé s'évaporer l'eau de carrière qui les imbibe ; quelle que soit sa cause, il joue un rôle dans l'économie de la nature. Sur les bords de la mer, les produits de décomposition des matériaux immergés ou les produits solides résultant de l'attraction mutuelle entre les solides, et les solides dissous restent sans cohérence et sont entraînés dans les profondeurs sans issue. Telle est l'origine de l'argile rouge qui s'étend sur les grands fonds océaniques. Au contraire, sur les solides tantôt immergés et tantôt émergés, les produits solides qui ont pris naissance s'indurent à mesure de leur formation et résistent aux actions tendant à les détruire. Certains enduits très résistants, assez épais et revêtant comme d'une croûte les rochers non seulement dans les contrées chaudes comme dans la Méditerranée (*), mais même dans les contrées froides comme Terre-Neuve par exemple, n'ont pas d'autre origine.

Ainsi que je l'ai remarqué, ces expériences quoique établissant le fait d'un excès d'usure dans le cas d'un corps immergé en mouvement et vérifiant quelques phénomènes d'attraction moléculaire, ne fournissent pas une mesure suffisamment approchée de cet excès d'usure. J'ai donc été amené à entreprendre une nouvelle série d'expériences.

L'appareil a été légèrement modifié (Pl. V, *fig.* 10) ; l'ou-

(*) J. Thoulet : *Océanographie* (Statique), p. 270.

verture pratiquée dans le bouchon a été garnie d'un tube fin en verre se continuant par un tube de caoutchouc afin de donner une issue au trop-plein de l'eau ; le tube B a été raccourci de manière à amener l'eau au sommet du flacon et à laisser les couches du fond dans un repos plus complet. Le tube H, de diamètre assez grand, recourbé et prolongé par un tube en caoutchouc, livrait passage à l'air au moment du remplissage et ensuite à la presque totalité de l'eau après son action sur les minéraux. Le tube siphon A a été conservé, mais l'ouverture de l'ajutage a été très fortement réduite de façon à assurer en un quart d'heure environ la vidange du flacon au cas où pour une cause accidentelle, l'eau aurait cessé d'affluer par le tube E. L'appareil se règle dès lors automatiquement et n'a dès lors rien à craindre soit d'un arrêt, soit d'un excès dans l'écoulement de l'eau.

On a choisi un bel échantillon de marbre statuaire dont on a coupé un même cylindre en quatre tronçons égaux ; deux d'entre eux ont été laissés en cet état ; les deux autres ont eu leur diamètre de base diminué sans modifier d'ailleurs leur hauteur. Tous ont été polis. On a alors suspendu les uns au-dessous des autres par de forts crins de pêche fixés au bouchon A et suivant l'axe du tube C, le petit, le moyen et un des gros cylindres, ce dernier étant le plus bas. Le second gros cylindre était librement suspendu avec un crin de pêche au fond du flacon. Dans ces conditions, on pouvait, connaissant les dimensions des cylindres et des tubes, admettre que si le dernier cylindre était dans une eau à peu près immobile, les autres se trouvaient soumis à un courant d'eau dont la vitesse, fonction de la différence entre le rayon du tube C et le rayon de base de chaque cylindre, était facile à calculer.

L'expérience commencée le 21 novembre 1889 s'est terminée le 6 juillet 1890 par la rupture des crins de suspension ; elle s'était donc prolongée pendant 227 jours, soit 5 448 heures ; l'eau s'écoulait à raison de $33^{cm^3},5$ par seconde correspondant, pour la durée totale de l'immersion, au passage de 657.028 litres d'eau.

A ce moment les cylindres, préalablement séchés et pesés, ont été de nouveau séchés et pesés. Aucun dépôt ocreux ne s'était formé sur leur surface ou du moins ce dépôt avait si peu d'adhérence qu'une simple agitation dans l'eau l'a éliminé. Après dessiccation et pesée, il suffisait d'un frottement entre les doigts pour détacher des grains de marbre. L'usure ne s'est donc point effectuée uniquement par dissolution, et l'action de l'eau a isolé les grains par un phénomène analogue à celui qui donne naissance aux figures de corrosion sur les cristaux, et les a ensuite entraînées.

Comme précédemment, l'appareil était recouvert d'un enduit ocreux qui déjà, même après un mois, criblait de mouchetures jaunes étalées en éventail la paroi du flacon en face du point où se déversait le courant d'eau arrivant par le tube B. La distribution de cet enduit, son épaisseur variable en différents endroits confirmaient complètement les remarques antérieures.

La vitesse de l'eau est la hauteur de la colonne ayant pour volume la quantité d'eau débitée en une seconde et pour base l'espace annulaire compris entre le tube ($R = 16^{mm},5$) et le cylindre du marbre considéré.

Cylindre n° 1 (au fond du flacon).

Rayon de la base	$14^{mm},75$
Hauteur	$35^{mm},5$
Surface totale	4.656^{mm^2}
Poids initial	$67^{gr},3079$
Volume	24.282^{mm^3}
Vitesse de l'eau par seconde	nulle
Poids final	$65^{gr},040$
Différence entre le poids initial et le poids final	$2^{gr},2679$

Perte de poids pour 1 centimètre carré	0gr,0487
Épaisseur totale perdue	0mm,175
— perdue par heure	0mm,0000321
Frotté entre les doigts, le cylindre perd	0gr,0125

Cylindre n° 2 (au fond du tube C).

Rayon de la base	15mm,0
Hauteur	35mm,5
Surface totale	4.754mm2
Poids initial	68gr,3286
Volume	25.028mm3
Vitesse de l'eau par seconde	22cm,6
Poids final	65gr,2180
Différence entre le poids initial et le poids final.	3gr,1106
Perte de poids pour 1 centimètre carré	0gr,0654
Épaisseur totale perdue	0mm,236
— perdue par heure	0mm,0000433
Frotté entre les doigts, le cylindre perd	0gr,0112

Cylindre n° 3 (au-dessous du précédent dans le tube C).

Rayon de la base	12mm,0
Hauteur	35mm,5
Surface totale	3.571mm2
Poids initial	44gr,7668
Volume	16.046mm3
Vitesse de l'eau par seconde	8cm,3
Poids final	42gr,5857
Différence entre le poids initial et le poids final.	2gr,1811
Perte de poids pour 1 centimètre carré	0gr,0511
Épaisseur totale perdue	0mm,184
— perdue par heure	0mm,0000338
Frotté entre les doigts, le cylindre perd	0gr,0195

Cylindre n° 4 (au sommet du tube C).

Rayon de la base	8mm,0
Hauteur	35mm,5
Surface totale	2.177mm2
Poids initial	20gr,0561
Volume	7.135mm3
Vitesse de l'eau par seconde	5cm,1
Poids final	18gr,6622
Différence entre le poids initial et le poids final.	1gr,3939

Perte de poids pour 1 centimètre carré	0gr,0640
Épaisseur totale perdue	0mm,231
— perdue par heure	0mm,0000424
Frotté entre les doigts, le cylindre perd	0gr,0095

On suppose dans ces calculs que l'usure s'est faite identique sur toute la surface des cylindres, c'est-à-dire sur toute la surface latérale augmentée de celle des deux bases et, en outre, que sur toute cette surface totale la vitesse de l'eau a été celle calculée par l'écoulement dans l'espace compris entre le cylindre et le tube de verre. En effet, si la base supérieure est choquée perpendiculairement et avec une plus grande force, la base inférieure en aval est baignée par un courant d'eau beaucoup moins violent, de sorte qu'il se fait une compensation.

La densité du marbre est 2,7.

Pour obtenir l'épaisseur perdue, on calcule le volume perdu et on le divise par la surface totale.

Les cylindres 1, 2 et 3 ont d'autant plus perdu de leur poids par unité de surface qu'ils ont été soumis à un courant plus rapide. Le cylindre 4 semble faire exception et, bien que soumis au plus faible courant, il a éprouvé une perte de matière relativement plus consirable. J'attribue cette anomalie à ce qu'en réalité, à cause du voisinage du tube d'arrivée de l'eau contre la paroi du tube C, le liquide était animé d'un mouvement de giration qui s'ajoutait à sa vitesse de descente calculée ainsi qu'il a été indiqué. La disposition en spirale ocreuses sur le tube et des marques d'érosion sur les cylindres, ainsi que la faible quantité de matière enlevée par le frottement des doigts confirment cette supposition.

Si, sur deux axes rectangulaires (Pl. V, *fig.* 11), on porte en abscisses les vitesses de l'eau par seconde et en ordonnées les pertes de poids correspondantes, par unité de

surface 338 — 321 = 17 et 433 — 321 = 112, on fera par ces deux points et l'origine passer une courbe qui, en admettant qu'elle soit réellement une parabole dont elle offre graphiquement l'apparence, aura pour équation $y = a x^2$. Il en résulte :

$$a = \frac{0{,}0000017}{(8{,}3)^2} = 0{,}000000024,$$

$$a = \frac{0{,}0000112}{(22{,}6)^2} = 0{,}000000021.$$

ou $a = 0{,}000000022$ environ, et l'on pourrait dire que, pour le marbre statuaire, l'excès de l'usure due au mouvement du liquide sur l'usure en repos ou solubilité est de 0,000000022 pour chaque centimètre de vitesse par seconde. C'est le coefficient d'usure due au mouvement.

Une seconde expérience a été exécutée sur du calcaire lithographique dans des conditions identiques à celles déjà décrites, et en se servant de l'appareil (Pl. V, *fig.* 10). Elle a duré 72 jours, du 26 novembre 1890 au 19 janvier 1891, avec un jour d'arrêt, soit 1728 heures ; l'eau s'écoulait à raison de 37 centimètres cubes par seconde correspondant, pour la durée totale de l'immersion, au passage de 230.170 litres d'eau. Aucun dépôt ocreux n'était suffisamment adhérent pour résister à un simple lavage à l'eau avec un pinceau doux. La surface des cylindres, parfaitement polie au début, a été trouvée semée d'érosions comparables à de fines piqûres d'aiguille.

Cylindre n° 1 (au fond du flacon).

Rayon de la base	15mm,0
Hauteur	35mm,5
Surface totale	4754mm2
Poids initial	64gr,6837
Volume	25.028mm3
Vitesse de l'eau par seconde	nulle
Poids final	64gr,1684
Différence entre le poids initial et le poids final.	0gr,5153

Perte de poids pour 1 centimètre carré	0gr,0109
Épaisseur totale perdue	0mm,0406
— perdue par heure	0mm,0000235

Cylindre n° 2 (au fond du tube C).

Rayon de la base	14mm,75
Hauteur	35mm,5
Surface totale	4.656mm2
Poids initial	63gr,9350
Volume	2.4282mm3
Vitesse de l'eau par seconde	21cm,5
Poids final	63gr,2411
Différence entre le poids initial et le poids final.	0gr,6939
Perte de poids pour 1 centimètre carré	0gr,0149
Épaisseur totale perdue	0mm,0553
— perdue par heure	0mm,0000320

Cylindre n° 3 (au-dessus du précédent dans le tube C).

Rayon de la base	11mm,5
Hauteur	35mm,5
Surface totale	3.386m2
Poids initial	40gr,8330
Volume	14.732mm3
Vitesse de l'eau par seconde	8cm,4
Poids final	40gr,4253
Différence entre le poids initial et le poids final.	0gr,4077
Perte de poids pour 1 centimètre carré	0gr,0120
Épaisseur totale perdue	0mm,0451
— perdue par heure	0mm,0000261

Cylindre n° 4 (au sommet du tube C).

Rayon de la base	8mm,25
Hauteur	35mm,5
Surface totale	2.269mm2
Poids initial	22gr,2377
Volume	7.597mm3
Vitesse de l'eau par seconde	5cm,8
Poids final	21gr,9972
Différence entre le poids initial et le poids final,	0gr,2405
Perte de poids pour 1 centimètre carré	0gr,0106
Épaisseur totale perdue	0mm,0399
— perdue par heure	0mm,0000231

En supposant que la perte de poids du cylindre 1 ne soit due qu'à la solubilité du calcaire lithographique, c'est-à-dire que la vitesse de l'eau environnante ait été absolument nulle, ce qui n'est pas évidemment tout à fait exact, si on prend en abscisses (Pl. V, *fig.* 12) les vitesses de l'eau par seconde et si on élève des ordonnées égales à la différence d'usure entre chacun des cylindres contenus dans le tube et le cylindre demeuré au fond du flacon, on aura encore une courbe très voisine d'une parabole. Il suffisait, en effet, que le cylindre n° 3 eût perdu par heure une épaisseur totale de 0,0000247 millimètres au lieu de 0,0000261, et le cylindre n° 4 0,0000241 au lieu de 0,0000231 pour que la courbe fût exactement une parabole $y = ax^2$ où $a = 0{,}000000018$. Cette valeur représenterait donc approximativement le coefficient d'usure par le mouvement, c'est-à-dire l'excès de l'usure dû au mouvement du liquide sur l'usure en repos, ou solubilité pour chaque centimètre par seconde de vitesse de l'eau.

Ces expériences, fort longues puisqu'elles ont duré trois années entières, n'ont que la valeur d'une première approximation; néanmoins, dans leurs conditions expérimentales de rigueur, elles ne sont pas sans utilité. Il convient, en effet, de se rappeler qu'un phénomène naturel est comparable à une équation unique à un nombre considérable d'inconnues, impossible à résoudre pour le mathématicien comme pour le naturaliste autrement que par des approximations, limites plus ou moins étendues mais certaines.

On croyait jusqu'à présent devoir expliquer l'absence de calcaire dans les abîmes de la mer en admettant que les foraminifères tombés de la surface au-dessus de ces points disparaissaient, avant d'atteindre le fond, par dissolution dans l'eau, et que cet effet était notablement augmenté par la vitesse de chute. J'ai constaté

ailleurs (*) que la solubilité du calcaire dans l'Océan est faible; d'autre part, la valeur peu élevée des coefficients 0,000000022 et 0,000000018 montre que l'excès d'usure dû au mouvement n'a pas une grande importance. Enfin, d'autres expériences me permettent de limiter à 20 ou 30 heures le temps nécessaire aux globigérines pour descendre à 2.000 mètres. Tout s'accorde donc pour contredire la théorie énoncée et pour appuyer, au contraire, la théorie chimique de Mohr et celle plus récente de MM. John Murray et Irvine (**).

(*) J. Thoulet : De la solubilité de quelques substances dans l'eau de mer (*Comptes rendus de l'Académie des sciences*, 24 mars 1890).

(**) John Murray and Robert Irvine : *On coral reefs and other carbonate of lime formations in modern seas, Proceed. of the Royal Soc. of Edinburgh*, 1890, p. 79.

BULLETIN

NOUVEAUX GISEMENTS D'OR AU CAP.

M. Delage, gérant du Consulat de France au Cap de Bonne-Espérance, signale la découverte récente (mai 1891) faite dans la division de Prince Albert, à 282 milles du Cap sur la ligne du chemin de fer du Cap, d'alluvions aurifères importants.

Ces alluvions ont été étudiées par M. Bain, géologue du gouvernement, et M. Oakley, qui ont déclaré que l'or existait en « quantité payante » (*payable quantities*) sur les territoires des fermes de « Spreeuwfontein » et de Kleinwaterval. Le public, d'abord sceptique, s'est ensuite vivement préoccupé de cette affaire, et, dès le mois de juillet, 1.700 personnes travaillaient déjà sur les nouveaux champs aurifères.

D'après le rapport de M. Bain et une brochure de M. Gillet (*), voici ce que l'on sait de ces gisements.

L'or avait été déjà signalé depuis 1872 à Spreeuwfontein. A cette date, on y avait trouvé une pépite de plus de deux onces; mais après une étude des lieux, MM. Atherstone et Bain, puis M. Dunn, géologue du gouvernement, avaient conclu qu'il n'y avait pas lieu d'exploiter. Pour M. Dunn, cette pépite d'or avait dû être apportée avec le conglomérat, suivant lui glaciaire, qui forme la base du terrain de Karoo. La question eût été enterrée sans la découverte d'une nouvelle pépite qui réveilla l'attention et motiva le rapport de MM. Bain et Oakley.

D'après eux, l'or existe en quantités notables dans les alluvions de Spreeuwfontein et de Kleinwaterval. Si l'on cherche à remonter à son origine, on constate qu'il doit provenir de très nombreux filons de quartz recoupant les terrains de la région. Ces terrains, qui s'étendent depuis Spreeuwfontein sur une grande étendue, sont formés principalement de grès micacés jaunâtres, appartenant aux couches à sauriens du Karoo, où l'on a trouvé le *Pareiasaurus Bainii*, etc. Ils ont été très fortement plissés et leurs fissures ont été remplies par des veines de quartz qui apparaissent surtout aux sommets des anticlinaux. Dans ces quartz, l'or n'a pas été rencontré jusqu'ici en quantités exploitables, mais on en voit parfois des traces lorsque le quartz contient des vides cubiques laissés par la décomposition de la pyrite et particulièrement dans ces vides eux-mêmes (*). L'or viendrait dès lors, comme au Transvaal, de pyrites de fer contenues dans des filons de quartz. M. Oakley remarque que les mêmes terrains avec les mêmes filons s'étendent sur une superficie considérable à l'ouest de Spreeuwfontein (**), et suppose dès lors que l'on devrait y rencontrer de l'or d'alluvions encore en beaucoup d'autres points.

(*Extrait par* M. L. DE LAUNAY, *ingénieur des mines*, des rapports de MM. BAIN et OAKLEY et du travail de M. N.-J. GILLET : *The Prince Albert Coal-Field*, transmis à M. le Ministre des Affaires étrangères par M. DELAGE, *gérant du consulat de France au Cap.*)

(*) *The Prince Albert Gold-fields.* Capetown, 1891.

STATISTIQUE DE LA PRODUCTION DES DIFFÉRENTS BASSINS HOUILLERS DE L'EMPIRE D'ALLEMAGNE EN 1890.

DISTRICTS	PRODUCTION en tonnes		AUGMENTATION		DIMINUTION	
	1889	1890	Tonnes	p. 100	Tonnes	p. 100
I. — *Prusse.* District de Breslau. . .	19.000.875	20.075.620	1.074.745	5,6	»	»
— Halle. . .	25.469	23.121	»	»	2.348	9,2
— Clausthal. .	572.993	627.911	54.918	9,6	»	»
— Dortmund. .	33.855.110	35.469.290	1.614.180	4,7	»	»
— Bonn. . . .	7.982.544	8.177.874	195.330	2,4	»	»
Total de la Prusse. . .	61.436.991	64.373.816	2.939.173	4,7	2.348	»
II. — *Bavière*	810.658	790.615	»	»	20.043	2,4
III. — *Saxe.*	4.228.231	3.958.178	»	»	270.053	6,3
IV. — *Alsace-Lorraine.*	726.256	774.670	48.414	6,6	»	»
V. — *Autres pays allemands*	139.291	141.767	2.566	»	»	1,8
Total de l'Empire . . .	67.341.337	70.039.046	2.990.153	4,4	292.444	0,4
			2.697.709			

(*) On a trouvé des pépites avec de petits cristaux de quartz adhérents.
(**) 8.100 milles carrés.

Le tableau suivant donne les prix de la tonne de houille pour chacun des mêmes bassins :

DISTRICTS	VALEUR PAR TONNE 1889	VALEUR PAR TONNE 1890	AUGMENTATION de valeur
	fr.	fr.	fr.
I. — *Prusse.* District de Breslau.	5,42	6,86	1,44
— Halle	12,26	12,77	0,51
— Clausthal. . . .	9,12	11,31	1,19
— Dortmund . . .	6,83	9,95	3,12
— Bonn	9,50	12,45	2,95
Moyenne de la Prusse	6,76	9,31	2,55
II. — *Bavière*	11,80	13,09	1,29
III. — *Saxe*	11,17	12,61	1,44
IV. — *Alsace-Lorraine*	10,06	12,41	2,35
V. — *Autres pays allemands*	10,44	11,65	1,21
Moyenne générale de l'Empire. . .	7,15	9,57	2,42

(*Extrait de la* Circulaire n° 507 *du* Comité central des houillères de France.)

PRODUCTION TOTALE DU BASSIN HOUILLER DE LA HAUTE-SILÉSIE DE 1883 A 1890.

ANNÉES	PRUSSE Haute-Silésie (Breslau)	AUTRICHE Moravie (Ostrau)	HONGRIE Galicie (Jaworzno)	RUSSIE Pologne (Dombrowa)	TOTAL
	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.
1883	11.796.305	2.965.958	369.614	1.696.443	16.828.320
1886	12.864.882	3.263.100	509.567	1.942.766	18.580.315
1889	15.745.292	4.003.760	518.486	2.477.612	22.745.150
1890	16.862.876	4.003.760(1)	609.647	2.584.612	24.060.895

(1) La statistique autrichienne pour 1890 n'ayant pas paru, on a dû reprendre provisoirement pour 1890 le chiffre de 1889.

Dans l'espace de sept ans, de 1883 à 1890, l'augmentation de production dans l'ensemble du bassin houiller de la Haute-Silésie ressort, en tenant compte du chiffre provisoire pour l'Autriche en 1890, à 7.230.000 tonnes, c'est-à-dire à 43 p. 100.

(*Extrait de la* Circulaire n° 507 *du* Comité central des houillères de France.)

STATISTIQUE DES CABLES D'EXTRACTION DANS LE DISTRICT DE BRESLAU DE 1882 A 1890.

Depuis 1882, le Gouvernement prussien a pris le parti de publier des renseignements circonstanciés sur la statistique des câbles métalliques employés à l'extraction et sur l'origine et les conditions d'emploi de ceux qui se sont rompus en service.

Cette statistique fournit les données suivantes sur les *câbles retirés* du service :

ANNÉES	NOMBRE des exploitations soumises à la statistique	CABLES RONDS en acier au creuset	CABLES RONDS en fer au bois	CABLES PLATS en acier au creuset	CABLES PLATS en fer au bois	TOTAL des câbles retirés du service
1882.	20	33	16	3	»	52
1883.	33	45	23	6	»	74
1884.	35	67	19	7	»	93
1885.	40	70	25	16	»	111
1886.	39	84	7	11	»	102
1887.	35	95	5	4	»	104
1888.	32	87	5	7	»	99
1889.	39	81	2	9	»	92
1890.	50	109	7	15	»	131
Total.		671	109	78	»	858

Pendant ces neuf années, — sur ces 858 *câbles retirés*, — il s'en est rompu 25 en service, à savoir :

Sur 671	câbles ronds en acier au creuset, il s'en est rompu.	9 ou 1,34	p. 100
— 109	— en fer au bois, il s'en est rompu. . .	10 ou 9,17	—
— 78	câbles plats en acier au creuset, il s'en est rompu.	6 ou 7,69	—
Soit sur 858	câbles d'extraction, il s'en est rompu.	25 ou 2,91	p. 100

Par année, ces ruptures se répartissent comme suit :

En 1882,	sur 52	câbles retirés du service,	il s'en était rompu. .	5 ou 9,62	p. 100
— 1883,	— 74	—	—	—	. .	5 ou 6,76	—
— 1884,	— 93	—	—	—	. .	5 ou 5,38	—
— 1885,	— 111	—	—	—	. .	5 ou 1,80	—
— 1886,	— 102	—	—	—	. .	2 ou 1,96	—
— 1887,	— 104	—	—	—	. .	2 ou 0,96	—
— 1888,	— 99	—	—	—	. .	1 ou 1,01	—
— 1889,	— 92	—	—	—	. .	1 ou 1,09	—
— 1890,	— 131	—	—	—	. .	3 ou 2,29	—

La statistique publiée donne, pour chacun des câbles retirés :

1° Le nom du fournisseur ;
2° Le nom du district et du puits où il a été employé ;
3° L'effet utile en tonnes kilométriques ;
4° Le nombre de jours de pose ;
5° La description sommaire du câble (forme et nature du câble).

Les chiffres relatifs à l'effet utile des câbles sont très différents ; mais on remarque qu'en général l'effet utile du câble rond en acier au creuset dépasse de beaucoup l'effet utile des câbles plats en acier au creuset.

Ainsi, sur 109 câbles ronds en acier au creuset, on en compte :

62	qui ont dépassé	20.000 tonnes	kilométriques.
44	—	30.000	—
27	—	40.000	—
11	—	50.000	—

et nous en voyons qui atteignent 87.776 et même 97.175 tonnes kilométriques.

Au contraire, sur les sept câbles ronds en fer au bois, un seul atteint 20.000 tonnes kilométriques, et un autre 8.900 tonnes kilométriques, tandis que les autres doivent être retirés après 1.100 à 2.300 tonnes kilométriques.

Les câbles plats en acier fondu au creuset ne semblent pas non plus donner des résultats très satisfaisants ; sur 15 en service, aucun n'atteint 31.000 tonnes kilométriques ; 6 seulement dépassent 18.000 tonnes kilométriques, et les résultats des autres sont très inférieurs.

(*Extrait de la* Circulaire n° 507 *du* Comité central des houillères de France.)

MÉMOIRE

SUR LES

PROGRÈS DE LA MÉTALLURGIE DU NICKEL

ET SUR

LES RÉCENTES APPLICATIONS DE CE MÉTAL

Par M. DAVID LEVAT, Ingénieur civil des mines, ancien Directeur général de la Société *Le Nickel*.

ECOLE NATIONALE DES MINES Entrée BIBLIOTHÈQUE Le 1

INTRODUCTION.

Le nickel, métal rare et cher il y a quinze ans à peine, a vu dans ces dernières années ses emplois se multiplier à la suite de la découverte des grands gisements de la Nouvelle-Calédonie et du Canada. L'abaissement de prix qui en est résulté a multiplié ses usages, en même temps que les perfectionnements apportés au traitement de ses minerais a permis de l'obtenir couramment à l'état pur et d'étudier ses propriétés et celles de ses alliages.

Cette voie a été féconde, et il m'a paru intéressant de passer brièvement en revue les progrès de la métallurgie du nickel ainsi que les récentes applications de ce métal, persuadé que le meilleur moyen de développer ces applications, auxquelles la prospérité d'une colonie française est intimement liée, est de faire connaître les résultats obtenus déjà.

Enfin, la description des principaux gisements connus permettra de se rendre compte de la puissance de pro-

duction du nickel dans le monde, et fixera les idées sur la possibilité de compter sur ce métal pour des usages qui exigeront de gros tonnages, comme la fabrication des aciers et des fers au nickel, sans courir le risque de voir les sources de production devenir insuffisantes ou provoquer une hausse exagérée des prix.

Je n'insisterai pas sur les anciennes méthodes de traitement des minerais, généralement de nature complexe, contenant à la fois du nickel, du cuivre, du cobalt, à l'état de sulfures ou d'arsénio-sulfures, qu'on exploitait en Europe, et notamment en Suède, en Piémont, en Saxe, en Hongrie. Ces minerais, ordinairement très pauvres en nickel, constituaient, il y a quinze ans à peine, l'unique source du nickel employé dans l'industrie. Les noms même de nickel (diablotin), encore conservé avec son sens en anglais, et de cobalt (kobold : gnôme, génie malfaisant des mines), attribués par les anciens mineurs allemands aux minerais où ces deux métaux associés au cuivre rendaient, par une sorte de maléfice, l'affinage de ce dernier difficile, indiquent l'état d'ignorance où se trouvait à cette époque la métallurgie de ces métaux.

On trouvera dans les mémoires de Fuchs (*), de Kleinschmidt (**) et de M. Badoureau (***) des renseignements complets sur ces procédés anciens. Chaque usine avait sa formule de traitement adaptée à la nature de ses minerais. On opérait par concentrations successives, soit par voie sèche, soit par voie humide, soit par les deux voies combinées. Les produits obtenus avaient une

(*) *Annales des mines*, année 1860. Ed. Fuchs : Mémoire sur la métallurgie du nickel en Styrie.

(**) *Berg-und Hüttenmännische Zeilung*. Kleinschmidt : Métallurgie du nickel et du cobalt. Année 1867.

(***) *Annales des mines*, 2e vol. de 1877. Badoureau : Mémoire sur la métallurgie du nickel.

composition très variable, ainsi qu'il ressort des analyses suivantes, faites anciennement sur divers nickels

	1	2	3	4	5	6
Nickel	56,25	73,30	86,40	88,98	88,40	88,40
Cobalt	»	22,10	12	6,75	6,50	7
Cuivre	27,50	traces	traces	1,80	1,70	1,91
Fer	12,55	1,60	0,22	0,92	1,29	0,84
Arsenic	»	»	»	0,80	0,54	0,84
Silice	3,70	0,50	1,40	»	0,99	1,63
Soufre	»	2,50	0,10	»	»	»

(1) Nickel d'Allemagne (analyse de Lassaigne).
(2) — d'Angleterre — —
(3) — de Joachimsthal (analyse de Wurtz).
(4) — de Schladming (analyse de la Monnaie de Vienne).
(5) — — — —
(6) — — — —

On conçoit qu'avec des teneurs aussi variables et une aussi grande proportion d'impuretés, il était impossible d'obtenir un métal ayant des qualités régulières. On ne pouvait utiliser de pareils mélanges qu'à l'état d'alliages avec le cuivre et le zinc, et pour des usages ne demandant aucune qualité de résistance.

Ces exploitations d'Europe ont été, on peut le dire, complètement arrêtées depuis la découverte des gisements de la Nouvelle-Calédonie. A la suite de cette découverte, les prix de vente ont baissé dans une proportion considérable. Le nickel, qui valait encore 18 francs le kilogramme en 1875, est tombé subitement à 10 francs en 1878. Il varie maintenant entre 5 et 6 francs. Quelques petites exploitations subsistent cependant, notamment en Hongrie, grâce à la forte proportion du cobalt contenu dans leur minerai. Ce sont plutôt des mines de cobalt, dans lesquelles le nickel ne constitue qu'un accessoire. Il en est de même en Saxe où on entretient, plutôt dans un but d'instruction scientifique, dans les usines royales, un affinage de nickel et de cobalt, mais alimenté en majeure partie par des minerais d'origine étrangère.

Aux États-Unis, il existe une exploitation de pyrite de fer nickelifère dans la Caroline. Elle n'a qu'une importance limitée et ne peut subsister que grâce aux droits protecteurs établis sur le nickel (25 p. 100 *ad valorem* sur le métal pur ou allié, même sous forme de mattes).

En fait, il n'y a actuellement que deux pays qui puissent être considérés comme réellement producteurs de nickel : la Nouvelle-Calédonie et le Canada. Nombreux sont cependant les gisements encore inexplorés, mais signalés déjà ; il faut citer notamment l'Oural, où l'on connaît le nickel sous ses deux formes de silicate magnésien hydraté et de sulfure ; la Sardaigne, l'Espagne et, tout récemment, le Transvaal et le Chili. Les conditions locales et le défaut de moyens d'investigation ou de transport ne permettent pas à ces divers pays d'entrer actuellement en ligne de compte comme producteurs de nickel.

CHAPITRE I.

GISEMENT ET EXPLOITATION DES MINERAIS FUSION POUR MATTE.

(A) Minerais de la Nouvelle-Calédonie.

Nature des minerais. — Le nickel se trouve, en Nouvelle-Calédonie, uniquement sous forme de silicate hydraté magnésien, d'un beau vert pomme quand il est pur, déposé sous forme d'enduit ou de concrétions striées ou mamelonnées dans les fissures de la serpentine. Ce silicate n'est pas un produit de décomposition secondaire : il n'existe pas en Nouvelle-Calédonie, même dans les travaux les plus profonds, de nickel sulfuré ou arsénié, et le mode de gisement du minerai indique clairement

qu'il a été déposé par les eaux dans l'état même où il se trouve en ce moment.

M. Pelatan, ingénieur civil des mines, qui publie en ce moment la carte géologique de la Nouvelle-Calédonie (*), a rapporté une collection complète de minerais de nickel, parmi lesquels de curieux enduits de silicate vert cristallisés. Trois de ces échantillons contiennent des Coléoptères transformés en minerai par l'action hydro-thermale (**).

Découvert par M. Garnier en 1867 (***), le minerai de nickel de Nouvelle-Calédonie a été étudié par M. Heurteau (****) dans son rapport sur les richesses minérales de la Nouvelle-Calédonie en 1876. Depuis cette époque, le développement pris par l'exploitation des mines de nickel dans la colonie a permis de mieux apprécier la formation des gisements et de fixer les idées sur leur mode d'exploitation.

Mode de gisement. — Je vais résumer les conclusions de l'étude que j'ai publiée à ce sujet en 1887 (*****), et

(*) Louis Pelatan. Carte géologique de la Nouvelle-Calédonie : *Génie civil*, 1891.

(**) M. Künckel d'Herculais, assistant de zoologie au Muséum d'histoire naturelle, qui a bien voulu faire l'examen de ces insectes, y a reconnu, bien que les échantillons qui lui ont été soumis soient trop empâtés pour être susceptibles de déterminations absolument précises : 1° une *Chrysoméline*, 2° un Charançon du groupe des *Cryptorhynchides* et 3° peut-être encore un *Cryptorhynchide*.

Il est probable que l'on a affaire là des formes encore vivantes, empâtées dans des dépôts contemporains provenant d'une redissolution du minerai. Il était néanmoins intéressant de signaler ce fait.

(***) *Annales des mines*, 6e série, t. XII. Garnier : Essai sur la géologie et les ressources minérales de la Nouvelle-Calédonie.

(****) *Annales des mines*, 7e série, t. IX, 1er vol. de 1876 : E. Heurteau. Rapport à M. le Ministre de la marine et des colonies sur la constitution géologique et les richesses minérales de la Nouvelle-Calédonie.

(*****) *Association française pour l'avancement des sciences.*

que les travaux exécutés depuis cette époque ont confirmées.

Le minerai de nickel se rencontre exclusivement au sein des serpentines qui couvrent près de la moitié de l'île, et qui dominent surtout dans le sud. Mais il n'est pas réparti d'une manière arbitraire dans cette roche. Il se rencontre toujours au contact ou dans le voisinage du contact des serpentines et des « vasques » d'argile rouge, jamais dans ces argiles même.

L'existence de ce que j'ai appelé les « vasques » d'argile rouge constitue certainement le phénomène le plus curieux de la géologie néo-calédonienne, tant par son étendue que par son importance au point de vue minier. Ces argiles sont le produit de la décomposition hydrothermale des serpentines. Leur analyse montre qu'elles contiennent tous les éléments de la serpentine, plus du fer, du manganèse, du cobalt, du chrome, etc. De nombreuses fissures dirigées N. E.—S. O., soit perpendiculairement à la direction générale de l'île, ont donné passage à des sources métallifères qui ont été primitivement ferrugineuses et manganésifères. Ces eaux, en traversant les schistes inférieurs sur lesquels se sont épanchées les serpentines, s'y sont chargées d'argile, puis elles ont rongé les serpentines et déposé les matières en suspension sur les bords et dans l'intérieur des entonnoirs ou « vasques » ainsi produits. Les bords de ces vasques sont garnis de roches à demi-dissoutes noyées dans la masse argileuse, que les prospecteurs nomment « *sugar rock* » à cause de leur ressemblance avec du sucre à moitié fondu. Le diallage en cristaux, moins attaqué que le reste de la roche, forme une sorte de carcasse. C'est un indice minier très recherché.

Congrès de Toulouse, 1887. D. Levat: Etude sur les gisements de nickel, de cobalt et de chrome de la Nouvelle-Calédonie.

Les couches de boue épanchées sur les bords et dans l'intérieur des vasques forment des strates de couleur et de nature variables. Avec le manganèse se trouve constamment associé le cobalt. Enfin, les eaux ferrugineuses ayant finalement prédominé, d'immenses amas de fer hydraté, formés de granules cimentés par une pâte ferrugineuse, couronnent ces épanchements qui prennent dès lors le profil de la *fig.* 1, relevé à la mine Persévérance, près Houailou.

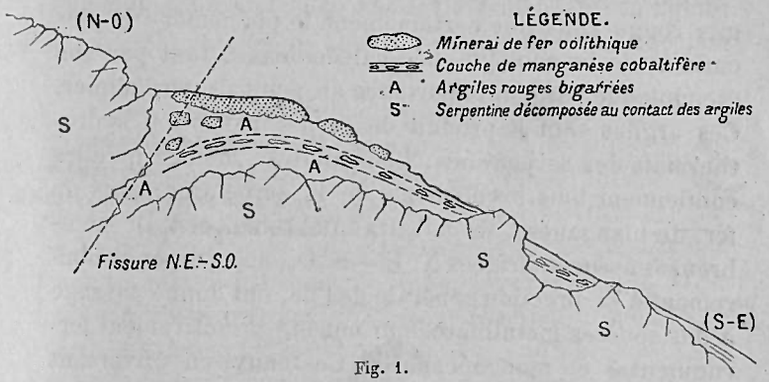


Fig. 1.

Lorsque plusieurs fissures de ce genre sont étagées sur le flanc d'une montagne, on voit depuis la mer, quand on est au large, une série de taches noires au centre, rouges à la périphérie, disposées en escalier, qui donnent à la région un profil caractéristique. Le phénomène est d'autant plus net que toutes les régions à argile rouge ne sont revêtues que d'une très maigre végétation.

On trouve dans ces argiles tous les produits de la décomposition des serpentines qui leur ont donné naissance. Ainsi, dans le sud de la colonie, où les serpentines contiennent beaucoup de grains de fer chromé, les argiles rouges offrent des strates parfois assez puissantes de ces

mêmes grains, roulés et arrondis, auxquels les mineurs donnent le nom de « chrome d'alluvion, » bien qu'en réalité ce ne soit pas une alluvion dans le sens ordinaire du mot : c'est un enrichissement, une alluvion thermale, de dimensions limitées. A la mine Gasconne, les serpentines sont très chromifères; il y a même de vrais filons de fer chromé exploités au sein de la roche dure, et comme on extrait aussi du même chantier du chrome d'alluvion, on voit nettement, au contact de l'argile rouge, le filon de fer chromé subitement interrompu et ses débris stratifiés dans l'argile à quelques mètres au-dessous (*fig.* 2).

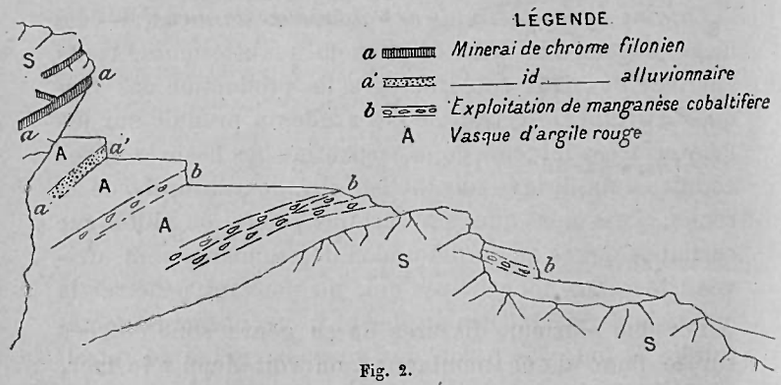


Fig. 2.

La même coupe explique comment il se fait qu'une exploitation de cobalt peut être subitement arrêtée par la disparition complète, en tous sens, de la couche minéralisée. Ce sont des poches superficielles dépendant d'une vasque parfois assez éloignée qui ont fait croire que les gites de cobalt étaient discontinus, incertains, sans origine géologique connue, tandis que leur formation est, on le voit, très facile à expliquer.

Ainsi, en résumé, le cobalt, toujours associé au manganèse, se rencontre exclusivement dans les argiles

rouges. C'est un dépôt qui affecte la forme pélagienne et son origine est nettement hydro-thermale. Le cobalt se trouve dans ces minerais à l'état d'oxyde hydraté, sans aucune trace de soufre ou d'arsenic. La teneur moyenne du minerai ramassé, soit à la surface, soit dans des chantiers à ciel ouvert, atteint à peine 2,5 à 3 p. 100 de cobalt métallique.

Le chrome, au contraire, préexiste dans les serpentines. L'arrivée des eaux thermales et la décomposition des serpentines qui en a été la conséquence, ont produit des couches de fer chromé détritique dans les vasques. Il y a eu là une simple action mécanique.

Origine hydro-thermale des gisements de nickel. — Le nickel dépend d'un ordre de phénomènes ultérieurs. Après l'arrivée des eaux cobaltifères et la production des vasques d'argile, le retrait de ces argiles a produit sur les faces restées intactes de la serpentine des fissures et des éboulements dirigés suivant les clivages naturels de la roche. C'est alors que, sur certains points, ou plutôt sur certaines lignes aujourd'hui bien déterminées, sont arrivées les eaux nickelifères qui, ne pouvant pénétrer la masse imperméable des argiles et trouvant une issue naturelle le long des parois des vasques, grâce au retrait de ces argiles, ont déposé le silicate hydraté magnésien en stockwerk dans ces fentes, formant parfois une sorte de ciment bréchiforme qui constitue le minerai de nickel. On trouve donc le minerai au toit et au mur des vasques, plus abondamment au toit qu'au mur, ce qui montre que l'action mécanique de destruction des parois a été le principal facteur de l'enrichissement. Il n'y a pas de minerai de nickel au sein de l'argile ; le contact est absolument net. Lorsque les eaux nickelifères ont couru longtemps entre la paroi et l'argile, elles ont laissé de belles plaques striées, moulées sur l'argile et sur les

grains de fer qu'elle contient, qui sont du plus bel effet.

Les *fig.* 3, 4 et 5 donnent des coupes de divers gîtes de nickel, relevées sur le terrain avec leurs dimensions exactes.

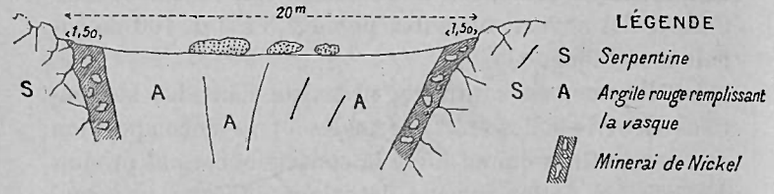


Fig. 3.

La coupe figurée sous le n° 3 est un exemple du type dit symétrique. L'axe de la vasque étant vertical, la puissance du minerai au toit et au mur est la même, à peu de chose près. Cette mine (mine Poncelet), est située dans le district de Brandy, un des plus importants du sud de l'île.

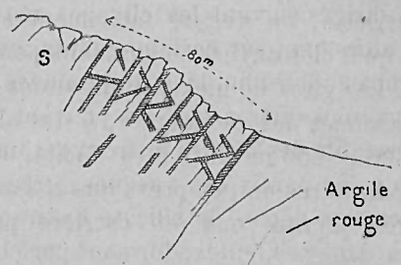


Fig. 4.

La *fig.* 4 est un type de gîte développé au toit. La mine Méfau, où il a été relevé, est constituée par un énorme stockwerk de minerai dans la serpentine, entièrement exploitable à ciel ouvert.

La *fig.* 5 est un gîte dit filonien (mine Pauline, district de Thio). La serpentine du toit s'est fissurée seulement sur quelques points, produisant des fentes de plusieurs mètres de largeur, remplies de riche minerai, exploité

aussi à ciel ouvert. C'est le mode de gisement le plus favorable aux exploitants à cause de la richesse du minerai concentré dans les fissures. C'est dans les serpentines les moins altérées, les plus saines, cornées et cassantes, que se produit ce genre de gisement.

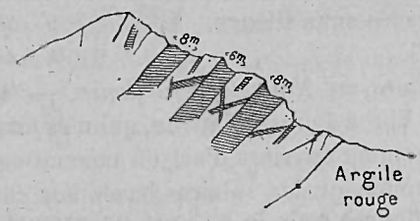


Fig. 5.

Méthode d'exploitation. — Les travaux souterrains ne sont avantageux que pour exploiter les gîtes filoniens dans la roche dure, tandis que l'abatage à ciel ouvert, en carrière, convient pour les stockwerks un peu développés. En galerie, on s'égare facilement sur de faux toits, tandis qu'à ciel ouvert on suit sans peine les enrichissements. Les gîtes de nickel étant situés au sommet ou près du sommet des montagnes, à des altitudes variant entre 300 et 600 mètres, il est facile, au moyen de travaux préparatoires un peu prévoyants, d'aménager un grand nombre d'entre eux en carrière pendant des années.

On doit commencer par enlever les argiles rouges dont le mélange avec le minerai est des plus funestes. Elles se séparent difficilement par le lavage, les grains de fer restant avec le nickel, ce qui appauvrit d'autant la matte produite. De plus, ces argiles, très alumineuses, rendent le minerai, déjà très siliceux, encore plus réfractaire. L'exploitation du minerai doit donc être toujours accompagnée de travaux de terrassement, pour créer un découvert débarrassé des argiles rouges. Étant données les

pluies diluviennes du printemps et de l'automne, ces travaux ne laissent pas d'être parfois assez dispendieux, vu surtout la difficulté qu'on rencontre à se procurer en Nouvelle-Calédonie une main-d'œuvre suffisante. C'est là une question trop importante, au point de vue du développement de l'industrie des mines dans cette colonie, pour être passée sous silence.

Main d'œuvre en Nouvelle-Calédonie. — En dehors des ouvriers libres de race blanche, qui ne sont guère employés que comme ouvriers d'art ou comme contre-maîtres et qui touchent des salaires basés sur ceux d'Australie, soit 15 à 20 francs par jour, prix d'un bon maçon ou forgeron à Nouméa, il n'y a, en Nouvelle-Calédonie, comme main-d'œuvre utilisable pour les mines que les catégories suivantes :

1° La main-d'œuvre pénitentiaire, condamnés ou relégués, qui peut être cédée aux exploitants dans des conditions déterminées ;

2° Les libérés, anciens condamnés qui, ayant accompli leur temps, sont astreints au séjour dans la colonie ;

3° Les indigènes Calédoniens ou Néo-Hébridais, de race canaque ;

4° Les Chinois, Annamites ou Tonkinois.

Main-d'œuvre pénale. — Les condamnés ou relégués en cours de peine, sont astreints à travailler, ou pour mieux dire, à être présents sur les chantiers pendant huit heures par jour. Le rendement de ces hommes, avec toutes les complications qu'entraîne le travail pénal, est des plus médiocres. De plus, l'installation matérielle des camps destinés à les recevoir, exige des dépenses considérables, qui ne peuvent être faites que sur certains points déterminés. Enfin, on ne dispose que d'un nombre assez restreint de condamnés pour l'industrie privée, le service

des travaux publics, routes, ports, etc., employant déjà la majeure partie des effectifs disponibles.

Somme toute, on constate une fois de plus que le travail pénal, tel qu'il est organisé dans notre système administratif, même appliqué à des travaux de l'industrie privée, où tous les efforts tendent à développer le rendement par un système de primes ou d'encouragements, donne des résultats fort médiocres. Les moyens d'action les plus ingénieux, les punitions ou les récompenses, n'ont qu'une action limitée sur la masse des condamnés. En tout cas, cette main-d'œuvre pénale ne peut être employée que pour des travaux n'exigeant qu'un effort modéré, la nourriture de ces hommes étant calculée au *prorata* de cet effort. Enfin, pour des travaux exigeant une certaine confiance, une certaine responsabilité morale, comme la conduite des machines, la fusion des minerais, il est inutile de dire que le travail pénal ne donne que des déboires.

Les libérés, anciens condamnés, ne valent pas mieux dans cette situation de liberté relative que dans leur condition première. Ils exigent un salaire de 5 à 6 francs par jour, ne se fixent dans aucun chantier, entraînés par ce besoin irrésistible de changement, de déplacement, qui hante les hommes qui ont passé par les travaux forcés. L'alcoolisme fait de grands ravages dans la classe des libérés ; enfin, grâce aux salaires élevés qu'ils obtiennent, ils travaillent d'une manière irrégulière et mènent une vie de désordre, qui est la plaie de la Nouvelle-Calédonie.

Main-d'œuvre indigène. — Les Canaques, Calédoniens ou Néo-Hébridais forment un contingent assez important de main-d'œuvre pour les mines et ils rendent des services réels, notamment pour les transports et les embarquements. En les traitant avec douceur et justice,

on arrive à les dresser assez facilement, car ils ne manquent pas d'une certaine intelligence. Malheureusement, ils s'acclimatent mal au régime du travail régulier, auquel ils n'ont jamais été soumis, et il en résulte une mortalité assez élevée dans les contingents qui s'engagent pour une durée de trois à quatre ans sur les mines. Une particularité assez curieuse de ces noirs, est qu'ils considèrent le travail comme dégradant, et il est difficile de décider les tribus résidant sur les lieux même d'une exploitation, à venir y chercher du travail. Les jeunes hommes préfèreront s'expatrier, aller s'engager sur un autre point du territoire pour gagner une pacotille et rentrer au pays ensuite. C'est ce qui explique l'échange de main-d'œuvre qui s'opère sur une vaste échelle entre les Nouvelles-Hébrides et la Nouvelle-Calédonie ; les Néo-Hébridais viennent travailler aux mines, et les Calédoniens sont appelés par les planteurs de café des Nouvelles-Hébrides pour faire leurs récoltes.

Les Canaques sont d'ailleurs impropres au travail de mineur proprement dit, voire même à celui de simple carrier. De plus, l'air vif des montagnes à l'altitude ordinaire des mines de nickel leur est funeste : il faut les employer en plaine, aux travaux préparatoires du triage et de l'embarquement, car ils sont assez bons marins et le travail discontinu du chargement en rade convient à leur tempérament.

Main-d'œuvre de race jaune. — Il restait à recourir à la main-d'œuvre jaune, qui a déjà été tant de fois, en Californie, en Australie, dans l'Inde, le levier qui a permis de mettre en valeur la première des industries extractives d'un pays : les mines. Cette question de la main-d'œuvre jaune, cause de troubles profonds, de mesures prohibitives sévères, qui nous étonnent parfois, de la part des Etats-Unis et des colonies anglo-saxonnes, ne

peut pas être traitée ici avec les développements qu'elle comporte et qui mériteraient cependant d'être donnés.

Quoi qu'il en soit, je me bornerai, pour ce qui concerne la Nouvelle-Calédonie, à rappeler que dès 1884 il a été introduit un convoi de Chinois dans les exploitations de nickel. Le résultat de ce premier essai a été mauvais, et il devait en être ainsi, étant données les conditions dans lesquelles le contingent qui composait ce convoi avait été recruté à Singapore. On avait méconnu cette règle absolue qui domine toute question de main-d'œuvre jaune : s'adresser aux congrégations si puissantes auxquelles sont affiliés sans exception tous les ouvriers chinois, pour obtenir les travailleurs, garantis dès lors par les chefs des congrégations avec lesquels on traite.

D'autre part, les difficultés d'ordre diplomatique rendent, depuis quelques années et notamment depuis la guerre du Tonkin et depuis les mesures prohibitives prises contre l'immigration des Chinois aux États-Unis et en Australie, le recrutement direct de Chinois, *munis d'un contrat de louage de service*, impossible dans les ports chinois proprement dits. On se heurte là à des résistances invincibles, à une force d'inertie qui a raison des démarches les plus patientes et les plus influentes. L'exemple de la société du canal de Panama en est une preuve bien claire.

Le port de Hong-Kong, qui appartient aux Anglais, est ouvert à l'émigration chinoise avec contrat de location de service, mais à destination des colonies anglaises seulement. Les contrats sont faits en général pour une durée de trois années et passés par-devant un commissaire spécial de l'émigration chinoise, fonctionnaire anglais, qui est chargé d'assurer ensuite l'exécution de toutes les clauses du contrat dans la colonie où l'engagé doit être employé.

Macao, port portugais, où jusqu'à ces dernières années

les Chinois venaient s'embarquer à destination des colonies autres que celles de l'Angleterre, notamment pour l'Amérique du Sud, est maintenant complètement fermé à ce genre d'opération.

En présence de cette situation, on a pensé à introduire en Nouvelle-Calédonie des travailleurs annamites et tonkinois recrutés avec un contrat de location de service, sous la surveillance et le contrôle de l'administration. Les conditions de ces contrats comme durée, gages, nourriture, vêtements, soins médicaux, etc., sont celles généralement en usage pour la race jaune. La base de l'alimentation est toujours le riz, le poisson fumé et le thé.

Il a été introduit tout récemment un convoi de travailleurs tonkinois, et bien qu'il soit arrivé depuis trop peu de temps pour permettre d'asseoir un jugement définitif sur la valeur de cette main-d'œuvre, on paraît satisfait de ces nouveaux-venus. Ce serait, s'il en est ainsi, un grand service rendu à la colonie par le Département qui a autorisé cette immigration.

Le prix de revient de la journée de travail effective d'ouvrier de race jaune, en y comprenant les frais de voyage et de rapatriement, les décès pendant la durée de l'engagement, le salaire payé effectivement en argent (30 à 40 francs par mois), la nourriture et les frais annexes (médecin, vêtements, etc.), peut être fixé très approximativement à 3 fr. 50. A ce prix, elle vaut infiniment mieux que la main-d'œuvre des libérés, lesquels ne pourront plus faire la loi aux exploitants, qui ne seront plus à leur merci.

Après cette digression sur la main-d'œuvre, qui était nécessaire pour faire saisir les difficultés avec lesquelles l'industrie minière a eu jusqu'ici à lutter, je reviens à l'exploitation des minerais de nickel.

Triage et lavage des minerais. — Après un triage sur

place, dans la carrière, les minerais sont divisés en deux classes : riches, à 8 p. 100 et au delà ; pauvres, au dessous de cette limite. Comme il y a une absence complète d'eau sur les sommets où s'exploite le nickel, on ne peut procéder au lavage qu'après descente en plaine. Ce lavage consiste d'ailleurs en un simple débourbage destiné à entraîner la terre rouge, et encore ne faut-il pas le pousser trop loin sous peine de voir les boues rejetées contenir jusqu'à 4 p. 100 de nickel. Le minerai a en effet une densité identique à celle de la roche serpentineuse qui lui sert de gangue, et inférieure par conséquent à celle des matières ferrugineuses apportées par l'argile rouge. De là la nécessité, signalée plus haut, d'un décapage soigné des carrières, afin d'éviter tout mélange. Somme toute, il n'existe pas jusqu'à présent de procédé mécanique applicable à l'enrichissement des minerais pauvres de nickel. C'est fâcheux, car les rejets de carrière tenant de 3 à 4 p. 100 de nickel ne reçoivent aucune utilisation et sont considérés comme sans valeur.

Rendement des carrières. — Dans ces conditions, le rendement, en minerai marchand, du mètre cube de roche abattue en carrière, dépend essentiellement du soin avec lequel le triage s'opère, et comme ce minerai lui-même ne contient guère plus de 8 p. 100 de nickel, on voit qu'on exploite en carrière un minerai dont le rendement est peu élevé, quand on le rapporte au mètre cube abattu. C'est un des côtés fâcheux de la méthode d'abatage à ciel ouvert ; mais on comprend facilement, d'après ce que j'ai dit des conditions locales, qu'elle est la seule pratique et la seule qui donne sûrement une production régulière et importante.

Transports. — Les transports de minerai, depuis les carrières jusqu'au bord de la mer, constituent une grande

difficulté, vu l'absence totale de voies de communication et de rivières navigables. Tout est à créer quand on ouvre un chantier nouveau, et comme la production de chaque carrière n'est pas considérable et ne supporte pas de gros frais de première installation, le problème offre de sérieuses difficultés.

Transports aériens. — Heureusement la position très élevée des mines se prête bien à l'installation de câbles aériens, et on en a établi une quantité dans des conditions très diverses de tension et de pente. En général, toutes ces installations se distinguent par une très grande simplicité et une très grande mobilité du matériel, afin de changer le système de place, selon les besoins de l'exploitation. Les dispositifs des recettes de départ et d'arrivée, les ancrages dans le sol, les supports, etc., sont en bois abattus sur place. Les petits exploitants préfèrent établir des câbles uniques, d'un seul jet, franchissant un ravin ou une pente abrupte, quitte à établir un relai à bras pour envoyer le minerai sur un autre tronçon de ligne, plutôt que de recourir à des supports intermédiaires et à une installation rudimentaire de va-et-vient automoteur qui exige deux câbles porteurs et un câble tracteur, comme cela se fait à Orgemont (*), même en n'employant que des matériaux pris sur place.

Pour des exploitations ne dépassant pas 7 à 8 tonnes par jour, on arrive à la plus primitive des installations. Après avoir mis, sur le chantier, le minerai en sacs de 50 à 60 kilog. on le porte, parfois à dos d'homme, au point favorable choisi pour la pose du câble. Ce dernier est simplement tendu entre deux forts piquets ou troncs d'arbre. Il faut qu'il ait, une fois mis en place, une pente

(*) *Annales des mines*, 8e série, t. V, 1er vol. de 1884. L. Berger : Etude sur les câbles aériens.

minima d'au moins 18°. On accroche le sac à un rondin de bois de gaïac, coupé dans les fourrés du voisinage et entaillé à la scie, comme l'indique la *fig.* 4 (Pl VI). On place l'encoche sur le câble, préalablement graissé sur quelques mètres de longueur, et on lance le tout. Sac et support descendent avec rapidité et viennent amortir leur vitesse sur des fagots entassés à l'arrivée. On remonte, à dos d'homme ou de mulet, les sacs vides et les crochets, qui peuvent fournir quinze à vingt voyages avant d'être complètement usés, d'autant plus qu'on les retourne bout pour bout lorsque l'encoche s'est usée par frottement ou carbonisation. Il existe des câbles de ce genre ayant 500, 600 et même 800 mètres de longueur. On peut ainsi exploiter les minerais et les descendre dans les vallées, sans aucun travail préparatoire à effectuer, autre qu'un sentier pour l'accès des hommes.

Les minerais, une fois rendus en plaine, sont portés au bord de la mer par charrettes ou par voie ferrée. Les distances ne sont jamais très grandes, car seules les mines situées dans une zone de quelques kilomètres à partir du rivage sont actuellement exploitées.

Embarquements et frets. — Les embarquements se font en rade au moyen de chaloupes de 12 à 15 tonnes manœuvrées par des Canaques. Les minerais sont exportés soit directement pour l'Europe, soit en transbordement par Nouméa. Les frets de la colonie pour l'Europe varient beaucoup avec la saison. A certaines époques, les voiliers et steamers qui viennent charger de la laine en Australie, prennent à Sydney les minerais et les lingots à un prix presque nul, en guise de lest. On a exporté aussi beaucoup de minerai par grands voiliers directement pour l'Europe, mais les accidents dus à la ceinture de récifs de coraux qui entoure la Nouvelle-Calédonie ont été si fréquents, qu'on trouve difficilement à affréter dans ces

conditions. La navigation dans ces parages est d'autant plus difficile que les passes qui desservent le port de Nouméa sont seules signalées par un phare. Les autres ne peuvent être abordées que de jour et par vent favorable.

Les exploitations minières sont faites soit par des sociétés disposant de capitaux suffisants pour procéder à des installations complètes de moyens de transport, soit par de simples mineurs travaillant pour leur compte sur des affleurements se prêtant à un travail immédiat, et livrant le minerai à des conditions déterminées. Les prix auxquels les minerais sont vendus sur place varient naturellement avec le cours du nickel et avec la teneur, et s'élèvent rapidement avec cette dernière, ce qui se comprend, étant donnés les frais multiples que doit supporter le minerai avant sa transformation et son affinage.

On fait, en général, aux mineurs isolés ou aux petites associations de mineurs qui se forment pour exploiter, des avances en vivres et en marchandises, voire même en argent, qu'ils remboursent au fur et à mesure de leurs livraisons, de sorte qu'en définitive tout mineur de bonne volonté peut, en Nouvelle-Calédonie, travailler avec succès, même sans capital.

Régime de la propriété minière. — L'acquisition, ou mieux l'obtention de la propriété minière est, on le sait, facile et accessible à tous, grâce au régime minier spécial établi dans la colonie, à la suite du voyage de M. Heurteau (*), par l'arrêté du gouverneur de la Nouvelle-Calédonie en date du 13 septembre 1873.

Ce régime, qui empruntait en partie au régime minier australien les conditions de la déclaration préalable, créant un droit absolu à l'obtention du gisement découvert, a été modifié depuis lors par le décret du 22 juillet 1883, qui a

(*) *Annales des mines, loc. cit.*

refondu entièrement la législation minérale de la colonie et qui constitue l'unique réglementation actuellement en vigueur (*).

Traitement des minerais. — Le traitement des minerais de la Nouvelle-Calédonie a subi des vicissitudes diverses avant d'arriver à son état actuel. En fait, il fallait créer une méthode nouvelle applicable à un minerai nouveau.

L'idée primitive de M. Garnier, qui a reconnu le premier la composition du minerai, était d'assimiler la métallurgie du nickel à celle du fer, de traiter le minerai dans un haut fourneau et d'obtenir une fonte de nickel et de fer qu'on affinerait sur sole, soit pour obtenir du ferro-nickel, dont cet ingénieur avait prévu l'avenir dès 1876, date des premiers brevets Garnier pour le traitement des minerais néo-calédoniens, soit pour nickel pur, en oxydant et scorifiant le fer, le carbone, le silicium et les autres impuretés de la fonte.

Fusion pour fonte. — Deux demi-hauts fourneaux furent construits dans ce but à Nouméa, et une usine d'affinage composée de deux fours avec régénérateur Siemens, établie à Septèmes (Bouches-du-Rhône), devait affiner les fontes produites dans la colonie.

La première partie de la méthode donna seule des résultats satisfaisants. On obtint couramment, en passant des minerais assez riches, il est vrai, 9 à 10 p. 100, et en morceaux, en laissant les minerais pulvérulents à part, des fontes de nickel et fer tenant en moyenne :

Nickel	65,0	à	68,0	p. 100.
Fer	29,5	à	23,0	—
Soufre	1,5	à	2,5	—
Silicium, carbone	3,5	à	5,0	—
Impuretés	1,5	à	2,5	—
	100,0		100,0	

(*) Aguillon. *Législation des mines*, t. II, p. 419.

On obtenait donc du premier coup un produit très concentré et l'opération était, somme toute, assez simple. Malheureusement, l'affinage de ce produit et surtout l'élimination du soufre sur sole n'ont pas permis de persister dans cette voie. Le nickel a une telle affinité pour le soufre, et l'action de ce métalloïde sur les propriétés du nickel est si fâcheuse, qu'on n'obtenait comme produits affinés sur sole que des nickels de qualité inférieure. Il fallut renoncer à cette méthode et revenir, en l'améliorant, à la métallurgie ancienne du nickel, basée sur le grillage et la réduction de mattes sulfurées. Dès lors, l'avantage de la fusion pour fonte disparaissait, puisqu'il fallait sulfurer celle-ci ultérieurement et qu'il était plus facile de produire directement la matte en sulfurant le lit de première fusion et en opérant dans des fours bas à water-jacket. On adoptait en résumé une méthode calquée, pour la première opération du moins, sur la métallurgie du cuivre.

Fusion pour matte. — Le minerai à fondre a une composition qui varie dans des proportions considérables avec le lieu de provenance. Dans une même carrière, il peut présenter, avec la même apparence, des différences telles qu'on ne peut se les expliquer que par un changement complet dans la nature des eaux minéralisantes qui ont déposé le silicate de nickel et magnésie. Parfois, par exemple, on trouve des portions de gîte entièrement formées de stéatite blanche ou très légèrement colorée en vert par de faibles traces de nickel. Parfois, le minerai est mêlé avec de la silice pulvérulente ou concrétionnée. Enfin, l'argile rouge introduit de l'alumine. Voici une composition moyenne assez approchée des minerais à fondre :

Silice	45	à 50	p. 100.
Fer	16	14	—
Nickel	8	7	—
Magnésie	12	10	—
Alumine	3	5	—
Chaux	»	»	
Eau et oxygène	16	14	—
	100	100	p. 100.

Ces minerais exigent, pour être fondus au four à manche, l'addition de 25 à 30 p. 100 de bases, oxyde de fer ou calcaire, et d'un élément sulfurant. Le gypse ne pouvant pas s'obtenir à bas prix en Nouvelle-Calédonie, où on ne le trouve qu'en cristaux épars dans des couches d'argiles sur la côte ouest, on ne dispose pas de ce moyen commode d'introduire à la fois la chaux et le soufre dans le lit de fusion. Il n'est pas possible non plus de se procurer des pyrites exemptes d'arsenic et de cuivre. Dans ces conditions, on s'était arrêté à la composition suivante pour le lit de fusion :

Minerai	1.000 kilogr.
Corail	300 —
Soufre	35 —
Houille (ou coke) menue	75 —

La majeure partie du soufre passait dans la matte, et on obtenait une scorie fluide à 48 p. 100 de silice, ne contenant que 12 à 13 p. 100 de fer et 0,40 à 0,45 p. 100 de nickel.

Les difficultés d'approvisionnement du coke, qui venait en majeure partie d'Europe par les voiliers qui prenaient comme retour des minerais riches, et les inconvénients de l'emploi des condamnés au travail des fours, ont fait renoncer à la fusion en Nouvelle-Calédonie, du moins pour le moment. Les recherches qu'on exécute depuis quelque temps sur les gisements houillers de la colonie, signalés déjà dans le rapport de M. Heurteau, pourront changer cet état de choses.

Fusion en Europe. — En Europe, les minerais sont traités pour la plus grande partie en Angleterre, où on trouve en abondance un excellent fondant sulfurant, la charrée de soude, que les usines de produits chimiques sont heureuses de pouvoir écouler. Grâce à la base alcaline que ces charrées contiennent, on peut réduire notablement la quantité de fondant stérile à ajouter ; mais la proportion du coke ne s'abaisse guère au-dessous de 20 p. 100 du lit de fusion, ce qui équivaut à près de 30 p. 100 du poids du minerai fondu. C'est une proportion élevée qui tient à la nature même du minerai.

On emploie pour cette fusion des water-jackets de dimensions médiocres, passant 25 à 30 tonnes de lit de fusion par vingt-quatre heures. Il y aurait, selon toute apparence, avantage à augmenter leur capacité.

La matte obtenue contient en moyenne 50 à 55 p. 100 de nickel, 25 à 30 p. 100 de fer, 16 à 18 p. 100 de soufre, proportion indispensable pour que la matte soit cassante et facile à broyer. Elle ne contient ni cuivre, ni arsenic.

Cette matte sert de point de départ pour l'affinage, dont je m'occuperai dans un chapitre ultérieur. Examinons auparavant les moyens de production de l'autre région nickelifère que j'ai signalée plus haut, le Canada.

(B) Minerais du Canada.

Situation. — Les gisements de nickel de la province d'Ontario ont été signalés pour la première fois en 1846 (*), mais on n'a pu songer à en tirer parti que depuis la construction du Canadian Pacific Railway qui les traverse. Une carte publiée par le Canadian Pacific Company indique la situation de ce district et les lignes ferrées qui le desservent (*fig.* 1, Pl. VI). Le centre de population le plus important de cette région, à cheval sur le territoire qui sépare le lac Huron du lac Nipissing, est Sudbury, station du chemin de fer du Canadian Pacific et embranchement pour Algoma.

(*) *Report to the Canadian Government, by* Dr Hunt, 1846.

Le pays est couvert d'épaisses forêts, en partie détruites par le feu, mais qui ne rendent pas moins difficile l'investigation du prospecteur de mines. L'eau court en abondance dans les vallées pendant une partie de l'année seulement; en hiver, tout est couvert d'un manteau de neige, car le climat est fort rigoureux.

Mode de gisement. — Le nickel se présente en association avec la pyrite de fer magnétique, accompagné de cuivre à l'état de chalcopyrite. Les mines en question ont même commencé par être exploitées uniquement pour cuivre.

Le minerai se présente sous forme de grands amas lenticulaires, interstratifiés dans des couches de gneiss appartenant au terrain primitif de l'Amérique du Nord. On sait (*) que ce terrain comporte deux subdivisions : le Laurentien constitué surtout par des gneiss, et le Huronien formé de roches vertes amphiboliques et de talcschistes. Les gneiss de la région de Sudbury sont remarquables par leur puissant développement qui atteint plus de 1.000 mètres, et par les phénomènes de métamorphisme qu'ils présentent; on y rencontre notamment des grauwackes et des quartzites, diverses variétés de diorites, des schistes avec hornblende, des micaschistes, des diabases, des grès argileux, le tout accompagné de brèches volcaniques (**). Le Huronien à Sudbury est surtout représenté par de la syénite rouge quartzeuse.

L'ensemble des couches a subi de multiples plissements,

(*) De Lapparent. *Traité de géologie*, p. 634.
(**) Dr Bell. *Bull. of the geological Society of America.*

de sorte que le terrain et les gîtes minéraux interstratifiés présentent un pendage prononcé allant jusqu'à 70 degrés. La direction générale du soulèvement de ces roches est S. O—N. E., mais les failles et plissements nombreux qui ont affecté le terrain viennent, sur certains points, modifier cette allure.

Une remarque importante, au point de vue des gisements minéraux qui nous occupent, est leur étroite connexion avec les épanchements de diorite qui ont traversé ou pénétré les gneiss et les grauwackes. C'est dans le contact ou dans le voisinage du contact de ces diorites, parfois même au sein de ces roches, qu'on trouve les gîtes de pyrite magnétique. Cette diorite affecte d'ailleurs des apparences très diverses suivant que l'un ou l'autre de ses éléments constitutifs, quartz, feldspath et hornblende vient à être prédominant.

La diorite forme d'ailleurs la gangue des minerais, circonstance favorable au traitement par la fusion; cette roche, relativement peu siliceuse, est préférable aux gangues purement quartzeuses qui accompagnent en géral les gîtes de ce genre.

Méthode d'exploitation. —L'exploitation des gisements de Sudbury se trouve réunie dans les mains de diverses sociétés disposant de moyens puissants et perfectionnés. Les mines à proximité du chemin de fer sont seules exploitées actuellement; mais il y a un grand nombre de gîtes analogues encore inconnus, inexploités, ou insuffisamment reconnus, vu les difficultés du terrain. Néanmoins, d'après un rapport officiel adressé au Secrétaire de la marine des États-Unis en octobre 1890 (*), il y avait à cette époque, dans les diverses exploitations

(*) *Sudbury Nickel deposits. Report by experts to the U. S. Government*, 1890.

existantes, un cube de minerai reconnu de plus de 650 millions de tonnes, et l'extraction totale du minerai jusqu'à cette date s'élevait, pour une période de deux ans seulement, à 160.000 tounes environ. Ces chiffres indiquent suffisamment l'importance économique et industrielle du Canada en tant que producteur de nickel.

Composition et teneur moyenne des minerais. — La teneur moyenne des minerais ne dépasse guère 3 à 4 p. 100 de nickel et à peu près autant de cuivre. Les minerais de la « Copper Canadian Company » paraissent relativement moins riches en nickel que ceux de la « Dominion Mineral Company. » Les uns et les autres paraissent s'enrichir en métaux utiles au fur et à mesure de l'approfondissement des travaux. Voici une analyse moyenne d'un minerai trié comme minerai de cuivre :

Soufre	26,717 p. 100.	
Cuivre	12,610	
Fer	29,220	
Nickel	3,120	
Protoxyde de fer	6,22	Gangue 29,36 p. 100.
Chaux	4,84	
Magnésie	2,61	
Alumine	2,63	
Silice	13,06	

Les renseignements qui suivent, relatifs aux exploitations de Sudbury, sont extraits en partie de mémoires récemment publiés sur ce sujet par M. E.-D. Peters (*), directeur de la Copper Canadian Company, et par M. J. Garnier (**).

(*) *The Sudbury ore deposits; by* E.-D. Peters. (*Transactions of the American Institute of Mining Engineers*, vol. XVIII, p. 278).

(**) *Mines de nickel, cuivre et platine du district de Sudbury (Canada)*, par M. J. Garnier. (*Mémoires de la Société des Ingénieurs civils*, mars 1891).

Gîtes pauvres. Exploitation en carrières. — Les gîtes peuvent être classés en deux catégories :

1° Ceux composés de pyrite de fer massive presque pure, dont la teneur en cuivre et en nickel est en général assez faible et qui constituent après grillage un excellent fondant pour les minerais plus riches, mais contenant une certaine proportion de gangue. La mine Stobie est un exemple typique de ce genre d'amas, qui ont parfois des dimensions considérables et qui s'exploitent à ciel ouvert. Les travaux, commencés en 1887 sur la colline d'apparence ferrugineuse qui constitue le gîte, s'avancent actuellement en carrière sur une longueur de 100 mètres et une hauteur de 15 mètres. La limite où s'arrête le minerai n'est pas encore atteinte. A Creighton, le gisement, qui n'est pas entièrement reconnu encore, paraît s'étendre sur une surface de 2.500 mètres dans un sens et 1.000 mètres dans l'autre.

Gîtes riches. Exploitation souterraine. — 2° Le second type de gisement est constitué par des lentilles de forme plus allongée et plus restreinte, exploitées par puits inclinés parallèlement au pendage pour éviter les longs travers-bancs et par galeries en direction. Les abatages se font par gradins renversés. En moyenne, les minerais de ces gisements (Copper Cliff mine, Evans mine, Blezard mine, etc.) contiennent 3 à 5 p. 100 de nickel et à peu près autant de cuivre. La proportion de nickel par rapport au cuivre paraît s'accroître au fur et à mesure de l'approfondissement des travaux.

Transports. — Tous ces minerais sont classés mécaniquement par grosseur, chargés automatiquement sur wagons et roulés, sur de longues estacades, aux aires de grillage. La main-d'œuvre étant relativement chère (7ᶠ,50 à 12ᶠ,50 par jour) et rare, les compagnies sont obligées

de loger leur personnel et de faire toutes les installations nécessaires pour économiser la main-d'œuvre.

Prix de revient. — Le minerai rendu aux aires de grillage revient en moyenne à 10 fr. par tonne, avec une proportion de minerai pauvre, abattu à ciel ouvert, de 50 p. 100 environ.

Grillage. — Le grillage est fait exclusivement en tas. De la bonne conduite de cette opération dépend le succès de la fusion ; aussi la construction des tas est-elle l'objet de soins tout particuliers. Ce grillage est donné à l'entreprise à raison de 1 franc par tonne pour la mise en tas et le grillage, et 1ᶠ,50 pour le défournement et le transport jusqu'à la fonderie, total 2ᶠ,50 ; les incuits ne sont pas payés, mais la compagnie fournit le bois nécessaire au grillage et les outils, ce qui élève le prix total du grillage à 3 francs environ par tonne. Le bois employé est du pin, que les forêts du voisinage fournissent en abondance, à raison de 2ᶠ,50 le stère rendu sur place.

Les aires de grillage couvrent une surface considérable, et les fumées qu'elles dégagent empoisonnent le pays qui, heureusement, est inculte. Les installations actuelles permettent de griller annuellement 500.000 tonnes de minerai, en comptant sur une durée moyenne de cinquante à soixante jours pour la combustion d'un tas de 500 à 600 tonnes ayant les dimensions suivantes :

Longueur.	30ᵐ,00
Largeur.	6 ,00
Hauteur (lit de bois non compris) . . .	1 ,30

Méthode dite en V. — Une disposition imaginée par M. Mac Arthur, directeur de la fonderie de la Canadian Copper Company, et qui a pour but d'augmenter la capacité de grillage des aires sans les agrandir en surface,

ce qui ne laisse pas d'être coûteux vu le travail préparatoire de nivellement, drainage, écoulement des eaux pluviales et pilonnage pour rendre le sol imperméable, mérite d'être signalée. C'est ce qu'on appelle la méthode de « grillage en V. » Voici en quoi elle consiste :

Entre deux tas construits et allumés de la façon ordinaire, on laisse un espace vide de 2 mètres environ. Les tas sont constitués de la manière suivante : à la base un lit de fagots reposant sur du minerai fin formant la sole du tas. Le lit de fagots a $0^m,30$ à $0^m,60$ d'épaisseur, suivant le degré de fusibilité du minerai. On charge ensuite les minerais les plus gros, puis les caillasses de 2 centimètres de côté, et enfin les fines en couverture.

Lorsque la combustion est déjà à demi achevée et que les faces latérales des tas sont refroidies, on place dans le passage réservé et sur les faces des tas un nouveau lit de fagots qu'on recouvre à la façon ordinaire de minerai gros, puis moyen, et enfin de fines pour la couverture. On met le feu par des cheminées ménagées *ad hoc* dans ce tas supplémentaire qui, ayant un volume moindre que les autres, se grille dans le même temps que les deux premiers (Pl. VI, *fig.* 2). On augmente ainsi d'un tiers environ la capacité de grillage de l'aire et, de plus, les minerais menus formant la couverte latérale des tas, qui restent en général à l'état cru, chauffés par les fagots, se grillent à leur tour, ce qui diminue notablement la proportion de soufre restant. On arrive couramment à moins de 7 p. 100 comme teneur moyenne en soufre des minerais à fondre.

Fusion des minerais grillés. — La fusion des minerais grillés constitue l'opération la plus intéressante du traitement local des minerais canadiens; elle s'opère dans de grands water-jackets en tôle d'acier de 3 millimètres, de forme elliptique et d'une seule pièce depuis le creuset

jusqu'à la porte de chargement. Le fond du four est fermé par une plaque de fonte recouverte de briques réfractaires ; la scorie et la matte s'écoulent ensemble dans un avant-creuset, à parois refroidies, porté sur un truc pour faciliter son changement.

Un dôme léger en tôle d'acier garni intérieurement de briques conduit les fumées dans les chambres de condensation des poussières et de là à la cheminée. Sur le côté opposé se trouve la porte de chargement latérale pour l'introduction du lit de fusion et du coke.

Four Herreshoff. — Voici d'ailleurs un tableau donnant les principaux éléments de ce four (Pl. VI, *fig.* 6, 7) :

Section elliptique.	Grand axe (au niveau des tuyères). .	$2^m,00$
	Petit axe id. . .	$1^m,00$
Nombre des tuyères (5 + 5 + 2).		12
Hauteur de la porte de chargement au-dessus du niveau des tuyères.		$2^m,00$
Pression du vent aux tuyères (en centimètres d'eau) . . .		15^{cent}
Eau consommée pour le refroidissement des water-jacquets (en mètres cubes et par heure).		8^{m3}
Force en chevaux nécessaire pour la soufflerie et les pompes.		25^{chx}

L'emplacement nécessaire pour un four de ce genre est relativement très restreint, comme on en peut juger par la *fig.* 3 (Pl. VI), qui représente l'ensemble de l'atelier de fusion de la Dominion Mineral Company. On passe cependant dans un pareil four une moyenne de 120 à 130 tonnes par 24 heures. Ainsi, à la Canadian Copper Company, le four n° 1 a fondu, pendant 259 jours consécutifs, 31.268 tonnes de minerai, soit 120 tonnes en moyenne par 24 heures. Le four n° 2, dans une campagne de 73 jours, a fondu 9.740 tonnes, soit 133 tonnes en moyenne par 24 heures. La faible hauteur du four évite la réduction du fer et la formation de loups métalliques. On empêche, grâce au creuset extérieur recevant cons-

tamment les produits fondus, scorie et matte, l'exhaussement de la sole. De telles moyennes ne peuvent d'ailleurs être atteintes qu'à cause de la grande fusibilité des minerais, convenablement mélangés et grillés, et grâce aussi à l'absence de fondants stériles.

Consommation. — La consommation de coke pendant la campagne de fusion dont je viens de parler a été de 5.107 tonnes, pour fondre 41.000 tonnes de minerai, soit 12,5 p. 100 du poids du minerai traité. Ce coke, qui contient 10 p. 100 de cendres, vient du bassin de Pittsburgh, par les lacs et ensuite par voie ferrée, et revient, rendu à la fonderie, à 35 francs la tonne.

La production en matte a été, pendant le même laps de temps, de 5.059 tonnes, soit 12 p. 100 de minerai traité, presque exactement la même proportion que celle du combustible employé. Autrement dit, 1 tonne de matte exige 1 tonne de coke pour sa fusion.

Teneur des scories et des mattes. — Les scories de cette fusion sont très basiques. En voici l'analyse moyenne :

SiO^2	38,00 p. 100.
FeO	43,00 —
CaO	4,50 —
Al^2O^3	10,00 —
S	2,00 —
Ni	0,45 —
Cu	0,40 —
MgO	2,50 —
	100,85 p. 100.

Les mattes avaient au début une teneur en cuivre supérieure à celle en nickel, circonstance désavantageuse au point de vue de leur traitement ultérieur, les affineurs exigeant des déductions d'autant plus grandes que la

teneur en nickel est plus faible et celle en cuivre plus élevée.

En 1889, les mattes contenaient, d'après les analyses de la Canadian Copper Company :

Cu	26,910 p. 100.
Ni	14,140 —
Fe	31,235 —
S	26,950 —
Co	0,235 —
Scories	0,935 —
	100,405 p. 100 (*).

Actuellement on est arrivé, en éliminant les minerais purement cuivreux fondus à part, à élever la teneur en nickel. Les mattes de février 1891 titraient :

Cu	16,94	16,95	17,84
Ni	19,40	21,47	23,45

La Dominion Mineral Company peut introduire dans son lit de fusion des minerais purement nickelifères provenant de certaines de ses mines. Elle produit couramment des mattes titrant :

Cu	18 à 20 pour 100
Ni	24 à 26 »

(*) Analyse complète d'un lot de 100 tonnes envoyé à Liverpool (M. Danois).

Fe	39,03
Cu	18,84
Ni	14,14
Co	1,40
S	25,39
SiO^2	0,50
As	0,17
Sb	0,15
Pb	0,22
Zn	0,05
Ag	0,0015
Au	traces
	99,8915

Un détail à noter dans cette fusion de Sudbury, c'est le mode de connexion de l'avant-creuset (*well*) avec le four. Cette communication s'opère par une ouverture garnie d'un ajutage en bronze à double paroi, refroidi par un courant d'eau, qui se trouve placé à un niveau inférieur au trou de sortie des scories de l'avant-creuset et du côté opposé. De cette manière, le mélange de matte et de scorie s'écoule constamment et tranquillement du four dans le creuset extérieur, sans projection au dehors, au moment de la coulée. La voie des scories et le trou de coulée de l'avant-creuset sont d'ailleurs munis l'un et l'autre d'ajutages en bronze à circulation d'eau. Le coût de l'installation figurée à la Pl. VI a été de $30.000 (environ 150.000 francs). Le four proprement dit entre à lui seul dans cette somme totale pour 35.000 francs, prix élevé qui s'explique par le droit de patente de l'inventeur des perfectionnements de détail que je viens de signaler.

Les mattes sont analysées au fur et à mesure de leur production, concassées et mises en barils pour leur transport aux usines d'affinage d'Europe et des États-Unis.

Prix de revient de la fusion. — En résumé, on peut estimer le prix de revient de la fusion à Sudbury entre 8 et 9 francs par tonne de minerai (*). La main-d'œuvre n'entre dans ce total que pour 2f,25 à 2f,50, malgré sa cherté. En moyenne, les ouvriers employés aux fours

(*) Prix de revient de la fusion d'une tonne de minerai, dans un four passant 120 tonnes par 24 heures :

Coke, 12,5 pour 100, à 35 francs	4f,37
Charbon, 3 tonnes par 24 heures, à 25 francs	0,52
Main-d'œuvre, 30 hommes à 9 francs	2,25
Entretien et réparations	1,00
Amortissement du four	0,25
Total	8f,39

gagnent 9 francs par journée de huit heures. Chaque four occupe par poste :

1 machiniste-chauffeur,
1 peseur,
2 fondeurs,
3 rouleurs de scories,
3 chargeurs.

L'ensemble des installations est organisé de telle sorte que les manœuvres, depuis la sortie de la mine jusqu'à l'entrée aux fours, sont réduites à leur minimum. En fait, les minerais ne sont maniés que quatre fois depuis les tailles jusqu'à la fusion, et chaque chargement, sauf au grillage où il se fait à la pelle, s'effectue au moyen de trémies à fond incliné déchargeant directement dans les wagons.

J'ai déjà dit que le prix de revient moyen du minerai était actuellement de 10 francs par tonne, grâce aux exploitations à ciel ouvert dont la production entre pour une large part dans le total et qui donnent du minerai à très bon marché. Il faut compter que dans l'avenir cette ressource s'épuisera et qu'on n'aura que les exploitations souterraines, dont le prix de revient est de 15 francs environ. Ce prix lui-même ne pourra que s'élever à cause des difficultés qu'on rencontrera au fur et à mesure de l'approfondissement des travaux, notamment pour les épuisements, qui seront considérables. Il est vrai qu'il y a tout lieu d'espérer une augmentation de la teneur en nickel en profondeur. Mais même en s'en tenant aux résultats actuels et en admettant un prix de revient de 20 à 25 francs par tonne pour l'abatage, l'extraction et l'épuisement, 10 francs pour le grillage et la fusion, on voit que des minerais ayant une teneur moyenne de 2 à 3 p. 100 de nickel et autant de cuivre donneront une matte dans laquelle les métaux utiles auront un prix de revient de 1f,50 par kilogramme de nickel contenu et

0f,50 par kilogramme de cuivre, c'est-à-dire un prix très largement inférieur au cours probable de ces métaux dans l'avenir, toutes charges d'affinage déduites.

On voit, en résumé, que les minerais canadiens, malgré leur faible teneur relative en nickel, peuvent produire ce métal mis sous forme de matte, enrichie à 20 p. 100 par une première fusion, à un prix très bas. Cela tient en grande partie à la facilité du traitement qui leur est appliqué et à la richesse des gîtes. Seulement cette matte contient, en outre du nickel, du cuivre qui doit être séparé par une opération spéciale si on veut obtenir du nickel pur, tandis que les mattes de Nouvelle-Calédonie n'exigent pas cette opération supplémentaire. Il est vrai, comme nous le verrons plus loin, que ces frais supplémentaires sont couverts par le cuivre, dont l'affinage est bien simplifié par le fait même de la séparation du nickel.

D'autre part, les minerais calédoniens doivent subir une première fusion avant d'être livrés à l'affinage, tandis que les mattes canadiennes peuvent être affinées directement sans nouvelle concentration.

Ces diverses considérations se balancent et il semble que les deux pays producteurs de nickel actuellement connus peuvent lutter avec un égal avantage au point de vue des frais respectifs de production. L'avantage resterait indubitablement au Canada si le nickel était employé, en majeure partie, pour la fabrication des alliages blancs, parce qu'il n'y aurait plus alors qu'à affiner le nickel et le cuivre ensemble. Mais ce mode d'emploi semble devoir être de plus en plus délaissé pour être remplacé par le nickel pur, notamment pour les alliages avec le fer et l'acier dont nous parlerons plus loin.

CHAPITRE II.

AFFINAGE.

Affinage par voie sèche. — On opère soit par voie sèche, soit par voie humide. La première est exclusivement employée pour le traitement des mattes de Nouvelle-Calédonie, ne contenant pas de cuivre, ou pour les mattes canadiennes qu'on veut affiner pour métal blanc. La voie humide est employée pour ces dernières quand on veut séparer le nickel du cuivre, ainsi que pour les mattes d'autre provenance contenant, outre le nickel et le cuivre, du cobalt, de l'arsenic, etc.

Examinons d'abord les procédés par voie sèche.

La méthode consiste à séparer d'abord le fer, opération facile, ce métal s'oxydant plus rapidement que le nickel, le cuivre et même que le soufre, ce métalloïde ayant une affinité toute spéciale pour le nickel. On enlève ensuite le soufre par des grillages très soignés, car on ne peut tolérer dans le nickel marchand que de faibles traces de ce corps. Il reste enfin à réduire l'oxyde obtenu, en vase clos, en présence du charbon de bois, hors de tout contact possible de gaz sulfureux. Donnons quelques détails sur ces diverses opérations.

Séparation du fer. — Cette partie de l'affinage du nickel est tout à fait semblable à l'affinage des mattes de cuivre. Comme pour ce dernier, on opère soit dans un réverbère, soit dans une cornue Bessemer modifiée (système Manhès). Il y a même une telle analogie entre les métallurgies de ces deux métaux, du moins en ce qui concerne l'opération qui nous occupe en ce moment, que la méthode du réverbère a continué à être employée en Angleterre pour l'affinage du nickel, tandis que les usines

de France et d'Allemagne emploient la cornue Bessemer, de même que l'affinage du cuivre par la cornue Manhès n'a eu que des applications restreintes en Angleterre, du moins jusqu'à présent. On a paru préférer s'en tenir à la méthode classique de ce pays. Les raisons de cette divergence sont d'ordres divers. Le bon marché du combustible en Angleterre enlève, il faut bien le dire, à la cornue Bessemer appliquée au nickel son principal avantage, qui est d'exiger moins de combustible que le réverbère. Ensuite, le maniement de la cornue, l'addition des fondants convenables pour scorifier le fer, constituent des opérations plus délicates et demandent des ouvriers plus exercés que la conduite des fours à réverbère ordinaires, pour lesquels il existe un personnel tout formé dans le pays classique de l'affinage du cuivre (*).

Affinage au réverbère. — L'affinage au réverbère exige deux opérations. Chacune d'elles comporte deux phases : grillage, puis fusion avec addition de sable quartzeux pour scorifier le fer. Chaque four peut passer 2 tonnes par 24 heures et consomme 2 tonnes de charbon, soit poids pour poids de la matte première traitée. On prend, au cours de l'opération, qui dure 8 heures, une série d'échantillons, de façon à arrêter le travail dès que le fer a disparu, afin d'éviter le passage du nickel dans la scorie. Celle-ci n'est pas rejetée ; elle est toujours repassée au four de première fusion, car elle contient 2 à 2,5 p. 100 de nickel et constitue d'ailleurs un excellent fondant. La première opération au réverbère donne des mattes à 2,5 ou 3 p. 100 de fer ; au sortir de la deuxième elles ne doivent titrer que 0,50 à 0,75 p. 100 au maximum. Enfin, la matte affinée doit contenir au moins 16 p. 100

(*) *Annales des mines*, 8e série, t. III ; L. Gruner, *Traitement du cuivre dans l'appareil Bessemer*.

de soufre pour être facilement pulvérisée en vue des opérations ultérieures.

Affinage au convertisseur. — Au convertisseur, le traitement est beaucoup plus rapide. Après avoir fondu la matte dans un cubilot, on la coule dans un convertisseur pouvant contenir une tonne et on souffle avec une pression d'environ 40 cent. de mercure. La température s'élève beaucoup, et on jette à la surface du bain un mélange quartzeux destiné à scorifier l'oxyde de fer. Si la matte ne contient pas plus de 36 p. 100 de fer, on peut le chasser en totalité en 1h,20 environ. Si cette proportion est dépassée, il convient d'écumer au moins une fois le bain après les 25 premières minutes et d'ajouter une nouvelle proportion de fondant, sinon le volume de scorie devenant trop considérable par rapport à la matte, cette dernière s'affinerait mal.

Après un dernier écumage et lorsqu'on constate que le nickel commence à s'oxyder à son tour, on coule la matte affinée contenant moins de 0,50 p. 100 de fer. L'arsenic, l'antimoine et l'argent sont entraînés à l'état d'oxydes par le vent, ou bien passent dans la scorie.

La scorie du Bessemer est riche à 14 ou 15 p. 100 de nickel, à cause des grenailles que le bouillonnement des tuyères chasse dans la scorie toujours un peu pâteuse et qui y restent. On peut en recueillir une partie en coulant la scorie en pots et en séparant le culot de matte. En tout cas, la scorie repasse en totalité au cubilot. Le cobalt reste dans la matte avec le nickel.

Il paraîtrait naturel de continuer l'action du vent dans la cornue, contenant la matte déjà privée de fer, de façon à brûler le soufre à son tour et d'obtenir ainsi du nickel affiné, qu'il n'y aurait plus ensuite qu'à raffiner dans une atmosphère réductrice pour réduire l'oxyde de nickel qui aurait pu se former ; copier en un mot l'opération qui

réussit pour le cuivre. De nombreux essais ont été faits dans ce but, et il ne paraît malheureusement pas possible, du moins en ce qui concerne le nickel pur, d'arriver au résultat par cette voie. Quand on continue à souffler après la disparition du fer, le nickel s'oxyde en même temps que le soufre, plus facilement même, semblerait-il, car une matte sursoufflée s'enrichit en soufre. D'autre part, dès que le fer a disparu, la température s'abaisse, ce qui se comprend aisément, puisque la combustion du soufre, ralentie par son affinité avec le nickel, ne balance pas le refroidissement dû à l'injection de l'air. Le bain tend donc à se prendre, et cet effet est d'autant plus prompt que le nickel pur qui se produit, n'étant allié ni au carbone ni au cuivre, qui abaissent son poids de fusion, ne reste à l'état liquide qu'à une température très élevée, voisine de celle de la fusion du fer. Dans ces conditions, le bain se prend en masse et bouche les orifices du vent.

Affinage direct des fontes. — Cet obstacle est d'autant plus regrettable qu'il aurait été possible, en le surmontant, de conserver pour les minerais calédoniens la métallurgie que M. J. Garnier leur avait appliquée tout d'abord, c'est-à-dire la fusion au haut fourneau pour fonte de nickel et fer, puis l'affinage soit sur sole, soit au Bessemer, en un mot calquer la métallurgie ordinaire du fer, ou mieux, de l'acier. Il est certain, comme nous l'avons vu précédemment, que la fusion au haut fourneau des minerais silicatés, donne du premier coup des produits beaucoup plus concentrés que la fusion pour matte. La question serait de produire les fontes absolument exemptes du soufre que le coke y introduit. L'addition de fondants manganésés, très abondants en Nouvelle-Calédonie, permettrait peut-être d'atteindre ce but. En opérant alors dans de grands convertisseurs, qui perdent

moins de chaleur que les petites cornues actuellement employées, on éviterait peut-être la congélation du bain. Enfin, la fonte privée de soufre pourrait être employée telle quelle pour les alliages fer-nickel et acier-nickel. Il y a là un perfectionnement très réel à chercher, car il est fâcheux d'être amené à introduire dans un minerai qui est naturellement exempt de soufre cet agent nuisible, qu'il faut ensuite chasser par des grillages répétés.

Il convient néanmoins de reconnaître que la méthode actuelle a l'avantage considérable, au point de vue des emplois du nickel, de donner un produit de composition et de teneur uniformes, ce qui paraît bien difficile à obtenir avec un métal affiné à la cornue. Déjà pour l'acier Bessemer et pour les fers aciéreux obtenus avec les cornues de déphosphoration, on se heurte, du moins pour les aciers qui doivent présenter des qualités régulières et supérieures, aux mêmes difficultés d'incertitude du résultat final. Il doit en être *a fortiori* de même pour un métal qui est destiné, comme le nickel, à des usages spéciaux que justifie son prix et pour lesquels une pureté très grande et une uniformité de qualité aussi complète que possible doivent être exigées. Il était néanmoins nécessaire d'indiquer cette voie, qui reste encore ouverte à des perfectionnements ultérieurs.

Revenons au traitement des mattes débarrassées de leur fer; elles ont la composition suivante :

Ni (ou Ni + Cu)	75,00
S.	24,00
Fe.	0,50
Impuretés.	0,50
	100,00

Le total des impuretés ne doit pas dépasser 1 p. 100, car les opérations ultérieures qui nous restent à décrire n'ont pour effet que d'expulser le soufre. Toutes les autres

matières étrangères contenues dans la matte restent dans le produit final. Elle ne peuvent même qu'augmenter par le mélange de débris de briques, etc., au cours du traitement.

Grillage de la matte affinée. — La matte est broyée et passée au tamis 65. On la charge sur la sole d'un grand four de grillage à 4 portes ayant 10 mètres de longueur et $2^{m},50$ de largeur. Les portes sont toutes du même côté. Elles servent à râbler la matière sur une épaisseur uniforme de 5 centimètres et à l'approcher peu à peu du foyer. On charge 600 kilogrammes à la fois et le grillage dure 8 heures. On passe donc 2.400 kilogrammes par 24 heures et on consomme environ 2.000 kilogrammes de houille flambante. Lorsqu'il s'agit de mattes cupro-nickelifères, l'opération ne dure que 6 heures, le sulfure de cuivre étant plus facilement décomposé que celui de nickel. Dans l'un et l'autre cas, la température doit être maintenue au début au rouge sombre, car il faut éviter la fusion ou frittage des matières et la formation de globules de sulfure qui resteraient inattaqués. On termine en poussant le four au rouge vif. Il se produit un mélange d'oxydes, de sulfates et de sulfures non attaqués ; ces derniers en faible proportion, car les matières ne contiennent pas à leur sortie du four, en bonne marche courante, plus de 1 p. 100 de soufre. On procède alors au deuxième broyage qui se fait avec plus de soin que le premier. L'oxyde est passé au tamis 120, puis porté au four à mort, ayant la même largeur que le précédent, mais beaucoup moins long, et dans lequel on charge 500 kilogrammes toutes les six heures. La température est maintenue au rouge vif et la consommation de combustible est de 3 tonnes par 24 heures. Comme main-d'œuvre, 3 hommes suffisent pour le service d'un four de premier grillage par 24 heures, et 2 au four à mort.

On retire de ce dernier l'oxyde, de couleur gris vert, quand on opère sur le nickel pur, noir s'il est mélangé de cuivre. Cet oxyde est déjà un produit marchand, car certains fabricants d'alliages veulent préparer eux-mêmes leur métal en réduisant l'oxyde dans des creusets, comme nous le verrons plus loin. En général, on préfère employer le nickel à l'état métallique, qu'il soit ou non déjà allié au cuivre. On arrive à ce résultat par l'opération de la réduction, dont il nous reste à parler.

La teneur maxima, en soufre, de l'oxyde deux fois grillé, ayant subi avant de sortir du four à mort un coup de feu final, ne doit pas dépasser 4 millièmes.

Réduction. — Cette opération doit se faire en vase clos afin d'éviter le contact des gaz de la combustion qui sulfureraient le nickel. Le réducteur choisi, exempt aussi de soufre, est le charbon de bois.

Moulage et séchage de l'oxyde. — Avant de réduire l'oxyde, on doit lui donner la forme sous laquelle il sera livré au commerce. Le moulage le plus ordinairement employé, il y a quelques années, était sous forme de cubes de 12 à 15 millimètres de côté, obtenus simplement en découpant au couteau des galettes d'oxyde préalablement humecté d'eau et pétri avec une certaine proportion de farine ou autre matière organique, destinée, croit-on, à faciliter la réduction intérieure et à laisser un peu de carbone dans le métal, ce qui est indispensable pour certains usages. On fait avec la même pâte des grains agglomérés à la façon des dragées ; c'est une forme très appréciée aux États-Unis. En France, on fait surtout des rondelles de dimensions régulières, comprimées à la machine et ayant environ, après réduction, 5 centimètres de diamètre et 15 millimètres d'épaisseur. Il ne faut pas dépasser cette dernière dimension sous peine d'avoir une réduction

incomplète dans le centre. La Chine, qui est un consommateur assez important de nickel, le demande sous forme de lingots assez semblables à ceux qui servent de monnaie d'échange dans le Céleste Empire.

Quelle que soit la forme du moulage, on doit déposer l'oxyde moulé dans une étuve pour chasser l'eau et donner une certaine solidité au produit, afin qu'on puisse le manier sans trop de déchets. On l'en retire pour l'envoyer au four de réduction.

Réduction en creusets. — Jusqu'à ces derniers temps, on faisait la réduction dans des creusets contenant chacun 50 à 60 kilogrammes d'oxyde moulé, mélangé et recouvert de charbon de bois en poussière. L'opération se faisait dans un four à galère desservi par des ouvertures ménagés dans la voûte, ou sur la sole d'un réverbère ordinaire. Dans l'un et l'autre cas, l'utilisation de la chaleur du foyer était des plus médiocres, et l'usure des creusets, soumis à des variations constantes de température en entrant et en sortant des fours, rendait cette opération assez dispendieuse, un creuset ne résistant guère à plus de 5 à 6 opérations. Enfin, la température du four n'étant pas la même en tous les points, les produits se trouvaient inégalement réduits. Dès que le développement de la consommation du nickel a amené les affineurs à modifier leurs procédés, on a renoncé au système des creusets pour opérer toujours en vase clos, mais en laissant ce vase d'une façon constante dans le four.

Réduction en moufles. — Le four représenté *fig.* 5, Pl. VI, consiste en un grand moufle ouvert sur ses deux petits côtés et ayant $3^m,50$ de longueur sur $1^m,80$ de large. Il est chauffé par les gaz d'un foyer qui passent en hélice autour de lui, pour gagner ensuite la cheminée. Les portes de fermeture sont garnies de briques réfractaires et équilibrées par des contrepoids. Les caisses en fer contenant l'oxyde à réduire entrent par le côté le plus froid et sont poussées successivement jusqu'à la sortie, de façon que toutes les caisses se trouvent chauffées également. La durée de séjour dans le four est de 24 heures. Ce procédé est suffisant pour la réduction des oxydes de nickel et cuivre qui doivent être chauffés modérément, sinon ils fondent, ce qu'il faut éviter. Pour le nickel pur, l'oxyde est bien réduit, car il se transforme en métal à une température très basse ; mais il faut que cet oxyde réduit soit maintenu pendant 4 heures au moins à une température de 1.100 à 1.200 degrés pour qu'il se fritte légèrement et prenne une consistance et un aspect métallique qu'il est indispensable de lui donner. Il faut atteindre, somme toute, un commencement de ramollissement du nickel. Le four décrit ne pouvant pas donner une température pareille, il fallait terminer l'opération avec un four à creusets.

Fours à gazogène. — Un perfectionnement définitif résulte de l'emploi d'un four à gazogène dont la chambre est occupée par une série de cornues cylindriques en terre réfractaire, fermées aux deux extrémités par des tampons réfractaires mobiles, tout à fait analogues aux cornues des fours à zinc belges. On charge le mélange d'oxyde moulé et de poussier de charbon avec une longue pelle demi-circulaire et on décharge avec un refouloir. L'ensemble du four et des cornues est monté sur un bâti qui renferme les chambres récupératrices en briques. Un four à 22 cornues peut réduire par 24 heures 1.500 kilogrammes de nickel ou 3.000 kilogrammes d'alliage nickel et cuivre, en laissant la charge 10 heures dans le premier cas, 5 heures dans le second, chaque charge étant de 750 à 800 kilogrammes. La consommation de combustible est de 2 tonnes environ pour le même laps de temps, et la

main-d'œuvre, pour le chargement et le déchargement, de 2 hommes par poste de 12 heures. Le réglage de la température est très aisé avec des fours de ce genre, et on atteint sans peine et d'une manière uniforme le degré de réduction désiré.

Le défournement s'opère dans des étouffoirs où on laisse les matières se refroidir à l'abri du contact de l'air. Le poussier est ensuite tamisé pour séparer les cubes ou rondelles de nickel, puis passé au trieur magnétique qui sépare les fragments de nickel qui ont été déformés ou brisés pendant la réduction. Ces fragments sont réunis au nickel en grains ou servent à faire la tare des barils dans lesquels le nickel est expédié (100 kilogrammes).

Polissage. — Avant d'être mis en baril, le nickel doit passer au polissage, sorte de tonneau en fonte muni de ressauts intérieurs, afin de provoquer des chocs, tournant lentement autour de son axe. Les cubes, grains ou rondelles prennent, en glissant les uns sur les autres, un beau poli.

Nickel marchand. — Tel est l'état dans lequel le nickel est livré au commerce. Il contient en général 1,50 p. 100 d'impuretés, dont la principale, le fer, n'a pas d'influence nuisible pour les usages auquel il est ordinairement destiné. Il contient en outre du carbone, à l'état libre et combiné, de l'oxygène, un peu de soufre et des matières étrangères provenant de l'usure des fours. Les alliages nickel-cuivre contiennent à peu près les mêmes impuretés. On livre ces alliages sous forme de cubes ou de grains à des titres divers : 90 nickel et 10 cuivre, ou 75/25, et surtout sous forme de 50/50, soit moitié cuivre, moitié nickel. C'est un alliage défini qu'il faut toujours prendre pour point de départ quand on veut procéder à la fabrication d'alliages binaires ou ternaires de nickel. Les

fabricants de maillechort, d'argentan, silverine, etc., achètent en général leur nickel sous la forme d'alliages 50/50, et c'est aussi la composition la plus commode à obtenir par l'affinage des mattes du Canada. Toutefois, comme les usages du nickel paraissent prendre leur développement principal dans la voie des alliages avec le fer et l'acier, usages pour lesquels la présence du cuivre est inadmissible, il a été indispensable de chercher une méthode permettant de séparer ces deux métaux d'une façon complète, et ce, avec un prix de revient ne dépassant pas celui de l'affinage des mattes calédoniennes, mais en tenant compte néanmoins de la part de frais afférente au cuivre contenu, que le fait même de la séparation du nickel affine partiellement.

Affinage par voie humide. — Cette question était d'autant plus intéressante pour l'industrie du nickel en général que les gisements du Canada forment, comme on l'a vu, un facteur d'importance égale à celle de la Nouvelle-Calédonie comme puissance de production. Or, une des principales difficultés que rencontre l'emploi du nickel dans des industries qui peuvent en consommer de grandes quantités, comme la fabrication des aciers par exemple, est la crainte d'un épuisement prématuré des gisements et l'incertitude de pouvoir se procurer sans hausse de prix les tonnages nécessaires. La possibilité d'employer le nickel du Canada à tous les usages de ce métal, autrement dit la possibilité de séparer complètement et industriellement le nickel du cuivre, était un problème intéressant au plus haut point l'industrie du nickel.

Séparation du cuivre. — Une séparation de ce genre ne pouvait guère, *a priori*, être opérée que par des moyens chimiques, par voie humide par conséquent.

La question n'était d'ailleurs pas nouvelle, car, dans

l'ancienne métallurgie du nickel, ce métal, presque constamment associé au cuivre et au cobalt, était séparé de ce dernier par des procédés variés, mais toujours en empruntant la voie humide soit partiellement, soit en totalité.

On trouvera dans les ouvrages auxquels j'ai renvoyé au début de ce mémoire, les formules de traitement par lesquelles on arrivait à la séparation désirée. Ces opérations, qui tenaient plutôt du laboratoire que de l'industrie, n'étaient avantageuses que grâce aux prix très élevés du nickel et du cobalt à l'époque. Le cuivre était pour ainsi dire sacrifié, et la pureté de nickel n'avait qu'une importance très relative, étant donnés les usages auxquels il était destiné. La présence dans le nickel d'une certaine proportion de cuivre non seulement n'était pas redoutée, mais servait même à masquer les fâcheux effets de l'arsenic et du soufre qu'on laissait dans le métal. Aucune de ces méthodes ne pouvait répondre au but qu'il s'agissait d'atteindre, c'est-à-dire la séparation complète du cuivre et du nickel.

Il serait fastidieux de faire l'énumération de tous les procédés proposés ou essayés dans ce but. Déjà M. Badoureau (*) en citait dans son mémoire un grand nombre, appliqués, il est vrai, au traitement direct des minerais de Nouvelle-Calédonie, mais depuis cette époque des brevets très nombreux ont été pris et sont demandés chaque jour pour ce même objet. Je ne connais comme essais intéressants, dans cet ordre d'idées, que les procédés basés sur le dépôt électrolytique du nickel dans une liqueur contenant du cuivre. Il paraît possible, en effet, d'opérer cette séparation en se basant sur la différence de force électromotrice nécessaire pour décomposer les sels de cuivre d'une part et ceux de nickel ensuite,

(*) *Annales des mines*, 7e série, t. XII, *loc. cit.*

ces derniers demandant un voltage notablement supérieur.

Procédés électrolytiques. — Prenons en effet une solution des sulfates des deux métaux. Calculons d'abord la force électromotrice nécessaire pour décomposer le sulfate de cuivre :

a) *Oxydation.* La transformation du cuivre en oxyde hydraté dégage 37.520 calories. Or, cet oxyde contient 63,5 de Cu, donc la transformation de 1 gramme de Cu dégage $\frac{37520}{63,5} = 591$ calories.

b) *Sulfatisation.* Un calcul analogue donne, pour 1 gr. de Cu transformé d'oxyde en sulfate : $\frac{18440}{63,5} = 290$ cal.

En tout : $591 + 290 = 881$ calories-grammes.

L'équivalent électrochimique du cuivre $= 0,00033$.

L'équivalent mécanique, *en unités absolues de travail*, correspond au nombre 41.692.500.

On a donc, pour la force électromotrice, exprimée en volts, nécessaire pour décomposer le sulfate de cuivre :

$$\frac{41.692.500 \times 0,00033 \times 881}{10^8} = 1^{volt},212.$$

Le même calcul donne pour le sulfate de nickel (équivalent électrochimique de nickel $= 0,000305$) :

$$\frac{41.692.500 \times 0,000305 \times 1476}{10^8} = 1^{volt},877 \text{ (*)}.$$

(*) La formule approchée :

$$E = 4,16 \times Z \times W,$$

Z = équivalent électrochimique (par Coulomb).

W = nombre de calories-grammes dégagées par 1 gramme du corps libéré par l'électrolyse, donne, dans le cas actuel, les chiffres suivants :

pour le cuivre : $E = 1.209$ (en volts),
pour le nickel : $E = 1.888$ (en volts),

qui concordent avec les résultats ci-dessus.

Il est donc possible, théoriquement tout au moins, de maintenir dans un bain des sulfates des deux métaux une tension électrique inférieure à $1^{volt},877$ et de déposer la totalité du cuivre sans le nickel. Cette réaction a été étudiée par MM. Siemens et Halske, de Berlin, mais je ne connais pas jusqu'à ce jour d'application industrielle de cette méthode.

Le nickel chimiquement pur déposé par électrolyse ne paraît pas d'ailleurs convenir à toutes les applications de ce métal. Il serait notamment, vu l'absence du carbone, impropre à la fabrication des alliages, pour laquelle il importe d'employer des nickels carburés.

M. J. Garnier annonce dans son mémoire, que j'ai déjà cité, l'application, par une importante usine métallurgique des États-Unis, d'un procédé de séparation du nickel et du cuivre dans les mattes de Sudbury, breveté par lui, mais il ne donne pas de détails sur le principe même de cette séparation. Cette usine, actuellement en construction près de Pittsburgh, appliquerait le procédé aux mattes produites par la Canadian Copper Cy.

Méthode employée aux usines de Saint-Denis. — A l'usine de Saint-Denis, appartenant à la maison Christophle, on a traité des minerais de Calédonie par voie sèche et par voie humide conjointement; cette dernière s'appliquait notamment aux mattes cupro-nickelifères obtenues par une première fusion avec des pyrites contenant du cuivre et du nickel. Ce n'est d'ailleurs qu'une fabrication annexe; la séparation s'obtient en liqueur chlorhydrique. On commence par attaquer la matte par l'acide chlorhydrique et on utilise le dégagement d'acide sulfhydrique pour précipiter le cuivre des solutions obtenues dans des attaques précédentes.

On précipite le fer en le peroxydant par le chlorure de chaux et un courant d'air.

Enfin le nickel s'obtient sous forme de précipité hydraté gélatineux verdâtre, au moyen d'un lait de chaux. Cet oxyde peut être, soit utilisé pour faire du sulfate de nickel destiné à la galvanoplastie, soit desséché, calciné et réuni à l'oxyde obtenu par voie sèche pour être passé à la réduction.

Impuretés du nickel obtenu par voie humide. — L'inconvénient de l'oxyde de nickel précipité par la chaux est de retenir toujours une certaine quantité des impuretés du lait de chaux employé pour cette précipitation. Si on opère en liqueur de sulfates, on a en outre l'inconvénient de la présence du sulfate de chaux dissous dans l'eau retenue par le précipité gélatineux d'oxyde hydraté, qui est très volumineux. Ce sel reste dans le nickel pendant la calcination, et introduit, lors de la réduction, du soufre dans le métal. On peut éviter ce dernier inconvénient en précipitant le sulfate de chaux dissous par le chlorure de baryum, avant de faire, en liqueur chlorhydrique, la précipitation du nickel par le lait de chaux, ou bien en séparant le sulfate de chaux après la calcination en le traitant dans un creuset par le carbonate de soude. La partie non fondue est de l'oxyde purifié; mais ces procédés élèvent l'un et l'autre, notablement, les frais d'affinage par voie humide.

Cette difficulté de purification et de lavage de l'oxyde de nickel précipité par une base à l'état hydraté, gélatineux, rendait l'adoption de la voie humide proprement dite impossible pour le traitement de quantités un peu importantes, à moins d'arriver à des installations extraordinaires de cuves de précipitation, de lavage, combinées avec des filtre-presses demandant beaucoup de main-d'œuvre, pour arriver en définitive à un produit, l'oxyde hydraté pressé en galettes, contenant encore plus de 60 p. 100 d'eau.

Procédé Herrenschmidt. — Ce procédé tourne complètement cette difficulté, en ce sens que le nickel est séparé sans donner lieu à aucune précipitation et que cette séparation s'opère au sein de liqueurs très concentrées.

Sans entrer dans le détail des opérations, ce que je ne suis pas autorisé à faire, on peut indiquer qu'en principe cette séparation complète s'obtient par la cémentation du cuivre par le nickel et le fer de la matte elle-même, et qu'on obtient d'une part la totalité du nickel en solution concentrée qu'il suffit d'évaporer, de transformer en oxyde par un grillage et de réduire par le procédé ordinaire, et d'autre part un cément de cuivre qui n'a besoin que d'un raffinage pour être mis sous forme marchande.

CHAPITRE III.

PROPRIÉTÉS ET EMPLOIS DU NICKEL PUR OU ALLIÉ.

I. Nickel pur.

I. *Nickel pur.* — Le nickel à 98 ou 99 p. 100 du commerce, dont nous venons de décrire la fabrication, n'est pas, à proprement parler, un métal : c'est plutôt une éponge de parcelles métalliques réduites, agglomérées artificiellement, sans cohésion par conséquent. Pour étudier ses propriétés et en tirer parti, il faut le fondre au creuset, opération qui exige une température élevée et des soins spéciaux, car le nickel, inattaquable par les agents atmosphériques à la température ordinaire, s'oxyde plus facilement au rouge, et son oxyde, dissous dans le bain de métal, rend ce dernier cassant. Il faut éviter de même le contact du charbon qui donnerait un acier ou même une fonte de nickel en abaissant considérablement le point de fusion. On opère en général au

creuset, sous une couche de fondants, et on coule en sable ou en coquille, suivant les objets qu'on désire obtenir. C'est ainsi qu'on opère pour la fabrication des anodes fondues destinées à la galvanoplastie.

Nickel fondu pour le laminage. — Lorsque le nickel doit être laminé, on ajoute dans le creuset, quelques instants avant la coulée, une petite quantité d'un métal réducteur facilement oxydable, tel que le magnésium ou le manganèse, ou en dernier lieu l'aluminium. On doit avoir soin d'introduire ce métal dans le fond du creuset, avec un ringard en nickel pur ou en terre réfractaire. Il est probable qu'indépendamment de l'action réductrice, ces métaux oxydables, l'aluminium surtout, agissent sur l'oxyde de carbone dissous par le nickel, comme l'ont démontré les travaux récents de M. Hasfield sur l'action de l'aluminium dans la coulée de l'acier (*).

Propriétés du nickel pur. — Le nickel obtenu sous cette forme est malléable, ductile, il se forge avec facilité. Sa ténacité est intermédiaire entre celle du fer et de l'acier. D'après Deville, sa charge de rupture est de 90 kilogrammes par millimètre carré.

Il fond, comme le fer, à une température élevée, en se ramollissant à partir de 1.200 degrés. La présence du charbon le rend presque aussi fusible que la fonte. La densité du métal pur fondu est de 8,38.

Sa conductibilité électrique est à peu près celle du fer. On sait d'ailleurs que le nickel est magnétique. D'après Pouillet, il perd son magnétisme à une température de 350 degrés.

(*) Voir, à ce sujet, la communication très intéressante de M. R.-A. Hasfield sur l'acier à l'aluminium et la discussion qui l'a suivie, dans les *Transactions of the Am. Institute of M.-E.*, lors de la réunion de l'*Iron and Steel Institute* à New-York, en octobre 1890.

Il s'aimante dans les mêmes conditions que le fer doux; sous l'influence de forces magnétisantes faibles, il s'aimante cinq fois et demie plus que le fer; mais avec des forces magnétisantes considérables il s'aimante cinq fois moins. Le maximum d'aimantation est donc beaucoup plus faible que pour le fer (*).

Les alliages de nickel, sauf avec le fer et le cobalt, ne sont pas magnétiques. D'après les expériences récentes du docteur Hopkinson (**), les alliages de fer et de nickel ont les propriétés électriques suivantes :

Avec une proportion de nickel un peu inférieure à 5 p. 100, un alliage d'acier et de nickel est plus facile à aimanter que le fer forgé, spécialement pour les fortes inductions. Au contraire, l'alliage à 24,5 p. 100 de nickel ne prend pas l'aimantation à la température ordinaire; mais si on l'a exposé pendant quelque temps à une très basse température, il devient légèrement magnétique et conserve cette propriété jusqu'au delà de 500° C. Un alliage à 73 p. 100 de nickel est beaucoup plus magnétique que le précédent ou qu'un mélange de nickel et de fer opéré mécaniquement dans les mêmes proportions. Le premier des alliages cité plus haut présente, en outre, deux points critiques très marqués, à des températures distantes d'environ 65° C.; toutes les propriétés magnétiques cessent si l'on chauffe le métal au-dessus du point le plus élevé, pour réapparaître pendant le refroidissement, mais seulement au-dessous du point le plus bas. L'auteur fait observer que l'alliage non magnétique contient environ 3 molécules de fer pour 1 de nickel, mais on ne peut rien inférer de ces proportions puisque, d'un côté, la réduction de la quantité de nickel à 5 p. 100 donne un métal très magnétique, et que l'augmentation

(*) Arndsten. *Ann. de Poggendorf*, t. CIV, p. 587.
(**) *Génie civil*, t. XVIII, p. 31.

à 73 p. 100 augmente également la tendance à l'aimantation, quoique dans des proportions moindres.

Trempe. — La question de la trempe du nickel n'a pas encore été complètement étudiée. Niée tout d'abord par Boussingault, qui n'avait probablement pas à sa disposition à cette époque (1878) du nickel suffisamment purifié, il a été reconnu depuis que le nickel formait avec le carbone de véritables aciers et de véritables fontes. La question est actuellement à l'étude, et il est probable que, d'ici à peu de temps, les conclusions de ce travail seront publiées.

Je n'insisterai pas davantage sur les propriétés physiques et chimiques du nickel; je me bornerai à faire connaître les applications industrielles qui en ont été faites.

Placage à chaud du nickel sur le fer. — Le nickel se lamine à chaud aussi facilement que le fer. Il se forge, avons-nous dit, et se soude à lui-même et au fer. Cette dernière propriété a donné naissance en Allemagne, en Suisse et en France, à l'industrie du plaqué de nickel, qui consiste à souder deux plaques, d'épaisseurs relatives déterminées, l'une de nickel, l'autre de fer doux, préalablement bien décapées, et à les laminer ensemble. Les deux métaux ayant des coefficients d'écrasement voisins, conservent pendant le laminage des épaisseurs proportionnelles, de façon qu'on peut obtenir à volonté des placages au dixième, au vingtième, etc. On peut aussi plaquer le fer sur ses deux faces et l'employer aux lieu et place du nickel pur pour une foule d'usages et d'objets domestiques, d'autant plus que ce placage à chaud, véritable soudure, n'a pas le défaut de s'écailler à l'usage comme le dépôt galvanique. On fabrique en vertu du même principe, des fils plaqués de nickel, qu'on tréfile au

numéro voulu. La même opération, tant pour le plaqué que pour les fils, peut se faire avec le nickel allié au cuivre.

Ces tôles, plaquées sur une ou deux faces, peuvent prendre un beau poli inaltérable à l'air. On les emploie notamment dans la fabrication des réflecteurs paraboliques pour lanternes, aux lieu et place des réflecteurs argentés. Leur entretien est beaucoup moins coûteux et leur poli est aussi vif que celui de l'argent, quoique d'un éclat plus sombre. Ils sont aussi plus difficiles à rayer.

Ces tôles en fer doux se prêtent d'ailleurs à l'emboutissage pour la fabrication des objets de cuisine, de carrosserie, etc.

Indépendamment du plaqué, le nickel pur, en feuilles et en fils, entre de plus en plus dans les usages courants. Comme il est moins malléable et moins facile à fondre ou à mouler que le cuivre ou le laiton, l'outillage des fabricants qui emploient ces derniers métaux est insuffisant pour utiliser le nickel; de là un certain arrêt dans le développement de la fabrication des objets destinés aux usages domestiques.

Les fils de nickel sont très employés dans la passementerie. Lyon est le centre d'une industrie spéciale de galons dorés et argentés, fourrés de nickel, qui ne ternissent pas à l'usage comme ceux fourrés de métal blanc ou de laiton.

Nickelage. — Enfin le nickel pur est employé sous forme d'anodes fondues ou laminées, pour déposer à la surface d'objets variés, préalablement bien décapés, une mince couche de nickel électrolytique auquel on donne ensuite le brillant par polissage. Becquerel a, le premier, fait connaître un procédé de nickelage galvanique des métaux à l'aide d'une dissolution neutre de sulfate double de nickel et d'ammoniaque. Ce sel est encore la base des

bains actuellement employés et dont les formules varient à l'infini. Le point important est que la composition du bain ne change pas et qu'il reste neutre pendant la durée de l'opération. On y arrive en y plongeant des anodes de nickel pur qui se dissolvent au fur et à mesure que le dépôt métallique s'effectue sur les objets à nickeler.

Il faut pour le nickelage un courant très fort. Un bain de 200 à 300 litres, par exemple, exige six éléments Bunsen de 22 centimètres. On emploie donc de préférence les machines dynamo-électriques. La préparation du bain de nickelage comporte en général une solution aqueuse de sulfate de nickel ammoniacal à 7 ou 8 p. 100, soit 70 à 80 grammes de métal dissous par litre. Le bain doit rester neutre au papier de tournesol. On y ajoute fréquemment un produit dénommé sel neutre dans le commerce, mélange de phosphate et de bicarbonate de soude avec du sulfate d'ammoniaque. Le phosphate et le bicarbonate augmentent la conductibilité du bain (*).

On peut, au lieu d'anodes en nickel, employer des anodes positives insolubles en charbon de cornue. Dans ce cas, le bain doit être nourri avec des cristaux de sulfate de nickel ammoniacal. On précipite les métaux étrangers qui peuvent souiller le bain par l'addition journalière d'une petite quantité de sulfure de sodium.

Les bains chauds donnent des précipités plus brillants, mais moins solides que les bains froids. Quand l'objet sort du bain, on l'immerge dans de l'eau chaude, puis on le dessèche dans de la sciure de bois; enfin on le met dans un drap et on le polit au brunissoir.

Nickel poli. Nickel vif. — Il faut distinguer entre la préparation du nickel poli et du nickel vif. Dans la

(*) E. Japing. *L'Électrolyse, la Galvanoplastie et l'Électrométallurgie.*

première, il s'agit de traiter des objets déjà polis. Les objets étant décapés et dégraissés, on les plonge dans un bain d'acide nitrique ou d'eau régale. Lorsque le polissage a été bien fait, la couche métallique superficielle est promptement enlevée. On lave alors à grande eau et on porte la pièce dans le bain.

Le nickel vif se fait avec des objets non polis, mais qui doivent être décapés avec d'autant plus de soin. Si les objets à nickeler sont en fer, en acier ou en fonte, on les plonge pendant quinze à vingt minutes dans une solution bouillante à 20 p. 100 de potasse, puis dans l'eau saturée de potasse et de chaux éteinte. On les brosse vivement et on les met dans le bain. Il est avantageux aussi de commencer le dépôt dans un bain froid et de le terminer à chaud. On a ainsi une plus grande adhérence du dépôt et un plus beau poli de l'objet. On avive l'éclat très économiquement en agitant les objets au sortir du bain, après les avoir préalablement lavés et séchés, dans un sac contenant de la sciure de bois et du rouge à polir.

Pour recouvrir de nickel des objets non métalliques, il faut produire à leur surface un dépôt de cuivre, que l'on recouvre ensuite de nickel.

Le nickelage donne aux objets une belle apparence : il les met à l'abri de la rouille et augmente peu leur prix; malheureusement la couche ainsi déposée a généralement peu d'adhérence, malgré les précautions prises, et il est certain que, si le nickel avait dû se borner à cet emploi, il n'aurait jamais eu de grands débouchés.

Procédé Powell. — Powell, de Cincinnati, a trouvé qu'une addition d'acide benzoïque à un sel de nickel suffit pour produire, par galvanoplastie, un bel enduit, blanc d'argent, adhérent et uniforme. De plus, grâce à cette addition, la solution se conserve plus longtemps, les

anodes se dissolvent rapidement et la densité du liquide ne change pas. La quantité à ajouter n'est pas arbitraire : elle varie de 1 gramme à 8 grammes par litre de solution, selon sa nature. L'avantage de cette découverte consiste en ce qu'on n'a plus besoin d'employer des sels de nickel chimiquement purs, ni de précipiter les traces de métaux étrangers par le sulfure de sodium, l'influence nuisible de ces impuretés se trouvant annihilée par la présence de l'acide benzoïque.

Nouveaux procédés de nickelage (*). — Jusqu'ici le nickelage s'est fait par voie galvanique. Voici un nouveau procédé basé sur une réaction très curieuse du nickel.

MM. Mond, Land et Quincke ont montré récemment que si on fait passer du gaz oxyde de carbone sur du nickel maintenu à 30 degrés environ, les deux corps s'unissent pour donner une combinaison que l'on peut condenser en un liquide bouillant à 43 degrés : le nickel doit provenir de la réduction de l'oxyde par l'hydrogène. Ce liquide très volatil peut se dissoudre dans la benzine et le pétrole. En vapeur ou en dissolution, il se décompose avec un dépôt brillant de nickel sous l'influence d'une légère élévation de température.

Pour effectuer le nickelage, les objets sont immergés dans la solution ou dans la vapeur chauffée à une température convenable. Si on veut obtenir de la galvanoplastie de nickel ou des plaques de métal, on emploie des surfaces déposantes enduites d'une couche de graphite.

Les procédés de M. Mond sont très pratiques dans le laboratoire ; ils sont basés sur une réaction absolument inattendue, qu'il m'a paru intéressant de signaler.

(*) *Revue scientifique*, t. XLVIII, 2e semestre, p. 351.

II. Alliages du nickel.

Nous examinerons successivement les alliages avec le cuivre et avec le fer :

Alliages avec le cuivre. — Le nickel s'allie facilement au cuivre en toute proportion. Son action s'exerce en premier lieu sur la couleur de l'alliage. Dès que sa proportion atteint 6 à 7 p. 100, le métal blanchit ; à 15 p. 100, l'alliage est nettement blanc et cette proportion n'est dépassée que lorsqu'on tient à obtenir une blancheur parfaite. A 25 p. 100 on atteint le maximum d'effet, et un alliage de ce genre est susceptible de prendre un beau poli, avec un reflet clair analogue à celui de l'argent. Les agents atmosphériques ternissent ce reflet, mais assez lentement. Au delà de 25 p. 100, l'accroissement de la proportion de nickel n'a plus d'effet sur la couleur.

L'addition d'une petite quantité de cobalt permet d'obtenir une blancheur parfaite de l'alliage, même avec une proportion de nickel ne dépassant pas 16 p. 100. La silverine ou argentan a une composition basée sur ce fait. Voici les formules d'alliage de l'argentan, brevetées par M. Pirsch :

Cu.	79,50	75,00	71,00
Ni.	16,00	16,00	16,50
Co.	1,00	2,00	1,25
Zn.	1,00	2,25	7,50
Sb.	1,00	2,75	2,50
Al.	0,50	0,50	»
Fe.	1,00	1,50	1,25

Classification de ces alliages. — Cette dernière formule est celle d'un véritable maillechort. Il règne d'ailleurs une confusion constante entre les noms et la composition des alliages binaires, ternaires et multiples du nickel,

connus sous la dénomination générale de métaux blancs.

Maillechort. — On désigne plus communément sous le nom de maillechort un alliage de nickel, cuivre et zinc, contenant au maximun 15 p. 100 de nickel ; le reste est formé de deux parties de cuivre pour une de zinc.

Silverine, argentan, etc. — La silverine, l'argentan, le packfong, etc., contiennent, en outre, d'autres métaux, tels que l'étain, le bismuth, l'antimoine, destinés à donner de la fusibilité et une belle couleur, aux dépens en général, de la ductilité. Une certaine quantité de fer est généralement ajoutée, à moins que le nickel employé n'en contienne déjà, pour donner de la dureté à l'alliage. Le zinc produit un effet similaire. L'alliage binaire de 90 de zinc et 10 de nickel se réduit facilement en une poudre galvanique, vendue pour cet usage sous des noms divers.

Fabrication de ces alliages. — La préparation, la fusion et surtout la coulée de ces alliages sont des opérations fort délicates et demandent des fondeurs habiles pour obtenir couramment des lingots sains. Quelle que soit la composition à laquelle on veut arriver, on doit toujours commencer par fondre un alliage 50/50. On ajoute ensuite le cuivre nécessaire pour obtenir le titre. Il est indispensable que le cuivre ajouté soit de qualité égale à celui qui entre dans la composition du 50/50. C'est ce qui explique la raison pour laquelle certains fondeurs soigneux veulent préparer eux-mêmes cet alliage. Lorsque la fusion est bien complète et tranquille dans le creuset, on agite avec un ringard en terre réfractaire, on écume et on ajoute le ou les métaux oxydables qui complètent l'alliage. On brasse aussitôt avec une perche de bois vert et on coule, généralement en coquille, en évitant de laisser couler le métal sur les parois du moule.

Laminage et recuit. — A l'inverse du cuivre et du

nickel, les métaux blancs se laminent à froid. Le maillechort exige plusieurs réchauffages pour être mis en feuilles. Ces réchauffages demandent des précautions minutieuses qu'il serait trop long d'énumérer ici. On doit opérer en tout cas à l'abri des gaz de la chauffe, dans des moufles, à moins qu'on emploie des gazogènes au bois, ainsi qu'on le fait aux usines de Berndorf (Autriche), un des principaux centres de fabrication des alliages à base de nickel.

Alliage binaire 20/80. — L'alliage binaire 20/80 (20 p. 100 de nickel, 80 p. 100 de cuivre), préparé dans des conditions convenables, peut se laminer et s'emboutir à froid avec un simple recuit, sans réchauffage intermédiaire. C'est, de tous les métaux blancs, celui qui a été le mieux étudié, à cause de l'application qui en a été faite à la fabrication des enveloppes de balles pour les nouvelles armes de guerre de petit calibre et à grande vitesse initiale. L'adoption de ce nouvel armement entraînait la nécessité de modifier le projectile, qui se serait déchiré ou tout au moins déformé dans le canon, si on s'était contenté de le faire en plomb durci comme par le passé. Il fallait donc recouvrir la balle d'un étui rigide formé d'un métal suffisamment malléable pour épouser la forme des rayures et ne pas user l'arme et susceptible d'autre part de ne pas se déformer lors de l'explosion. Enfin, il fallait un métal peu oxydable pour assurer la conservation des approvisionnements de munitions de guerre.

Ces conditions multiples paraissent réalisées par l'alliage 20/80, adopté par la plupart des nations d'Europe pour leur nouvel armement. Les enveloppes sont fabriquées par emboutissages successifs de rondelles prélevées sur des plaques d'alliage amenées à l'épaisseur voulue par un laminage préalable. C'est somme toute, en petit,

un procédé analogue à celui par lequel on obtient les projectiles emboutis, en acier, qui se fabriquent dans le bassin de la Loire.

Propriétés de cet alliage. — Les planches de métal 20/80 présentent à la fois des qualités de résistance à la rupture qui dépassent celles des meilleurs laitons, tout en conservant un coefficient d'allongement élevé. Ainsi, dans les essais des alliages destinés à la fabrication des enveloppes de balles, on obtient pour le métal *brut de coulée :*

R (charge de rupture par millimètre carré). . .	28 à 31 kilogr.
A (allongement pour 100)	25 à 35 —
A monte exceptionnellement à	39 —

On a cru remarquer que c'était lorsque la proportion de fer était moindre dans l'alliage qu'on obtenait le coefficient maximum d'allongement.

Après laminage à froid du lingot brut de coulée, on obtient naturellement un métal complètement écroui ayant les coefficients suivants :

R = 60 à 62 kilogr.
A = 3 à 4 p. 100.

Après le recuit, donné dans les meilleurs conditions possibles, on a

R = 33 à 40 kilogr.
A = 32 à 39 p. 100.

Entre ces deux limites, on peut avoir naturellement tous les degrés d'écrouissage, par exemple :

R = 45 kilogr.
A = 18 p. 100.

Le recuit est une opération fort délicate et qui demande, outre un tour de main spécial, certaines précautions que les fabricants tiennent cachées, mais qui ont toutes pour but d'éviter l'oxydation du métal. Le procédé le plus sûr

est de séparer les feuilles à recuire, mises en paquets, par des feuilles de papier carton qui se carbonise pendant l'opération. L'alliage mal recuit voit ses propriétés élastiques diminuer d'une manière extraordinaire. Par exemple on trouvera pour un métal « brûlé » :

R = 30 kilogr.
A = 1 p. 100.

Dans ce cas la rupture de la barrette se produit sans striction.

D'une manière générale, on considère le recuit comme mauvais toutes les fois que la charge de rupture est inférieure à 33 kilogrammes et qu'en même temps l'allongement n'atteint pas 30 p. 100.

La limite élastique du métal bien recuit varie de 11 à 15 kilogrammes par millimètre carré.

Celle du métal laminé non recuit (R = 60^{kg}) doit être au moins de 45 kilogrammes.

Comme terme de comparaison avec le cuivre, on sait que le cuivre recuit offre les éléments de résistance suivants :

R = 25^{kg},1,
A = 34,1 p. 100.

Fabrication des foyers de locomotives. — Une application toute indiquée de ces propriétés de l'alliage 20/80 est celle des foyers de locomotive aux lieu et place du cuivre. On sait que la grosse difficulté dans la fabrication de ces pièces est, outre la largeur des plaques à laminer qui atteint couramment 3^{m},50, d'obtenir des surfaces bien saines, exemptes de pailles, soufflures ou autres défauts qui, devenant en service des centres d'oxydation, abrègent la durée des foyers. L'inoxydabilité relative des métaux blancs leur donne à ce point de vue un premier avantage. Mais ces plaques doivent être purgées au burin, au fur et à mesure que le laminage s'avance, des défauts qui peuvent se révéler.

La facilité avec laquelle l'alliage 20/80 s'écrouit le rend particulièrement propre à la fabrication des plaques tubulaires de foyer, qui doivent être écrouies au marteau dans la région qui reçoit les tubes, de façon à permettre le forçage des tubes et à produire l'étanchéité du joint.

Il y avait à l'Exposition de 1889 de très beaux spécimens de ces plaques, exposés par la Société des Métaux.

Cette facilité d'écrouissage du métal se met facilement en évidence de la manière suivante. Sur une barrette d'essai, on martèle une série de points équidistants, puis on la soumet à un effort de traction suffisant pour dépasser la limite d'allongement du métal. On voit alors la barrette prendre la forme d'une série de renflements, formés par les points martelés et écrouis, réunis par les parties uniformément amincies qui n'ont pas été battues. Le point de striction se produit à la limite d'un ou des renflements martelés.

Le martelage ne produit pas seulement un écrouissage superficiel, car on peut répéter l'expérience sur un barreau martelé, préalablement raboté sur ses deux faces de manière à le débarrasser de la couche superficielle de métal. Le même phénomène des renflements se produit, démontrant ainsi l'action de l'écrouissage jusqu'au cœur du métal.

Fabrication des couverts. — La fabrication des couverts et des objets argentés dits « Ruolz » ou « Alfénide » ou « Christophle », du nom des principales maisons françaises qui s'occupent de ce genre d'articles, constitue un important débouché pour le nickel. On connaît le principe, qui consiste à recouvrir électrolytiquement un objet estampé ou coulé, d'une couche plus ou moins épaisse d'argent. Dans les débuts, le métal sur lequel se faisait le dépôt était du laiton, mais il a été rapidement abandonné et remplacé par du maillechort, qui a l'avantage de ne

pas apparaître en jaune lorsque l'usure a enlevé en partie l'argenture superficielle.

En Amérique, on se contente même, pour les usages les plus communs, de couverts en métal blanc non argentés, simplement polis, qui remplacent pour les marchés de l'ouest les anciens couverts d'étain. C'est par centaines de tonnes d'alliage que se chiffre annuellement la consommation pour ce seul objet. La vallée de Waterbury, en Pensylvanie, est le centre de cette fabrication, favorisée par l'existence de nombreuses chutes d'eau et par le groupement de toute une population exercée de longue date à l'emploi du nickel et des métaux blancs. On sait que ce centre industriel est rendu célèbre par sa fabrication de mouvements de montres et de boîtiers de montre en nickel ou nickelés, à bon marché, qui se vendent dans le monde entier.

Monnaies de nickel. — Une revue des applications du nickel ne peut passer sous silence celle qui a le plus fait, on peut le dire, pour vulgariser ce métal. C'est la monnaie de billon en nickel, ou plus exactement en métal blanc, adoptée déjà par un assez grand nombre de pays, surtout dans le Nouveau-Monde, en remplacement de celle en cuivre. La majorité des États qui font partie de l'Union monétaire n'a pas renoncé encore à l'usage de la monnaie de billon en cuivre, malgré ses inconvénients reconnus.

Voici la liste des États qui ont émis une monnaie de nickel, ainsi que la date des premières émissions dans chacun de ces pays :

	Émissions.
Les États-Unis de l'Amérique du Nord	1853, 1864, 1869, 1871, etc.
La Suisse	1858, 1871, 1881, 1883, 1889 (*).

(*) Émission de pièces de 20 centimes en nickel pur.

La Belgique	1861, 1862, 1863.
Costa-Rica	1867.
Le Pérou	1863, 1864.
Honduras	1869, 1870.
La Jamaïque	1871.
Le Brésil	1871.
Le Chili	1871.
L'Empire d'Allemagne	1874, 1876, 1888 (*).
Les États-Unis de Colombie	1874.
Le Japon	1875.
Le Vénézuéla	1876, 1886.
Le Mexique	1882 (**).
La Serbie	1883.
Ecuador	1884.
La Bulgarie	1887.
La Roumanie	1891.
La République argentine	1891.

Les coupures sont en général de 5, 10 et 20 centimes (ou pfennigs). Pour ces dernières, la Suisse et l'Allemagne ont frappé des pièces en nickel pur, plus difficiles à contrefaire et moins sujettes au frai. Elles ont remplacé les pièces de 20 centimes en argent à bas titre, de dimensions trop faibles, qui circulaient difficilement. Aux États-Unis on a adopté un type de 5 cents (0f,26 environ) dont on frappe chaque année une certaine quantité en vue des besoins croissants de la population.

Monnaie française. — En France, la question du remplacement du billon de cuivre par le nickel est à l'ordre du jour depuis un certain temps déjà. On objecte, à l'encontre, la facilité des erreurs dans le maniement de la monnaie, à cause de la similitude de module et de couleur des pièces en nickel et en argent. La preuve est cependant faite dans les pays ayant la monnaie de nickel;

(*) Émission de pièces de 20 pfennigs en nickel pur.
(**) Cette monnaie a été retirée peu de temps après sa mise en circulation.

on s'habitue à la manier sans difficulté et sans erreur. Il est d'ailleurs facile de donner un relief suffisant au chiffre indiquant la valeur pour permettre la distinction immédiate au toucher, surtout en laissant une tranche lisse à ces pièces. On pourrait aussi, comme on l'a proposé, frapper des pièces dodécagonales, ou même percées au centre, à la façon des sapèques. On les enfilerait sur des broches pour faciliter leur comptage; c'est une forme qui serait certainement bien accueillie dans nos colonies d'Extrême-Orient, qui n'ont pas encore de monnaie française et où tous les paiements se font en piastres.

L'emploi du nickel dans la monnaie ne constitue d'ailleurs qu'un débouché temporaire et limité de métal, mais il aide indirectement à sa propagation. On a calculé que, pour l'émission totale française, destinée à remplacer les 75 millions de francs (valeur nominale) de billon de cuivre actuellement en circulation, il suffirait de 600 tonnes de nickel pur, en supposant que l'alliage monétaire adopté soit du 20/80. Cette quantité suffirait pour émettre 80 millions (valeur nominale) de monnaie de nickel, ce qui permettrait, en tenant compte d'une part de la valeur intrinsèque marchande du bronze démonétisé, et d'autre part des frais d'achat du métal et de sa frappe, de réaliser cette réforme sans charge pour le budget. Une augmentation de circulation de la monnaie de billon en France aurait pour résultat de faire refluer à l'étranger le cuivre italien et espagnol qui circule, par tolérance, en assez grande quantité, surtout dans le voisinage des frontières.

Monnaie du Mexique. — Il ne faut pas d'ailleurs procéder à des émissions inconsidérées de ce genre de monnaie, qui n'est somme toute qu'une monnaie purement fiduciaire et d'appoint. L'émission du Mexique (1882), qui a dû être retirée peu de temps après sa mise en circulation, sous la pression de l'opinion publique, en est une preuve. Le gouvernement avait voulu à cette époque émettre une quantité de monnaie hors de proportion avec les besoins du pays, et pour atteindre son but, il l'écoulait par ses caisses publiques. Il fallut tout retirer, et jeter ces pièces, refondues en lingots, sur le marché du nickel en Europe, ce qui faillit amener une crise grave dans le commerce de ce métal. Il ne s'agissait pourtant que de 400 tonnes d'alliage, mais à cette époque les emplois du nickel étaient encore très restreints. Il a fallu que son adoption pour l'armement des troupes fût décidé pour lui donner un essor définitif.

Ce sont encore les études relatives au perfectionnement du matériel de guerre, la recherche de revêtements cuirassés pour la marine, susceptibles de résister aux projectiles de rupture en acier chromé, qui ont fait faire dans ces derniers temps un progrès considérable au nickel comme alliage avec l'acier.

Alliages avec le fer et l'acier. — Depuis plusieurs années déjà, un des promoteurs du ferro-nickel et de l'acier-nickel, M. Henry Marbeau, avait attiré l'attention sur les propriétés remarquables des alliages de cette nature et sur l'influence qu'une dose même faible de nickel a sur leur coefficient de résistance à la rupture et sur celui d'élasticité. La trempe elle-même était modifiée, donnant des aciers très durs pour outils de tour et néanmoins pas aigres. La question fut reprise par les principales aciéries françaises, notamment par le Creusot, et le résultat de ces études a été le succès retentissant des plaques d'acier-nickel essayées par la marine des États-Unis à Annapolis en octobre 1890.

Application aux plaques de cuirassés. Essais d'Annapolis. — Rappelons rapidement les conditions dans les-

quelles ont eu lieu ces essais. La commission, présidée par le contre-amiral Kimberly, avait à examiner trois plaques de blindage et à en faire l'essai comparatif, à savoir : une en acier, une en acier-nickel, toutes deux présentées par MM. Schneider et Ce du Creusot, une en métal compound, c'est-à-dire partie en acier et partie en fer forgé, fabriquée par MM. Cammell et Ce de Sheffield.

Les trois plaques étaient fixées sur des matelas en bois au moyen de boulons. Les épaisseurs moyennes étaient les suivantes :

Plaque compound	272mm,28
Plaque acier	268mm,47
Plaque nickel-acier	264mm,66

Les plaques étaient disposées sur les cordes d'un cercle dont le centre était occupé par le pivot de l'affût; la bouche du canon était à 8m,534 du centre de la plaque sur laquelle il était pointé, l'axe du canon normal à la surface de chaque plaque.

On s'est servi d'un canon de 152mm,4, rayé, se chargeant par la culasse, d'une longueur de 35 calibres et monté sur un affût à pivot central. La charge employée était de 20kg,1585 de poudre brune prismatique, fabriquée par MM. du Pont. La vitesse au choc était de 632m,46 par seconde, l'énergie de 1.375.222 kilogrammètres.

Les projectiles étaient des projectiles de rupture Holtzer de 152mm,4, le rayon de l'ogive de deux calibres ; on avait ramené tous les projectiles au poids normal de 100 livres (45kg,300) en les remplissant de sable et de fragments de fer.

Quatre coups furent tirés dans ces conditions sur chacune des plaques ; dès le troisième coup, la plaque compound était hors de service, un grand morceau de la couverte d'acier se trouvant séparé du fer forgé et cette couverte elle-même étant complètement brisée ; tous les projectiles l'avaient traversée.

Les plaques du Creusot, tant en acier qu'en acier-nickel, avaient supporté cette première partie de l'épreuve d'une manière à peu près équivalente. Aucun des projectiles n'avait traversé, et il n'y avait pas de traces de fentes ni dans l'une ni dans l'autre.

Le cinquième coup a été tiré avec un canon de 203mm,2. Son pivot était à 1m,97 en arrière du pivot du canon précédent, sa bouche à 9m,142 des plaques.

La charge était de 38kg,505 de poudre brune prismatique fabriquée par MM. du Pont. La vitesse au choc de 563m,88 par seconde, l'énergie au choc de 2.295.716 kilogrammètres.

Les projectiles étaient des projectiles de rupture Firth, amenés au poids de 95kg,130 au moyen de sable.

La plaque tout acier se fend en forme d'X irrégulier passant par les quatre points d'impact précédents. Ces fentes se prolongent jusqu'à l'extrémité de la plaque.

La plaque de nickel-acier ne présente pas de fente. Le projectile pénètre de 133mm,3 dans l'intérieur de la plaque et s'y brise, une partie de la tête demeurant dans le trou.

En résumé (*), la plaque compound a été perforée par tous les projectiles et sa couverte d'acier détruite. Deux des projectiles ont complètement traversé la plaque et le matelas.

Les deux plaques d'acier ont retenu tous les projectiles ; la plaque tout acier présente une résistance légèrement plus grande que la plaque en nickel-acier, mais la première a été sérieusement fendue par le projectile de 203 millimètres, tandis que la seconde demeura sans fente. La Commission, par conséquent, place les trois plaques essayées dans l'ordre de mérite relatif suivant : 1, nickel-acier; — 2, acier; — 3, compound.

(*) Conclusions de la commission américaine des essais au polygone de l'artillerie de marine. Annapolis, 11 octobre 1890.

Ces essais ont eu pour conséquence l'adoption par la marine américaine des cuirasses en acier-nickel pour la protection des navires qu'elle a actuellement sur ses chantiers. MM. Carnegie and C°, de Pittsburgh, ont obtenu dès 1890, des résultats satisfaisants, en opérant, il est vrai, sur des quantités restreintes, mais leurs premiers essais leur avaient donné un métal ayant les qualités suivantes :

Limite d'élasticité (par millimètre carré)	42^{k},36
Charge de rupture —	70^{k},54
Allongement pour 100	15,5
Réduction de surface au point de rupture, pour 100.	26,5 et 29,5
Proportion du nickel dans l'acier, pour 100	3,16

Essais de tir d'Indian Head. — Ces essais, qui ont eu lieu le 31 octobre et le 14 novembre 1891, montrent que les usines américaines sont arrivées à des résultats très remarquables, en peu de temps, pour la fabrication des plaques en acier nickel.

Le champ de tir d'Indian Head est situé sur le banc de Maryland, dans la rivière Potomac, à 21 milles de Washington.

L'essai du 31 octobre 1891 comprenait (*) :

1° Une plaque au nickel fortement carburée de Bethlehem ;

2° Une plaque au nickel peu carburée de Carnegie ;

3° Une plaque d'acier peu carburée de Bethlehem traitée d'après le procédé Harvey.

L'essai du 14 novembre 1891 comprenait :

4° Une plaque au nickel fortement carburée de Carnegie : cette plaque était trempée à l'huile et recuite ;

5° Une plaque au nickel peu carburée de Carnegie, traitée d'après le procédé Harvey (carbone 0,24 ; nickel 3 p. 100) ;

6° Une plaque au nickel fortement carburée de Bethlehem, traitée d'après le procédé Harvey (carbone 0,35 ; nickel 3 p. 100).

(*) L. Baclé : Les plaques de blindage en métal mixte et en acier. (*Génie civil*, t. XX, n°s 10 et 11.)

En résumé, toutes ces plaques, sauf une, étaient en acier-nickel et trois étaient traitées d'après le procédé Harvey. Les deux usines américaines étaient représentées chacune par trois plaques.

La plaque n° 1, dite fortement carburée, tenait 0,38 de carbone. La plaque n° 2, peu carburée, tenait 0,22 de carbone, 0,025 de phosphore et 3,09 de nickel. La plaque n° 4 tenait 0,45 de carbone, 0,01 de phosphore, 0,65 de manganèse et 3,06 de nickel. Son homogénéité laissait d'ailleurs à désirer.

Les épreuves des six plaques ont eu lieu dans les mêmes conditions qu'à Annapolis.

Le tableau ci-après indique les résultats des essais, comparés à ceux exécutés au polygone de Gavre, en juillet 1891, sur les plaques d'acier-nickel du Creusot.

NUMÉROS DES PLAQUES	NATURE du métal.	NOM du navire	DATE de l'essai	LIEU de l'essai	DIMENSIONS des plaques			PROJECTILES			NOMBRE de coups tirés et nature des projectiles	VITESSE DE PERFORATION Plaque en fer	RAPPORTS		PÉNÉTRATION	EFFETS produits sur les projectiles	EFFETS produits sur la plaque
					Longueur	Largeur	Épaisseur	Calibre	Poids	Vitesse			de la vitesse de tir à la perforation	du diamètre des projectiles à l'épaisseur			
»	Acier au nickel du Creusot.	Tir d'étude en France.	Juillet 1891.	Gavre.	2,518	2,520	0,265	0,16	45	658	5 acier forgé.	521	1,36	0,69	0,309 0,393 0,283 0,428 0,344	1 projectile est cassé, tous restent dans l'empreinte.	La plaque a quelques fentes fines.
»	Acier au nickel du Creusot.	Tir d'étude en France.	Juillet 1891.	Gavre.	2,518	2,520	0,265	0,24	144	409	3 fonte dure. Châtillon-Commentry.)	372	1,10	1,00	0,156 (non indiqué pour les 2 autres).	Projectiles brisés en gros fragments.	La plaque présente deux grandes fentes à angle droit.
1	Acier carburé au nickel Bethlehem.	Essai américain.	31 oct. 1891.	Indian head.	2,438	1,828	0,266	0,152 0,203	45,36 95,25	632 533	4 acier Holtzer. 1 ac. Firminy.	495 422	1,26 1,25	0,58 0,76	0,31 0,39	4 projectiles rebondissent, 1 enfoncé.	Trois fentes.
2	Acier peu carburé au nickel Carnegie.	Essai américain.	31 oct. 1891.	Indian head.	2,438	1,828	0,266	0,152 0,203	45,36 95,25	632 533	4 acier Holtzer. 1 ac. Firminy.	495 429	1,26 1,25	0,58 0,76	0,52 0,52	Projectiles enfoncés, 1 seul cassé.	Crique transversale de 0,01 de largeur.
3	Acier peu carburé Bethlehem Harvey.	Essai américain.	31 oct. 1891.	Indian head.	2,438	1,828	0,266	0,152 0,203	45,36 95,25	632 533	4 acier Holtzer. 1 ac. Firminy.	495 422	1,26 1,25	0,58 0,76	0,20 1,06	Projectiles arrêtés.	Fentes transversales.
4	Acier carburé nickel Carnegie.	Essai américain	14 nov. 1891.	Indian head.	2,438	1,828	0,266	0,152 0,203	45,36 113,40	632 518	4 acier Holtzer. 1 Carpenter.	495 389	1,26 1,33	0,58 0,76	0,30 0,24	Projectiles rebondissent, 3 brisés, 2 fendus.	Deux fentes transversales.
5	Acier peu carburé Carnegie Harvey.	Essai américain.	14 nov. 1891.	Indian head.	2,438	1,828	0,266	0,152 0,203	45,36 113,40	632 518	4 acier Holtzer. 1 Carpenter.	495 389	1,26 1,33	0,58 0,76	0,38 0,40	3 projectiles arrêtés entiers, 2 rebondissent.	Fentes radiales.
6	Acier carburé Bethlehem Harvey.	Essai américain.	14 nov. 1891.	Indian head.	2,438	1,828	0,266	0,152 0,203	45,36 95,25	632 533	4 acier Holtzer. 1 ac. Firminy.	495 422	1,26 1,25	0,58 0,76	0,32 0,32	Idem.	Deux grandes fentes.

Les deux plaques en acier au nickel fortement carburées (nos 1 et 4) ont présenté, sous l'action du projectile de 203 millimètres, des fentes marquées, témoignant que le métal était trop dur.

La plaque n° 3, en acier nickel peu carburé, traitée d'après le procédé Harvey, se montra au contraire trop douce, car les projectiles de 152 millimètres restèrent engagés dans la plaque et celui de 203 millimètres pénétra dans la muraille de bois. La plaque de Carnegie, préparée dans les mêmes conditions (n° 5) eut des pénétrations plus faibles et présenta moins de criques.

La plaque n° 2, qui n'était pas traitée par le procédé Harvey, présenta une pénétration moyenne très considérable ; le projectile de 203 millimètres, y détermina des fentes graves.

La plaque fortement carburée de Bethlehem, traitée d'après le procédé Harvey, donne les pénétrations moyennes les plus faibles, mais elle devait manquer d'homogénéité.

La commission américaine propose de continuer les expériences en opérant sur deux plaques d'acier nickel Carnegie traitées par le procédé Harvey, l'une à faible teneur et l'autre à forte teneur en carbone.

Le procédé Harvey consiste dans une sorte de cémentation progressive, au moyen de laquelle la plaque se trouve amenée à une teneur en carbone régulièrement décroissante depuis la face avant jusqu'au cœur de la plaque. On opère dans un four à réchauffer.

M. Harvey applique aussi ce procédé à la préparation des tubes à canons, dans le but de leur donner une plus grande dureté superficielle, tant à l'intérieur qu'à l'extérieur, sans atténuer la malléabilité du métal intermédiaire.

Propriété de l'acier-nickel. — D'après les recherches

que M. Mercadier (*) poursuit sur l'élasticité de l'acier, qui l'ont amené à étudier les aciers-nickel, l'incorporation du nickel à l'acier, en quantité suffisante, augmente l'homogénéité de la masse et lui confère une isotropie presque complète.

Méthode de M. Mercadier. — On sait que la méthode de M. Mercadier, méthode acoustique fondée sur la théorie des plaques circulaires vibrantes, permet de déduire le coefficient d'élasticité, de la détermination de deux sons : le son fondamental d'un disque circulaire et son premier harmonique. Elle substitue ainsi une expérience précise de laboratoire, qui n'altère en rien le métal, aux essais ordinaires d'allongement sur le banc d'essai, qui, en déformant considérablement le corps employé, peuvent modifier ses propriétés élastiques. Elle donne en outre (ce que ne fournit pas la méthode par allongement) le degré d'homogénéité du métal et son degré d'isotropie, c'est-à-dire de symétrie complète dans tous les sens, autour d'un point quelconque, et indique aussi la façon dont varient les propriétés physiques dans les différentes directions, données importantes au point de vue des applications.

Les expériences ont porté sur des aciers-nickel fabriqués par les usines du Creusot à 5,5 p. 100 et à 25 p. 100 de nickel.

1° Deux disques à 5,5 p. 100 de nickel, quoique provenant de la même coulée, ne présentent pas la même homogénéité et sont aussi éloignés de l'isotropie que les aciers ordinaires ; leur coefficient de contraction transversale a été trouvé respectivement de 0,348 et 0,307, nombres très voisins de ceux trouvés pour l'acier pur.

2° Au contraire, les disques à 25 p. 100 de nickel sont

(*) *Comptes rendus*, séance du 6 juillet 1891.

parfaitement homogènes et presque parfaitement isotropes ; en calculant le coefficient de contraction transversale d'après la formule

$$\sigma = \frac{\lambda}{2(\lambda + \mu)},$$

on trouve, pour l'un $\sigma = 0{,}227$ et pour l'autre $\sigma = 0{,}223$, nombres identiques à plusieurs de ceux que M. Cornu a trouvés pour la glace de Saint-Gobain, corps isotrope.

L'incorporation du nickel dans l'acier, dans une certaine proportion tout au moins, confère l'isotropie à l'alliage. D'autre part, il en résulte une variation notable du coefficient d'élasticité dynamique, qui est de 18.600 pour l'acier-nickel à 25 p. 100, au lieu de 20.700 pour l'acier pur.

Tableaux de M. James Riley. — M. J. Riley, de Glasgow, a publié récemment une étude très intéressante sur les propriétés de l'acier-nickel accompagnée de tableaux donnant la résistance à la traction, les charges d'allongement de rupture et de torsion, que j'emprunte à son mémoire (*).

L'auteur fait remarquer d'abord que, l'acier contenant, en outre du nickel, d'autres éléments tels que le manganèse, le carbone, le silicium, le soufre, le phosphore, il serait nécessaire, pour apprécier exactement l'influence du nickel sur l'acier, que les proportions des éléments étrangers, surtout du carbone dont de faibles variations de teneur influent considérablement sur les qualités du métal, restassent constantes. Dans une autre série d'expériences, on ferait varier la proportion des éléments étrangers en laissant le nickel constant. On conçoit qu'une

(*) J. Riley, de Glasgow. *Alloys of nickel and steel. Journal of the iron and Steel Institute*, n° 1, année 1889.

série aussi considérable d'essais délicats, vu la faible proportion des éléments à doser, vu la multiplicité des éléments variables, ne puisse s'opérer qu'avec le temps. Mais dores et déjà les résultats acquis sont assez nets pour permettre de formuler une conclusion. Les essais ont porté sur des alliages de 1 p. 100 à 50 p. 100 de nickel et ayant les compositions suivantes :

NUMÉRO des essais	COMPOSITION POUR 100		
	Nickel	Carbone	Manganèse
1	1,00	0,42	0,58
2	2,00	0,90	0,50
3	3,00	0,35	0,57
4	3,00	0,60	0,26
5	4,00	0,85	0,50
6	4,70	0,22	0,23
7	5,00	0,30	0,30
8	5,00	0,50	0,34
9	10,00	0,50	0,50
10	25,00	0,27	0,85
11	25,00	0,82	0,52
12	49,40	0,35	0,57

Essais à la traction. — Le n° 3, brut de coulée, a donné :

Limite d'élasticité (par millimètre carré)	31kg,158
Charge de rupture	54kg,919
Allongement pour 100 (sur 4 pouces)	2,5
Réduction de section au point de rupture, pour 100	5,6

Après recuit, mais sans laminage, les nos 1 et 3 ont donné :

	N° 1.	N° 3.
Limite d'élasticité	42kg,959	37kg,766
Charge de rupture	85kg,920	54kg,919
Allongement pour 100 (sur 4 pouces)	1,5	2,5
Réduction de la section, pour 100	9,5	9,0

Les nos 2 et 5, vu leur forte teneur en carbone, donnent de bons aciers pour outils après avoir été trempés au rouge sombre dans l'eau bouillante, ils mais ne peuvent

pas être laminés. Il en est de même pour le n° 9, qui donne un bon acier pour outils tranchants, après trempe à l'air froid.

Voici maintenant le tableau des résistances à la traction des autres numéros après laminage et après laminage et recuit :

NUMÉRO	RÉSISTANCE A LA TRACTION APRÈS LAMINAGE					RÉSISTANCE APRÈS LAMINAGE ET RECUIT				
	Limite d'élasticité (en kg par millim. carré)	Charge de rupture	Allongement pour 100 de la barrette		Contraction de la section pour 100	Limite d'élasticité (en kg par millim. carré)	Charge de rupture	Allongement pour 100 de la barrette		Contraction de la section pour 100
			de 8 pouces	de 4 pouces				de 8 pouces	de 4 pouces	
	kg	kg.				kg	kg			
1	50,513	90,641	»	11,00	24,0	47,366	86,707	»	18,7	45,0
3	49,411	80,255	»	20,30	37,0	44,067	75,691	»	20,3	42,0
4	46,163	81,041	9,00	10,10	9,0	47,681	67,508	7,5	9,0	12,0
6	39,497	63,731	17,75	23,40	42,0	44,067	63,889	20,0	25,0	44,8
7	47,209	73,015	10,00	12,50	22,5	44,067	67,036	15,0	17,5	18,5
8	48,939	81,829	14,00	15,60	14,0	50,513	73,644	13,5	14,0	17,0
10	60,112	80,884	10,50	11,70	»	20,000	72,071	29,0	30,0	28,6
11	34,619	74,904	43,50	47,60	60,0	23,761	66,249	40,0	45,3	43,6
12	32,258	58,852	»	12,00	24,0	33,045	58,244	»	20,0	29,0

Remarquons d'abord que dans le n° 6 le carbone (0,22 p. 100) est en assez faible proportion pour qu'on puisse comparer ce métal à un acier doux ordinaire qui aurait, après recuit, les éléments suivants :

Limite d'élasticité	25kg,178
Charge de rupture	47kg,209
Allongement pour 100 (sur 8 pouces)	23
Contraction de la section de rupture, pour 100	48

par conséquent, l'addition d'une proportion de 4,70 p. 100 de nickel a fait passer la limite d'élasticité de 25kg,178 à 44kg,067, soit une augmentation de 18kg,229 ou 72 p. 100 et la charge de rupture de 35 p. 100, sans influer sensiblement sur l'allongement et la contraction de section.

Le n° 3, qui ne contient que 0,35 p. 100 de carbone,

donne lieu à la même remarque, bien qu'il ne contienne que 3 p. 100 de nickel.

L'addition du nickel à l'acier semble accroître sa dureté jusqu'à la proportion de 20 p. 100. Au delà de cette limite, le nickel paraît au contraire augmenter la ductilité et neutraliser même en partie l'action du carbone.

L'alliage à 25 p. 100 présente une particularité remarquable. Après laminage et recuit, la limite d'élasticité atteint à peine le tiers de la charge de rupture. En même temps, la ductilité atteint, que le métal soit ou non recuit, le chiffre extraordinaire de 45,3 et 47,6 p. 100 d'allongement.

M. Riley est d'ailleurs arrivé à élever encore notablement les coefficients de résistance et de dureté de ses alliages par la trempe. Voici deux exemples (Nos I et II) cités par lui à rapprocher des résultats obtenus sur ces mêmes alliages par M. Kirkaldy (Nos III et IV) :

NUMÉRO DES ESSAIS	I	II	III	IV
Limite d'élasticité par millim. carré.	81kg,829	84kg,97	81kg,44	84kg,85
Charge de rupture par millim. carré.	136kg,900	149kg,50	148kg,20	147kg,69
Allongement pour 100 (sur 4 pouces)	»	9,37	7,8	8,2
Contraction de la section	»	49.20	52,4	50,0

Essais de torsion. — Ces essais ont été faits sur une série de barreaux ronds, de 1 pouce (0m,254) de diamètre sur lesquels on agissait au moyen d'un levier de 1 pied (0m,304) de longueur. On a fait deux séries d'essais, les uns sur les barreaux bruts de forge, les autres sur ces mêmes barreaux recuits, et comme terme de comparaison dans chaque série on a essayé un acier Siemens.

Barreaux non recuits.

NUMÉRO d'ordre	NOMBRE des spires sur 10 cent. de long.	Limite élastique	Charge de rupture	COMPOSITION POUR 100			CORRESPONDANCE avec le tableau des tractions
				Nickel	Carbone	Manganèse	
		kg	kg				
1	2,46	388	815	1,00	0,42	0,58	Barrette n° 1
2	2,78	306	682	5,00	0,30	0,30	— 7
3	2,29	301	783	3,00	0,35	0,57	— 3
4	2,46	281	676	4,70	0,22	0,23	— 16
5	3,44	250	703	50,00	0,35	»	— »
6	3,93	231	883	25,00	0,27	0,85	— 10
7	2,05	272	769	»	0,51	»	Acier Siemens, non recuit, de 79kg par mm2.

On voit que le classement par ordre de mérite, au point de vue des trois qualités de ductilité, limite élastique et charge de rupture, ne dépend pas de la teneur en nickel, puisque c'est l'acier à 1 p. 100 qui tient la tête de ce tableau aussi bien que du suivant, lequel donne les résultats obtenus sur les mêmes barreaux d'essai, après recuit.

Barreaux recuits.

NUMÉRO d'ordre	NOMBRE de spires sur 10 cent. de long.	Limite élastique	Charge de rupture	COMPOSITION POUR 100			CORRESPONDANCE avec le tableau des tractions
				Nickel	Carbone	Manganèse	
		kg	kg				
1	2,46	315	819	1,00	0,42	0,58	Barrette n° 1
2	2,91	296	672	5,00	0,30	0,30	— 7
4	3,44	295	653	4,70	0,22	0,23	— 16
6	6,56	163	751	25,00	0,27	0,85	— 10
7	2,54	272	765	»	0,51	»	Acier Siemens de 74kg

Les résultats de ces tableaux concordent d'une manière très satisfaisante avec ceux des essais à la traction, le nombre des spires de torsion correspond d'une manière très nette à l'allongement des barrettes.

Voici un résumé des deux tableaux précédents présenté sous la forme plus habituelle de la limite d'élasticité en kilogrammes par millimètre carré de section.

En portant dans la formule ordinaire $R = \frac{M a}{I}$ les don-

nées numériques de ces tableaux, à savoir :

M moment de torsion du cylindre ayant pour diamètre 1 pouce et pour rayon $a = \frac{1}{2}$ pouce $= 12^{mm},7$.

Bras de levier 1 pied $= 304^{mm},79$;

I moment d'inertie $= \frac{1}{2}\varpi a^4$,

j'ai obtenu les chiffres suivants :

Limite élastique en kilogrammes par millimètre carré.

NUMÉRO d'ordre	BARREAUX non recuits	BARREAUX recuits
	kil.	kil.
1	36,80	29,00
2	29,10	27,90
3	28,55	»
4	26,65	28,00
5	23,70	»
6	21,90	15,40
7	25,80	25,80

Inoxydabilité de ces alliages. — Tous les aciers-nickel prennent facilement un beau poli avec un reflet plus clair que celui de l'acier ordinaire, surtout pour ceux à haute teneur en nickel. Ces derniers sont, on peut le dire, inoxydables en pratique ; les aciers à faible teneur (3 à 5 p. 100) sont aussi moins attaqués que l'acier ordinaire. D'après les expériences de M. Riley, un acier-nickel à 5 p. 100 s'attaque, par rapport à un acier doux ordinaire à 0,18 p. 100 de carbone, dans le rapport de 5 à 6 ; ce rapport est de $\frac{2}{3}$ avec un acier chromé à 0,40 de carbone et 1,6 de chrome.

Pour l'alliage à 25 p. 100 de nickel, ces rapports s'abaissent respectivement à $\frac{1}{87}$ et $\frac{1}{116}$.

Ces résultats ont été obtenus en immergeant les barreaux d'essai dans de l'eau acidulée par de l'acide chlorhydrique.

Divers échantillons d'alliages plus riches, exposés à l'air libre pendant plusieurs semaines, n'ont montré aucun signe d'oxydation sur leur surface polie.

Les alliages jusqu'à 5 p. 100 peuvent se travailler assez facilement. Ceux à 3 p. 100 se prêtent aisément, après recuit, au laminage et à l'emboutissage. On peut y faire à l'emporte-pièce des trous distants seulement de $3^{mm},17$ $\left(\frac{1}{8}\text{ de pouce}\right)$ sans que le métal présente de gerçures.

L'acier à 1 p. 100 se soude bien, mais cette propriété s'atténue rapidement à mesure que la teneur en nickel augmente.

En résumé, l'ensemble des remarquables propriétés de l'acier-nickel ouvre à cet alliage des applications nombreuses.

Disons quelques mots en terminant sur la production et sur la consommation actuelle du nickel, sur son prix passé et futur, et sur l'avenir de cette industrie.

Statistique de la production du nickel. — La production du nickel est restée à peu près stationnaire jusqu'à l'époque de la mise en exploitation des mines de la Nouvelle-Calédonie, vers 1878. Elle était à cette époque de 400 tonnes environ pour le monde entier. Ce chiffre s'est élevé dès 1880 à 1.200 tonnes et à 2.000 tonnes en 1884. En 1886, l'application du nickel à l'armement amenait un accroissement immédiat, de ce chef seul, de 4 à 500 tonnes par an, sans compter l'accroissement normal de la consommation dû au développement des applications déjà connues ; de sorte que, dès 1887, la consommation annuelle du monde entier pouvait être évaluée à 3.000 tonnes de nickel pur. Sur ce total, le Nouveau-Monde et les pays d'Extrême-Orient entraient pour un cinquième environ ; le reste était employé en Europe.

A cette époque, la Nouvelle-Calédonie était presque le facteur unique de production. Elle produisait environ 2.600 tonnes de nickel par an. Depuis lors, les mines du Canada, à peine connues en 1888, ont pris un développement rapide. On ne se heurte pas, dans cette contrée, aux difficultés de main-d'œuvre et de transport qui entravent les travaux en Nouvelle-Calédonie, comme on l'a vu plus haut. Actuellement, le district de Sadbury, avec 3 à 4 grands fours en marche, est en état de produire une moyenne journalière de 12 à 15 tonnes de nickel pur contenu dans une matte cuprifère, soit 4.500 à 5.000 tonnes par an. On s'organise, en Nouvelle-Calédonie, pour une production égale, de sorte qu'on peut admettre que d'ici à peu de temps, la production totale annuelle de ces deux pays sera de 9 à 10.000 tonnes de nickel pur.

Prix du nickel. — Le prix du nickel a naturellement varié beaucoup pendant la période d'introduction des nouveaux facteurs de production. En 1876, le kilogramme de nickel affiné valait encore 18 francs. Il tomba peu après et très rapidement à 10 francs, puis à 6 francs, prix auquel il se soutint un certain temps, et il est enfin resté depuis 1886 à peu près stationnaire à des cours qui varient entre 5f,50 et 5 francs, suivant l'importance des affaires traitées.

Il est probable que la valeur de ce métal, vu les prévisions actuelles de débouchés nouveaux, restera, pendant un certain temps tout au moins, dans les environs de ce dernier cours. Ces prix s'entendent naturellement pour le nickel pur, affiné, car on pourrait livrer le nickel, soit allié au cuivre du Canada, soit sous forme de fonte ferreuse de la Nouvelle-Calédonie, à un prix plus bas, puisqu'une partie des frais d'affinage serait ainsi évitée s'il était reconnu possible d'utiliser avantageusement le nickel sous ces diverses formes intermédiaires.

TABLE DES MATIÈRES.

Pages

INTRODUCTION 141

CHAPITRE I.

GISEMENT ET EXPLOITATION DES MINERAIS. — FUSION POUR MATTE.

(A) *Minerais de la Nouvelle-Calédonie :*

Nature des minerais 144
Mode de gisement 145
Origine hydro-thermale des gisements de nickel 149
Méthode d'exploitation 151
Main-d'œuvre en Nouvelle-Calédonie. — Main-d'œuvre pénale. . . 152
Main-d'œuvre indigène 153
Main-d'œuvre de race jaune 154
Triage et lavage des minerais 156
Rendement des carrières. — Transports 157
Transports aériens 158
Embarquements et frets 159
Régime de la propriété minière 160
Traitement des minerais. — Fusion pour fonte 161
Fusion pour matte 162
Fusion en Europe 164

(B) *Minerais du Canada :*

Situation 164
Mode de gisement 165
Méthode d'exploitation 166
Composition et teneur moyenne des minerais 167
Gîtes pauvres ; exploitation en carrières. — Gîtes riches ; exploitation souterraine. — Transports 168
Prix de revient. — Grillage. — Méthode dite en V 169
Fusion des minerais grillés 170
Four Herreshoff 171
Consommation. — Teneur des scories et des mattes 172
Prix de revient de la fusion 174

CHAPITRE II.

AFFINAGE.

Affinage par voie sèche. — Séparation du fer 177
Affinage au réverbère 178
Affinage au convertisseur 179
Affinage direct des fontes 180

Pages

Grillage de la matte affinée 182
Réduction. — Moulage et séchage de l'oxyde 183
Réduction en creusets. — Réduction en moufles 184
Fours à gazogène 185
Polissage. — Nickel marchand 186
Affinage par voie humide. — Séparation du cuivre 187
Procédés électrolytiques 189
Méthode des usines de Saint-Denis 190
Impuretés du nickel obtenu par voie humide 191
Procédé Herrenschmidt 192

CHAPITRE III.

PROPRIÉTÉS ET EMPLOIS DU NICKEL PUR OU ALLIÉ.

I. *Nickel pur :* 192
Nickel pur 193
Nickel fondu pour le laminage. — Propriétés du nickel pur 195
Trempe. — Placage à chaud du nickel sur le fer 196
Nickelage 197
Nickel poli. — Nickel vif 198
Procédés Powell 199
Nouveaux procédés de nickelage 200

II. *Alliages du nickel :*
Alliage avec le cuivre. — Classification de ces alliages 201
Maillechort. — Silverine, argentan, etc. — Fabrication de ces alliages. — Laminage et recuit 202
Alliage binaire 20/80 203
Propriétés de cet alliage 204
Fabrication des foyers de locomotive 205
Fabrication des couverts 206
Monnaies de nickel 207
Monnaie française 208
Monnaie du Mexique 209
Alliages avec le fer et l'acier. — Application aux plaques de cuirassés. Essais d'Annapolis 212
Essais d'Indian Head 215
Propriétés de l'acier-nickel 216
Méthode de M. Mercadier 217
Tableaux de M. J. Riley 218
Essais à la traction 220
Essais de torsion 222
Inoxydabilité de ces alliages 223
Statistique de la production du nickel 224
Prix du nickel 224

NOTE

SUR LES

GITES DE NAPHTE DE KEND-É-CHIRIN

(GOUVERNEMENT DE SER-I-POUL)

Par M. J. DE MORGAN, Ingénieur civil des mines.

Pendant le cours de mon voyage entre Hamadan et la frontière turque de l'Irak-Arabi (février-mars 1891), il m'a été possible de me rendre sommairement compte des grandes lignes géologiques de ce pays, tant au point de vue de la nature des formations qui le composent qu'à celui des principales fractures du sol. Malheureusement je n'ai pas eu le loisir d'approfondir mes observations. Une étude détaillée du massif montagneux du Kurdistan exigerait plusieurs années de séjour dans le pays. Cependant, à la demande de S. E. Essâm-el-Moulk, gouverneur de Kirmanchahan, j'ai consacré un certain temps à l'étude plus spéciale des gîtes de naphte du sous-gouvernement de Ser-i-Poul, désireux que j'étais de donner au Gouvernement impérial persan tous les renseignements que je pouvais recueillir dans mon voyage et plus spécialement ceux qui paraissaient de nature à augmenter la fortune du pays.

S. E. Essâm-el-Moulk m'avait prié de lui donner mon avis sur la cire minérale (ozokérite) récemment décou-

verte, mais il n'attachait aucune importance aux huiles minérales.

La présente note, qui pourra dans l'avenir servir de base à des travaux plus complets, en raison de l'importance et de la valeur des gisements auxquels elle a trait, est exempte de toute arrière-pensée industrielle ou financière. Chargé officiellement par le Gouvernement français d'une mission scientifique en Perse, je n'ai en effet ni le droit ni le désir de consacrer mon temps à des études industrielles ; c'est uniquement pour être utile au Gouvernement de la Perse que j'ai fait ce travail.

RELIEF DU SOL.

La région comprise entre Hamadan et Zohāb est entièrement montagneuse ; elle fait partie de la chaîne bordière de l'Iran, c'est-à-dire de cette succession de pics et de vallées qui permettent de passer du niveau de Hamadan (alt. 1.870^{m}) à celui de la Mésopotamie (alt. de Bagdad 40^{m}).

Cette descente de 1.830 mètres se fait graduellement sur une distance de 50 farsaks environ (300 kilomètres) ; il suffira, pour en donner une idée exacte, de citer les altitudes principales de la route :

Hamadan	1.870^{m}
Col de Zagha	2.340
Keñgaver	1.560
Sahna	1.420
Bisoutoun	1.360
Kirmanchahan	1.470
Harounâbâd	1.320
Kérind	1.610
Tagh-i-Ghirra	1.900
Ser-i-Poul	670
Kasr-é-Chirin	575
Khanéghin	320
Bagdad	40

Les diverses vallées forment les marches d'un énorme escalier, permettant le passage, difficile par places, entre les plaines basses de la Mésopotamie et les plateaux élevés de l'Iran.

Chacune de ces vallées est bordée de chaînes parallèles presque toutes dirigées du N.-O. au S.-E., les pics étant d'autant plus élevés qu'ils se rapprochent plus du plateau persan.

GÉOLOGIE GÉNÉRALE.

Le parallélisme des montagnes Kurdes entre Hamadan et Zohāb est dû au redressement parallèle des couches suivant des axes qui se prolongent au loin dans le Louristan au sud et dans le Kurdistan turc au nord.

Ces plis, d'une admirable régularité entre Sahna et Zohāb, sont le résultat d'une pression qui paraît s'être exercée du nord-est vers le sud-ouest à l'époque où s'est formé le plateau de l'Iran. Très accentués et très multipliés au nord-est vers Hamadan, ils s'atténuent peu à peu vers Zohāb au sud-ouest et ne s'y manifestent plus que par de lentes ondulations.

Entre Hamadan et Sahna, c'est-à-dire sur les bords même du plateau persan, la stratigraphie est plus confuse, les couches sédimentaires sont très rares, et l'on voit apparaître des roches volcaniques.

Le croquis ci-contre (*fig.* 1) montre les grandes lignes de la stratigraphie de la région comprise entre Hamadan et la Mésopotamie.

Les sédiments qui composent cette vaste coupe sont, par suite de leurs redressements, d'une étude difficile. J'ai rapidement parcouru la partie comprise entre Hamadan et Kirmanchahan, et, lors de mon passage, le pays était couvert de neige ; cependant il m'a été possible de reconnaître en plusieurs points la présence de Brachiopodes

de la faune jurassique inférieure (*Terebratulidæ* et *Rhynchonellidæ*) et des fragments ayant appartenu à des *Inoceramus* de la faune crétacée. Plus loin, au delà de Kir-

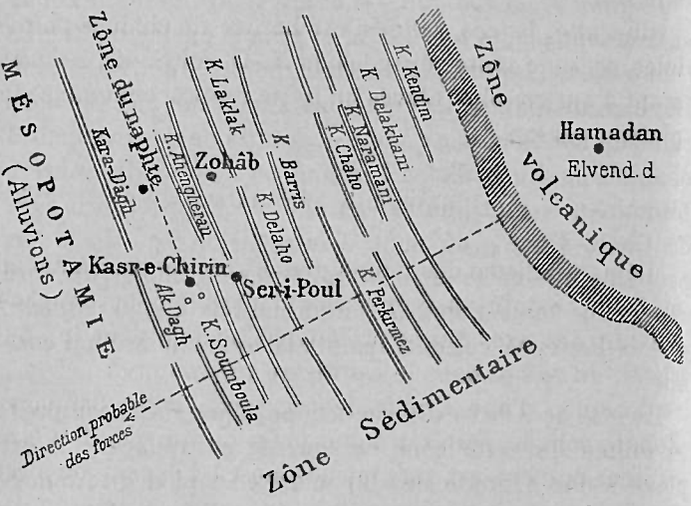


Fig. 1.

manchâhan, j'ai trouvé d'épais bancs de calcaires numulitiques supportant toute la série des couches tertiaires que nous voyons à Zohâb, de celles où sont situés les gisements de naphte.

Sur la face septentrionale du plateau persan, dans le massif du Démavend, j'ai rencontré en décembre 1889 les étages dévonien, carbonifère, jurassique et crétacé, tandis qu'entre Hamadan et Zohâb, je n'ai vu que le Jurassique, le Crétacé et le Tertiaire. Peut-être mes observations, faites à la hâte, sont-elles incomplètes, peut-être aussi les étages très anciens font-ils défaut ou sont-ils restés cachés dans la profondeur. Quoi qu'il en soit, cette constatation n'a aucune influence sur l'étude plus spéciale à laquelle je consacre cette note, les données générales étant acquises par les indications que je viens de fournir.

ÉTUDE SPÉCIALE DU GÎTE DE KEND-É-CHIRIN.

Position géographique.—Les gîtes pétrolifères de Zohâb se trouvent placés au pied de la grande chaîne du Zagros (Noâu-Koûh, Dalahō-Kouh, Ahenghéran-Kouh, Seghirme-Dagh, Kara-Dagh). Ils sont tous situés sur une ligne dirigée du nord-ouest au sud-est, dont l'une des extrémités connues est Kerkouk (en Turquie), où il existe des sources bitumineuses ; et l'autre, au delà de Kasr-é-Chirin près du Chah-Kouh, où sont d'autres sources. Il est fort probable que cette zone pétrolifère se prolonge au nord et au sud ; mais d'après les informations que je possède, je dois limiter à ces deux points la zone aujourd'hui connue.

Le gîte de Kend-é-Chirin occupe, à peu de chose près, le milieu de cette zone de sources pétrolifères ; il est placé à une altitude de 480 mètres au pied du Kouh-i-Ahenghérañ sur une rivière qui porte en kurde le nom de « Tcham-i-Tchiasorkh ». Sur la même rivière, en aval, à 4 kilomètres environ est le petit village de Kend-é-Chirin. Au sud, à 3 farsaks (18 kilomètres), est celui de Kasr-é-Chirin. Aux environs de la source le pays est presque plat ; quelques petites collines sont formées par les affleurements de roches tertiaires très friables. Cette plaine est séparée de la Mésopotamie par une seule chaîne très basse, celle de l'Ak-Dagh [à 4 farsaks (24 kilomètres) de la source], qui forme la frontière entre la Perse et la Turquie.

La source est à environ 25 farsaks (150 kilomètres) de Bagdad, viâ Khânéghin, et à 28 farsaks (168 kilomètres) de Kirmañchahan, viâ Tagh-i-Ghirra.

Géologie.— Nous avons vu que toute la région, jusqu'à la plaine d'alluvions de la Mésopotamie, est formée de

plis d'autant moins importants qu'ils s'éloignent davantage de l'Iran ; c'est dans l'un de ces plis, relativement très friable, que se sont concentrées les émanations pétrolifères.

La source se trouve située au point où le Tcham-i-Tchiasorkh coupe la crête des sédiments soulevés ; elle a mis à nu les marnes dans lesquelles s'est formé le lac souterrain de pétrole, alimenté de l'intérieur par les fissures déterminées par la flexion des couches.

Ces couches pendent à droite et à gauche de la crête, qui est dirigée O. 12° N. à E. 12° S. Elles sont de moins en moins inclinées quand on s'éloigne de leur ligne de fracture et elle présentent un pendage oscillant entre 75° et 18° (à 1.500 mètres de la source). Plus loin, à 4.000 mètres, elles deviennent complètement horizontales, pour se relever ensuite.

A droite et à gauche de la ligne de fracture les sédiments sont les mêmes, mais les bassins sont très inégaux ; l'un, celui du nord, est large d'environ 5.000 mètres et se termine à peu de distance du pied du Kouh-é-Aheñghérân; l'autre se termine à l'Ak-Dagh et se perd sous les alluvions.

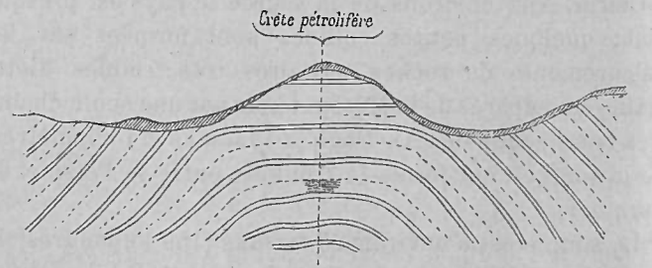


Fig. 2.

Sa largeur est supérieure à 25 kilomètres. En dehors de l'échancrure produite par le passage du Tcham-i-Tchiasorkh au travers de la crête pétrolifère, la couche marneuse renfermant l'huile minérale n'est pas visible, elle est recouverte par les couches suivantes, qui ont conservé sur toute la longueur de l'axe la position horizontale, parfois aussi elles disparaissent elles-mêmes sous les alluvions.

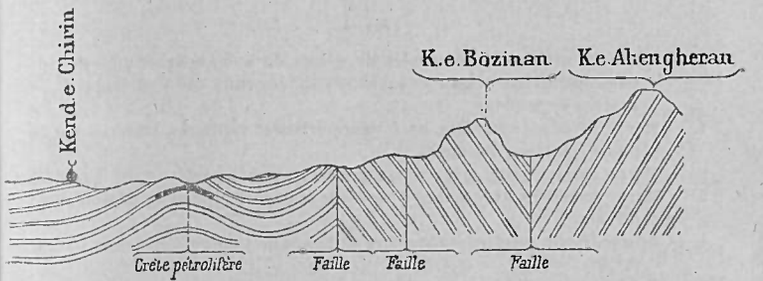


Fig. 3.

Au pied du K-.é-Bözinañ, contrefort du K.-é-Aheñgheran est une faille très importante qui a rejeté les couches inférieures et met à nu les calcaires numulitiques de la base de l'éocène. Ces couches, bien que placées aujourd'hui à 600 mètres environ au-dessus des sédiments de la plaine, leur sont géologiquement inférieures. C'est probablement dans leur voisinage que sont déposés les épais bancs de gypse qu'on voit près de Kasr-é-Chirin, mais qui semblent faire défaut dans le même horizon près de Kend-é-Chirin.

Après avoir montré d'une manière générale quelle est la stratigraphie du pays et des gîtes, il est indispensable de reprendre en détail la coupe de la partie voisine des sources de naphte.

Comme je l'ai dit, les couches ayant été courbées, les deux côtés de la crête sont symétriques, non pas au point de vue stratigraphique, mais à celui des éléments géologiques qui composent la coupe.

Les sédiments se succèdent dans l'ordre suivant :

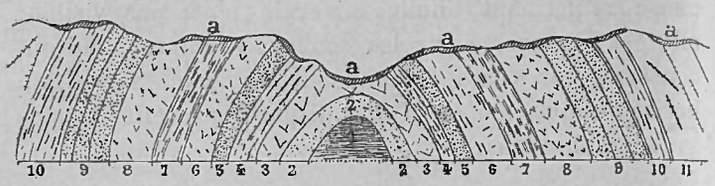


Fig. 4.

a. — Alluvions sableuses, composées de débris du K.-é-Aheïghérân et de ceux des couches marneuses et sableuses situées entre cette montagne et les sources de naphte.
1. — Marne poreuse, rougeâtre, avec veines grises et verdâtres, traversée par les puits (épaisseur inconnue).
2. — Marne grasse, brune, avec veines grises, traversée par les puits (6 mètres).
3. — Marne rougeâtre, avec veines d'ozokérite et bandes minces de grès marneux (6m,50).
4. — Grès marneux grisâtre et rougeâtre en bancs de 1 mètre d'épaisseur environ (4m,50).
5. — Grès gris, fins et friables (1m,80).
6. — Marnes sableuses fines, rouges et grises (5 mètres).
7. — Grès marneux, feuilletés, rougeâtres, avec bancs plus durs, grisâtres et brunâtres (9 mètres).
8. — Marnes versicolores (12 à 15 mètres).
9. — Grès marneux brunâtres, très friables (8 à 16 mètres).
10. — Grès verdâtres, plus durs, en bancs de 0m,40 à 1m,80 (7m,50).
11. — Marnes versicolores, avec filets de gypse (28 mètres).

Suivent ensuite des bancs de grès et des couches marneuses qui alternent jusqu'au village de Kend-é-Chirin et dont la puissance élémentaire est variable.

La puissance totale des couches qui recouvrent à Kend-é-Chirin les marnes n° 1, est certainement supérieure à 2.500 mètres, si j'en juge par les affleurements des divers bancs de grès, mais dans le bassin du nord l'épaisseur est moindre, les sédiments ayant la même inclinaison et le bassin étant beaucoup moins large.

Toutes ces formations sont dépourvues de fossiles, il est donc très difficile de préciser leur époque. Elles sont post-éocènes, c'est tout ce que je puis affirmer pour le moment. Toutes présentent une salure élevée.

Ozokérite. — J'ai dit que dans la couche marneuse

n° 3 sont des filets d'ozokérite. Ces veines sont rares et très peu épaisses, leur puissance varie entre 2 ou 3 millimètres et 1cm,5 à 2 centimètres ; elles ont été produites par les infiltrations d'huile minérales dans les fissures des marnes. Ce fait, commun dans tous les gîtes de pétrole, ne présente pas ici plus d'importance que dans la plupart des autres gîtes. Ces lits d'ozokérite ne méritent pas d'être exploités sérieusement. Ils sont concentrés au toit du gîte et par suite occupent une surface très restreinte. Il est bien plus important de donner son attention au naphte, qui, d'après toutes les indications, est en quantité considérable et qui, dans tous les cas, est d'une consommation bien plus élevée que la cire minérale. La présence de l'ozokérite au toit du gîte est une précieuse indication sur l'importance des sources.

Origine des gîtes. — Nous avons vu qu'à droite et à gauche de la crête d'où jaillit le naphte, sont deux bassins d'inégale étendue et que c'est au point où cette crête a été coupée par le lit de la rivière que l'huile minérale est apparue. Il reste à chercher quelle est la position qu'occupent les canaux intérieurs alimentant de naphte les sources par rapport aux sources elles-mêmes.

Une première hypothèse consisterait à admettre que les sources extérieures sont placées juste au-dessus des canaux intérieurs et que le naphte jaillit directement de son point de formation.

Cette théorie n'aurait rien d'inacceptable ; car, les couches poreuses se trouvant inclinées à droite et à gauche, le naphte qui doit exister sous pression dans l'intérieur du sol et tendre constamment à s'élever vers le sommet des voûtes anticlinales pourrait alors venir se concentrer dans les puits peu profonds creusés sur cette crête par les indigènes. Or, il est un fait reconnu des exploitants d'aujourd'hui, c'est que plus on attend pour

vider les puits plus on trouve de naphte : l'huile, au lieu de s'écouler, cherche donc une issue à l'extérieur.

Cependant, nous sommes plutôt d'avis que les canaux intérieurs doivent déboucher dans l'un des deux bassins situés au nord et au sud de la crête, où, les couches poreuses étant saturées, il s'est formé un lac intérieur dont la source actuelle indique le bord. En effet, d'une façon générale, lorsqu'on remonte aux fractures profondes elles-mêmes, les fractures synclinales paraissent devoir être plus productives que les fractures anticlinales.

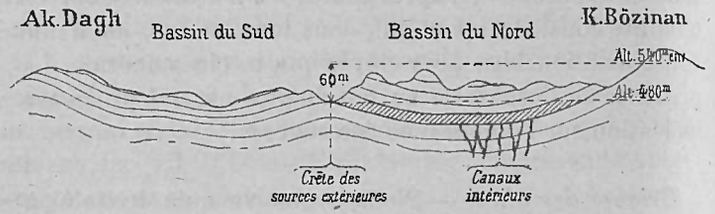


Fig. 5*a*.

Coupe théorique supposant le bassin pétrolifère au nord de la crête.

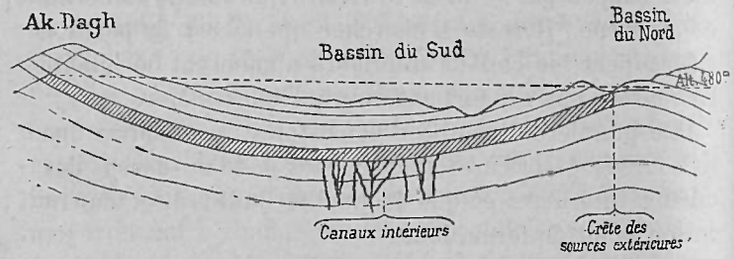


Fig. 5*b*.

Coupe théorique supposant le bassin pétrolifère au sud de la crête.

Il est impossible de dire, dans l'état actuel des choses, si le lac de pétrole se trouve au nord ou au sud de la crête. Seuls des sondages seraient aptes à renseigner à ce sujet. Quoi qu'il en soit, il est certain que la nappe existe et qu'elle est très étendue.

Nous avons des renseignements précis sur la richesse du gisement pris par le travers ; suivant sa longueur, faute de sondages, les documents me manquent. Mais je ferai observer qu'un gîte faisant partie d'un système aussi vaste que celui qui s'étend de Kerkouk au nord du Poucht-i-Kouh, sur une longueur de plus de 300 kilomètres, ne paraît pas pouvoir être sans importance.

Exploitation actuelle.— Le travail, tel qu'il se pratique aujourd'hui, remonte, dans cette localité, aux temps les plus reculés. On en peut juger par les nombreux restes de puits qu'on voit encore. Les habitants ont aussi conservé le souvenir d'une exploitation très ancienne.

Les Kurdes ont creusé une fosse de 6 mètres d'ouverture, de 8 mètres de profondeur et de $3^m,50$ de largeur au fond ; une échelle permet d'y descendre. Ils ont ensuite pratiqué deux petits puits de 9 mètres environ de profondeur.

L'eau salée et le naphte se réunissent dans ces deux puits, qui sont vidés tous les quatre ou cinq jours. Chaque opération donne environ 250 litres d'huile brute et une grande quantité d'eau salée. La vidange des puits se fait au moyen d'une corde et d'un mauvais seau ; le naphte est mis à part dans une cavité préparée pour le recevoir ; l'eau salée est versée dans des cases d'évaporation. Dix à douze hommes sont occupés à ce travail, qui est très pénible ; ils gagnent chacun 1 kran par jour.

Le sel résultant de l'évaporation des eaux est vendu dans le pays à raison de 5 chaïs le batman (de 2 kilogrammes), il est très mauvais et conserve une forte odeur de pétrole.

L'huile brute est transportée à Kasr-é-Chirin à dos de mulet, elle y vaut 1 toman (*) les 30 batmans (de 2 litres),

(*) Le *toman* vaut, en moyenne, 8 francs; il se compose de 10 *krans;* chaque *kran* est de 20 *chaïs*.

soit 3 chaïs et 1/3 le litre ; elle y est épurée et prend alors une valeur de 2 tomans les 30 batmans, soit 6 chaïs et 2/3 le litre.

Cette huile brute est très fluide, verte, possède une très forte odeur.

Les puits creusés par les Kurdes ne font qu'effleurer le gîte et n'atteignent pas les couches imperméables sur lesquelles repose la nappe.

CONCLUSIONS.

Je ne m'étendrai pas sur l'importance de ce gisement au point de vue de la Perse : on sait que tous les pétroles brûlés en Chine, aux Indes, en Perse et en Turquie viennent de Bakou ou de Pensylvanie. La création d'une exploitation de cette nature serait pour le Gouvernement la source d'un revenu considérable ; sans compter les facilités qu'y trouverait l'industrie en Perse où les combustibles et les huiles d'éclairage sont d'un prix très élevé.

Pour l'exportation, le port d'embarquement le plus voisin est Bagdad, et alors que les naphtes de Bakou doivent traverser le canal de Suez pour se rendre aux Indes, ceux de Zohāb iraient directement et y lutteraient avec tout avantage.

Mais, avant d'entreprendre la création d'une telle industrie, il sera nécessaire de faire procéder à une étude détaillée des gisements par un ingénieur familiarisé avec la connaissance de gîtes de même nature.

Haouch-Kouri, mars 1891.

NOTE

SUR LES RÉSULTATS DES TRAVAUX

DE LA

COMMISSION AUTRICHIENNE DU GRISOU

Par M. G. CHESNEAU, Ingénieur des mines.

La Commission autrichienne, nommée par arrêté ministériel du 11 juin 1885 pour déterminer les règles de sécurité les plus pratiques contre les explosions de grisou, vient de publier les conclusions résumant ses travaux. Le détail de ses recherches a paru de mars 1888 à décembre 1890 en quatre fascicules, au fur et à mesure de l'achèvement des études entreprises par les comités locaux institués en 1886 dans les mines du district de Mährisch Ostrau, et de Segengottes dans le district de Rossitz.

L'étendue de ces travaux dont les mémoires détaillés n'occupent pas moins de 1000 pages, et le soin avec lequel les études diverses ont été poursuivies par les membres de la Commission, donnent d'autant plus d'intérêt aux conclusions présentées par elle, qu'elle a pu mettre à profit les recherches des commissions étrangères du grisou, dont tous les travaux ont été traduits par un de ses membres et pris comme point de départ. Tous les résultats obtenus par celles-ci et considérés comme définitifs n'ont pas été vérifiés et la Commission autrichienne, en dehors

de ses travaux originaux et personnels, n'a repris que les recherches dont les conclusions lui paraissaient discutables.

Ses conclusions, renfermées dans un fascicule de 139 pages, représentent un résumé complet des connaissances actuelles sur toutes les questions se rattachant au grisou et forment une sorte de règlement analogue aux *Principes à consulter* renvoyant, pour tous les points exigeant des développements spéciaux, aux quatre volumes des mémoires détaillés.

Une traduction complète de cette importante publication, ou au moins des conclusions et des principaux mémoires, serait d'un très grand intérêt. Nous nous contenterons dans cette note d'analyser les parties les plus originales, laissant de côté les statistiques et les monographies de gisement qui intéressent plus spécialement les exploitants autrichiens. Nous grouperons les résultats obtenus sous les quatre chapitres suivants :

I. Propriétés du grisou et circonstances qui influent sur son dégagement.

II. Expériences sur les lampes de sûreté.

III. Recherches sur les indicateurs de grisou.

IV. Expériences sur les explosifs.

Nous ferons suivre chacun de ces chapitres de courtes observations pour indiquer en quoi les résultats publiés diffèrent de ceux obtenus en France, et quels sont ceux qu'ils confirment.

I. PROPRIÉTÉS DU GRISOU ET CIRCONSTANCES QUI INFLUENT SUR SON DÉGAGEMENT.

§ 1°. *Composition et propriétés du grisou et des courants d'air de mines grisouteuses.* — La Commission autrichienne a fait un très grand nombre d'analyses de gaz

émis par des soufflards : elles confirment pleinement le fait que le protocarbure d'hydrogène ou méthane est le seul carbure normalement dégagé par la houille, ainsi que l'indique le tableau suivant :

PROVENANCE DES GAZ	TENEUR POUR 100 EN					
	Méthane	Ethane	Hydrogène	Acide carbonique	Azote	Oxygène
Couche Roman.						
Puits Bettina-Dombrau.	95,11	»	»	0,48	4,07	0,34
Septième couche.						
Puits Johann-Karwin.	94,59	»	»	0,18	4,48	0,75
Dix-neuvième couche.						
Puits Johann-Karwin.	99,10	»	»	0,20	0,70	»
Couche Franciska.						
Puits Ida-Ilruschau.	79,16	»	»	3,19	17,04	0,61
Couche Franciska.						
Puits Eugen, Pétérswald	90,00	»	»	0,15	9,25	0,60
Couche de lignite, Trifail.	83,60	»	1,4	7,70	7,30	»

Ces analyses ne diffèrent pas essentiellement de celles des soufflards étudiés par la commission prussienne, à l'exception de ceux d'Oberkirchen qui ont donné une teneur extraordinairement élevée en éthane (ou hydrure d'éthylène) : 37,62 p. 100. L'hydrogène n'a été trouvé dans aucun soufflard de mines de houille proprement dite, et n'a été rencontré qu'en petite quantité dans un soufflard de mines de lignite de Trifail.

Les gaz extraits de la houille au moyen de trous de sonde ont présenté une composition différente suivant qu'ils ont été pris dans des fronts de taille de chantiers nouvellement ouverts ou dans de vieux piliers; tandis que les premiers ont une composition très voisine de celles des soufflards, celle des seconds présente une diminution considérable de méthane avec accroissement

corrélatif d'acide carbonique dû à l'influence oxydante de l'air.

Les gaz dégagés par les lignites sont très riches en acide carbonique et azote soit par suite d'amas fréquents d'acide carbonique dans la masse du charbon, soit à cause de sa plus facile oxydabilité à l'air.

La Commission autrichienne a étudié en outre la composition des gaz dégagés par le charbon chauffé dans l'eau à 100 degrés. De nombreuses analyses ont été faites dans cet ordre d'idées à Ostrau, en vue surtout de déterminer le danger des poussières de chaque espèce de charbon; elles ont montré que, dans les gaz inclus dans le lignite, c'est généralement l'acide carbonique qui domine (36,78 à 89,65 p. 100), tandis que, dans les houilles, c'est le méthane qui l'emporte et l'acide carbonique oscille entre 1 et 56 p. 100. Au point de vue du rendement, tandis que 100 grammes de lignite ont toujours donné moins de 1 centimètre cube de gaz, la houille en a dégagé jusqu'à 500 centimètres cubes contenant souvent une certaine quantité d'éthane (0,90 à 2,45 p. 100 dans les charbons d'Ostrau et jusqu'à 19 p. 100 dans le charbon du district de Rossitz).

On a constaté que le charbon complètement dégazéifié par son exposition prolongée dans le vide ne réabsorbe jamais, placé dans du méthane à la pression de 1 atmosphère, autant de gaz que celui qu'il a dégagé; le maximum de méthane réabsorbé n'a pas dépassé $26^{cm^3},4$ pour 100 grammes.

De nombreuses analyses de courants d'air de mines ont été exécutées; elles montrent que, par suite de l'action oxydante de l'air sur le charbon, la quantité d'oxygène comparée à celle de l'azote est toujours plus faible que sa proportion dans l'air pur. Ainsi, dans les mines de Bohême, il y a, en moyenne, 79,574 p. 100 d'azote pour 20,355 d'oxygène, tandis que, dans l'air pur, il n'y

a que 77,04 d'azote pour la même quantité d'oxygène. Dans le district de Rossitz, il y a 80,35 d'azote pour 19,65 d'oxygène auxquels correspondent 74,37 d'azote dans l'air pur, et dans les mines d'Ostrau pour 20,806 d'oxygène, il y a 79,194 d'azote (au lieu de 78,74 dans l'air pur (*).

Voici quelques exemples de composition de courants d'air grisouteux donnant la teneur p. 100 en méthane, acide carbonique et oxygène de quelques mines très grisouteuses du district de Karwin Ostrau (t. II, p. 214 et suivantes) :

	C^2H^4	CO^2	O
Archiduc Albert. Mine Gabrielle.	p. 100	p. 100	p. 100
Retour d'air des couches nos XIV, XXV et XXVI. . .	1,774	0,058	19,615
Retour d'air de la couche n° XXIII	1,248	0,139	20,275
Moyenne de quatre retours d'air	1,521	0,152	19,871
Mine comte Henri Larisch (Karwin-Est).			
Retour d'air des couches XVIII et XIX.	1,905	0,120	19,54
Retour d'air du couchant de la couche VIII	0,827	0,181	19,60
Moyenne de quatre retours d'air.	1,616	0,130	19,53
Puits Bettina. Mine du baron de Rothschild, à Dombrau.			
Retour d'air (levant) de la couche Charles	3,533	0,099	19,72
Retour d'air (levant) de la couche Ignace.	0,681	0,136	19,64
Moyenne de six retours d'air.	1,717	0,102	19,87

D'intéressantes expériences ont été faites à Ostrau et à Karwin sur la pression développée par les gaz se dégageant d'un trou de sonde muni d'un tube manométrique. On a obtenu à Rossitz une pression de $5^{atm},5$ avec un sondage de $7^m,50$ de profondeur et à Ostrau Karwin $9^{atm},2$ avec des sondages de $6^m,50$ de profondeur maxima. On

(*) Pour les faibles teneurs de grisou, l'analyse a été faite par la méthode de Winkler : dosage de CO^2 par eau de baryte titrée, puis dosage de C^2H^4 par sa transformation en $CO^2 + HO$ au moyen de l'oxyde de Cu chauffé au rouge.

Pour les fortes teneurs en grisou, celui-ci a été dosé par la méthode de Hempel.

a de plus constaté que la pression, faible à la surface, s'accroît rapidement en profondeur.

§ 2°. *Influences diverses sur le dégagement du grisou.* — De nombreuses expériences ont été entreprises par la Commission autrichienne pour déterminer l'influence relative de tous les facteurs pouvant agir sur le dégagement du grisou ; les plus importantes sont celles qui font l'objet d'un mémoire très étendu de M. J. Mayer (t. III, p. 69 à 197) et qui tranchent définitivement la question de l'influence que l'on doit attribuer pratiquement à l'abatage et à l'état de l'atmosphère au jour et au fond (pression barométrique, température, humidité) sur le dégagement du grisou. Nous croyons devoir décrire ces expériences avec quelques détails.

Pour que ces études puissent donner des résultats concluants, elles ont été poursuivies simultanément dans six exploitations : 1° dans des quartiers, sans vides importants provenant d'anciennes exploitations, choisis dans deux mines très grisouteuses et dans trois mines pauvres en grisou ; 2° dans un quartier présentant des vides considérables de travaux anciens.

Dans chacun de ces six quartiers d'exploitation, les retours d'air ont été étudiés pendant quatre semaines environ, en un point où la diffusion du gaz pouvait être regardée comme complète et la teneur du courant comme constante. Le programme des expériences était le suivant :

(*a* et *b*) Trois fois par jour, à 7 heures du matin, 1 heure du soir et 9 heures du soir, mesure du débit du courant d'air, suivie d'une prise d'essai pour l'analyse chimique de la teneur en méthane et acide carbonique.

(*c*) Observation au jour des variations de la pression barométrique (les variations au fond suivant exactement l'allure de celles du jour).

(*d* et *e*) Observation de la température et du degré d'humidité au fond et au jour.

(*f*) Pointage journalier du personnel et des chevaux employés dans les quartiers étudiés.

(*g*) Calcul de la quantité de charbon abattue et extraite des chantiers dans chaque poste, et par suite évaluation de la quantité de charbon restée en place jusqu'au poste suivant.

(*h*) Évaluation des surfaces de couches mises à nu dans l'avancement des galeries par chaque poste.

(*i*) Observation au jour de l'état de l'atmosphère.

Le retour d'air du quartier le plus grisouteux (couche Wilhelm du puits Bettina à Dombrau) avait une teneur moyenne de 1,51 p. 100 de grisou (et 0,103 de CO^2) et débitait en 24 heures, $211^{m^3},6$ par tonne extraite ; le moins grisouteux (couche Johann, du puits Dreifaltigkeit, à Polnisch Ostrau) avait une teneur moyenne de 0,327 p. 100 de grisou (et 0,066 p. 100 de CO^2) et débitait en 24 heures $14^{m^3},7$ de grisou par tonne extraite.

Le volume d'air débité était mesuré avec un anémomètre Cassella à 5 p. 100 près. Les analyses offraient une exactitude très suffisante (donnant les 1/10000 exacts). La cause d'erreur la plus considérable réside dans les variations assez brusques et souvent très importantes dans le débit des courants d'air, et l'impossibilité de savoir au juste à quelle vitesse correspond la teneur résultant de l'analyse, la teneur actuelle en un point d'une galerie dépendant des gaz qui se sont dégagés plusieurs minutes avant dans les chantiers, alors que la vitesse de l'air pouvait être différente ; cette cause d'erreur peut atteindre, ainsi que le montre M. J. Mayer, jusqu'à 12 p. 100 dans certains cas. Il ne peut donc s'agir de tirer des expériences faites des conclusions absolument rigoureuses, mais seulement des données pratiques.

La quantité de gaz exhalée par tonne montre que, dans les couches très grisouteuses, le formène est comprimé dans le charbon sous une pression considérable même près de la surface, et il est à prévoir que les variations de la pression barométrique qui ne représentent qu'une fraction minime de cette haute tension doivent avoir un effet insensible sur le dégagement du grisou. Elles ne peuvent avoir d'effet appréciable que sur les couches dégageant très peu de grisou.

C'est en effet ce qui ressort des observations faites et des diagrammes qui les représentent.

Dans les cinq quartiers ne contenant pas de vides dus à d'anciens travaux, il n'est possible de distinguer une certaine concordance entre les variations de la pression barométrique et de la teneur en grisou du retour d'air que pour la couche la moins grisouteuse (couche Johann du puits Dreifaltigheit); la quantité de grisou se dégageant par minute était en moyenne de $0^{m3},355$ quand le baromètre était au-dessous de la hauteur moyenne et de $0^{m3},313$ quand il était au-dessus. Mais les variations sont bien inférieures à celles qui résultent des changements de débit du courant d'air, et le maximum de teneur en gaz coïncide toujours avec l'aérage minimum. Pour les quatre autres quartiers, il est impossible de discerner une influence quelconque de la pression barométrique et les teneurs en grisou dépendent du débit du courant d'air.

Cette absence d'influence des variations de la pression barométrique sur le grisou dégagé par une houille très grisouteuse est également démontrée par les volumes de gaz recueillis au moyen de tubes enfoncés dans des trous de sonde. Les volumes recueillis pendant des intervalles de temps égaux n'ont jamais été en rapport avec la pression barométrique, ni dans les expériences de M. J. Mayer, à Polnisch Ostrau, ni dans celles de M. R. Schneider, à Rossitz (t. III, p. 197).

En revanche, dans le quartier contenant des vides considérables (puits Tiefbau à Witkowitz), la courbe des teneurs en grisou du retour d'air suit fidèlement la courbe du baromètre, et, dans ce cas, ainsi qu'il était facile de le prévoir, c'est l'influence des variations barométriques qui est prépondérante.

Nous extrayons du mémoire de M. J. Mayer les deux diagrammes résumant les expériences faites dans la couche de Wilhelm (Pl. VII, *fig.* 1) et dans le puits Tiefbau (Pl. VIII, *fig.* 1).

M. J. Mayer tire de ces observations cette règle déjà mise en pratique depuis longtemps que, dans les mines contenant des vides dus aux anciens travaux, pendant les variations importantes de la pression barométrique, il faut redoubler la surveillance sur les retours d'air et, en tout cas, augmenter la ventilation.

Les variations de teneur de l'acide carbonique ne suivent pas celles du grisou, et la pression barométrique est sans action sur elle.

En ce qui concerne l'influence de l'abatage, elle est manifeste, mais la valeur absolue de la teneur en grisou des retours d'air n'est pas en rapport direct avec la quantité de charbon extraite. De plus, l'influence de l'abatage ne se faisant pas sentir immédiatement, des variations passagères dans le tonnage extrait produisent peu d'effet; pour qu'il soit considérable, il faut que l'extraction soit forcée ou restreinte pendant une certaine durée.

La température variant peu dans les travaux, et l'humidité de l'air, pas du tout, l'influence de ces deux facteurs est nulle en pratique; quant à la vitesse du vent au jour et aux tempêtes, elles sont sans action sur le dégagement du grisou dans les mines à aérage artificiel.

Observations. — Nous n'avons que peu d'observations à présenter sur cette partie des recherches de la Commission autrichienne qui tranchent d'une façon définitive,

à notre avis, deux questions importantes : celle de la composition des gaz émis par la houille et celle de l'influence, sur leur dégagement, de divers facteurs, dont quelques-uns étaient considérés à tort comme ayant une action pratiquement importante.

II. EXPÉRIENCES SUR LES LAMPES DE SURETÉ.

Après les nombreuses expériences faites par les commissions étrangères, la Commission autrichienne a étudié surtout les lampes en usage dans le district d'Ostrau c'est-à-dire les lampes Müseler, Wolf (à benzine) et Marsaut, et quelques autres seulement : Howat, Morgan et Combessédès, ainsi que la lampe Pieler réglementaire en Autriche pour les recherches de grisou.

Tandis que les lampes Wolf, Marsaut et Pieler sont toutes de construction identique, les Mueseler, en usage dans le district d'Ostrau, sont de types variés. Aussi, comme le diamètre du cylindre de verre, les dimensions de la cheminée et sa saillie sous le diaphragme ont une influence considérable sur la sécurité de la lampe Mueseler, la Commission a adopté un type invariable dont voici les dimensions : cylindre de verre, 70 millimètres de hauteur ; diamètre intérieur, 46 millimètres, épaisseur du verre 6 millimètres ; diamètre de la cheminée en bas 35 millimètres, en haut 12 millimètres, hauteur au-dessus du diaphragme 90 millimètres, au-dessous 15 millimètres ; surface libre du diaphragme $13^{cm^2},5$; hauteur du tamis 110 millimètres, diamètre en bas 46 millimètres, en haut 40 millimètres, nombre de mailles au centimètre carré 144, épaisseur du fil $0^{mm},35$.

Nous donnons ci-joint les dessins des trois lampes Wolf, Mueseler et Pieler publiés par la Commission autrichienne (Pl. VII, *fig.* 2 et Pl. VIII, *fig.* 2 à 4).

Les expériences ont été faites à Ostrau avec des mélanges d'air et de grisou naturel pris dans la mine et recueilli dans un gazomètre de $3^{m^3},800$; les lampes étaient placées soit dans des mélanges au repos, soit dans des courants animés de vitesses plus ou moins grandes. La Commission autrichienne a pensé que les résultats obtenus avec du grisou naturel seraient plus probants, au point de vue de la sécurité des lampes, que les expériences des Commissions étrangères faites surtout avec du gaz d'éclairage, plus facilement explosible que le grisou.

L'appareil pour les mélanges en vitesse était constitué par une conduite en tôle de 6 millimètres d'épaisseur, de $4^m,20$ de longueur et d'une section libre de $0^m,20 \times 0^m,25$ réduite à $0^m,10 \times 0^m,15$ en amont du point d'observation des lampes, où se trouve une fenêtre vitrée sur le côté de la conduite. L'air était aspiré à une extrémité par un Körting et entrait par l'autre, muni d'une plaque percée de trous. Le grisou, venant du gazomètre, sous pression, était introduit dans la conduite par une gaine percée d'orifices disposés de manière à assurer un mélange complet du gaz et de l'air. Trois toiles métalliques successives étaient placées entre les lampes et l'admission du gaz. Le Körting aspirait 10 mètres cubes par minute, et d'après le volume de grisou disponible, les expériences pouvaient durer, suivant la vitesse et la teneur, de 40 secondes à 90.

La composition du mélange était réglée d'après les vitesses de l'air et du grisou estimées, suivant leur pression, à l'aide d'une table dressée au moyen des vitesses réelles mesurées avec un anémomètre.

L'appareil pour les mélanges au repos était formé par une cage vitrée, ouverte par en bas, de 0,35 de hauteur et $0,175 \times 0,175$ de section formant une cloche de 10 litres de capacité. On la remplissait du mélange de titre voulu en la faisant reposer sur une cuve à eau et intro-

duisant des volumes déterminés de gaz et d'air, brassés ensuite par un agitateur à ailettes. On introduisait alors la lampe plus ou moins vite sous la cloche en la faisant remonter sur un plateau mobile.

Pour les lampes Wolf et Pieler, chaque expérience était faite après avoir regarni la lampe. On employait pour la lampe Wolf de la benzine de densité = 0,72 bouillant à 60° C., pour la lampe Pieler de l'esprit-de-vin dénaturé de densité = 0,815 à 15° C.

La lampe Pieler avec un seul tamis en fer (165 mailles par centimètre carré et 0,041 millimètre d'épaisseur de fil) commence à rougir fortement dans le mélange à 4 p. 100 dès $6^m,3$ de vitesse, à 5 p. 100 et $6^m,3$ de vitesse la flamme traverse le tamis au bout de 28 secondes; avec la même teneur et 7,4 de vitesse elle traverse en 17 secondes, à 9 p. 100 et 6,6 de vitesse elle traverse en 8 secondes.

Avec deux tamis en fer (tamis intérieur 138 mailles par centimètre carré et tamis extérieur 165 mailles) l'explosion s'est propagée au dehors à partir de 6 p. 100 pour $8^m,5$ de vitesse, au bout de 27 secondes.

Avec un tamis en fer et une cuirasse continue (sans fenêtre d'observations, la cuirasse devant être entièrement soulevée pour les observations d'auréoles) la flamme n'a jamais traversé ce tamis (qui a rougi faiblement) même avec 9 p. 100 de grisou et 11 mètres de vitesse.

Il n'a pas été fait d'expérience avec des lampes Pieler à deux tamis et cuirasse.

Dans les mélanges au repos, la flamme n'a jamais traversé le tamis dans le mélange le plus explosif, mais s'est toujours éteinte au bout de peu de temps avec une petite explosion. Le tamis a rougi fortement à partir de 5 p. 100.

La lampe Wolf avec un seul tamis n'a laissé passer l'explosion qu'à partir de 6 p. 100 et $6^m,4$ de vitesse; le

passage le plus rapide a été obtenu à 7 p. 100 pour $9^m,6$ de vitesse (au bout de 6 secondes). A des teneurs plus élevées, l'explosion s'est produite au dehors au moment où l'admission du gaz a été coupée, phénomène qui s'est d'ailleurs produit dans un assez grand nombre de cas, avec des lampes diverses.

La lampe Wolf à deux tamis n'a laissé passer l'explosion qu'à partir de 7 p. 100 et $11^m,8$ de vitesse (au bout de 10 secondes).

Dans ces diverses expériences les tamis ont rougi fortement et les cylindres de verre se sont cassés pour les teneurs supérieures à 6 p. 100 à 7 mètres de vitesse, mais sans laisser passer la flamme.

Avec deux tamis et une cuirasse, il n'y a jamais eu explosion au dehors, même à 9 p. 100 et $17^m,6$ de vitesse.

Dans les mélanges explosifs au repos, la lampe introduite rapidement dans les mélanges s'éteint; jamais l'explosion ne s'est propagée au dehors, même lorsque le mélange explosif remplissant la lampe a été allumé par les amorces du système spécial de rallumage.

La lampe Cambessédès a donné des résultats analogues.

La lampe Mueseler dans les mélanges à 5 p. 100 ne s'éteint pas, même à des vitesses de 17 mètres; à 6 p. 100 et à $6^m,4$ de vitesse, elle s'éteint immédiatement et le mélange explosif brûle dans la lampe sous le diaphragme. A la même teneur et pour des vitesses plus grandes, la cheminée rougit fortement sous le diaphragme et le cylindre de verre se fend. Les phénomènes de combustion des gaz vont en s'accentuant avec la teneur en gaz et la vitesse. Mais pour 10 p. 100 et $15^m,6$ de vitesse, tout s'éteint au bout de quelques secondes.

Dans les mélanges au repos, la flamme de l'explosion n'a jamais traversé le tamis.

La lampe Marsaut avec deux tamis et cuirasse s'est

comportée comme une lampe très sûre ; elle n'a pas laissé passer l'explosion dans le mélange à 9 p. 100 et $17^m,6$ de vitesse.

La lampe Howat et la lampe Morgan, plus compliquées que les précédentes, n'ont pas donné de résultats aussi satisfaisants.

Des expériences ont été faites également dans l'appareil de vitesse en répandant des poussières de charbon inflammables ; elles montrent que l'addition d'une très petite quantité de poussières augmente le danger ; une grande quantité le diminue au contraire, en donnant un excès de gaz combustibles qui étouffent la flamme de la lampe.

D'une façon générale les tamis en fil de laiton se sont montrés plus dangereux que les tamis en fils de fer.

La Commission autrichienne conclut de ces expériences que les lampes en usage dans les mines d'Ostrau Karwin, c'est-à-dire les lampes Mueseler, Wolf et Marsaut sont en somme beaucoup plus sûres qu'on ne l'admettait généralement, puisque, munies de leurs cuirasses, elles ont résisté aux mélanges les plus explosifs animés de vitesses dépassant notablement celle de 10 mètres, qui est pratiquement la plus élevée que l'on rencontre dans les mines grisouteuses.

Dans ces conditions, la Commission n'a pas cru devoir s'occuper d'autres systèmes d'éclairage tels que l'éclairage électrique, très intéressant à coup sûr, mais qui ne peut être encore considéré comme pratiquement réalisé.

Observations. — Les expériences de la Commission autrichienne, notamment sur les lampes placées dans des courants animés de vitesses plus ou moins grandes, sont pleinement d'accord avec celles entreprises récemment par la Commission française qui sont à notre avis plus probantes encore au point de vue du degré de sécurité que l'on peut accorder aux systèmes de lampe bien

conçus. Elles ont été faites, en effet, avec le gaz d'éclairage dans un appareil permettant d'agiter les lampes en tout sens et de faire varier l'angle d'incidence du courant sur la lampe. En outre, tandis que l'appareil de la Commission autrichienne limitait les observations à 60 secondes environ, l'appareil de la Commission française permet de maintenir aussi longtemps qu'on le désire les lampes dans le mélange explosif.

Les observations faites avec l'appareil pour les mélanges au repos de la Commission autrichienne ne peuvent pas conduire à des conclusions aussi formelles que celles qu'elle en tire ; le volume très limité de cet appareil (10 litres), dont le mélange ne peut être renouvelé, ne permet pas de réaliser les conditions qui se produisent dans un chantier peu aéré envahi par un dégagement subit de grisou. Les lampes exigeant un grand volume pour que leur tirage s'effectue comme dans l'air libre, et, par suite, les produits de la combustion se mélangeant rapidement à l'atmosphère d'une faible capacité, il est certain que l'extinction totale de la lampe se produit avant que l'on ait pu saisir le régime stable qui s'établit, par exemple, pour une lampe placée dans un chantier envahi par un mélange explosif. C'est en effet ce qui s'est produit dans toutes les expériences de la Commission autrichienne, tandis que celles de la Commission française, faites dans un appareil à courant continu de faible vitesse, ont montré que pour la plupart des lampes placées dans des mélanges explosifs de méthane au repos, ce mélange brûle indéfiniment dans la lampe avec plus ou moins d'activité et peut pour certains types, notamment pour les lampes Pieler, faire rougir très fortement le tamis.

Quoi qu'il en soit, les conclusions formulées à cet égard par la Commission autrichienne sont conformes à celles de la Commission française au point de vue du degré de sécurité des divers types de lampes essayées.

III. INDICATEURS DU GRISOU.

Les recherches faites par la Commission autrichienne sur les indicateurs de grisou ont eu pour but de tirer le meilleur parti possible des auréoles données dans les atmosphères grisouteuses par les trois types de lampes les plus répandues dans les mines de Karwin Ostrau, c'est-à-dire la lampe Mueseler et la lampe Wolf et, pour les faibles teneurs, la lampe Pieler.

Les observations des auréoles ont toujours été faites au moyen de grisou naturel. Les plus complètes sont dues à M. R. Schneider (t. III, p. 216), qui a fait ces observations en plaçant les lampes dans un cylindre un peu plus large seulement que les lampes, et traversé par le mélange dont le volume total était de 10 litres, s'écoulant en 90 secondes.

Le tableau suivant résume les moyennes de trois séries d'expériences faites avec du grisou provenant des mines suivantes : Segengottes (Rossitz) et puits Henri (Ostrau), gaz de deux soufflards. Pour les lampes Mueseler et Wolf, la flamme était réglée en abaissant autant que possible la mèche. Pour la lampe Pieler (dont l'écran dépasse de 35 millimètres le porte-mèche), le réglage indiqué est « abaissement de la flamme jusqu'au niveau de l'écran. »

TENEUR EN GRISOU pour 100	LAMPE MUESELER				LAMPE WOLF, A BENZINE				LAMPE PIELER, A ESPRIT-DE-VIN			
	Hauteur au-dessus du porte-mèche en millim.		Forme de l'auréole	Couleur	Hauteur au-dessus du porte-mèche en millim.		Forme de l'auréole	Couleur	Hauteur au-dessus du porte-mèche en millim.		Forme de l'auréole	Couleur
	de la flamme	de l'auréole			de la flamme	de l'auréole			de la flamme	de l'auréole		
1/4	»	»	»	»	»	»	»	»	»	20	Cône pointu.	Bleu clair.
1/2	»	»	»	»	»	»	»	»	»	40	Id.	
1	»	»	»	»	»	»	»	»	»	50	Id.	
1 1/2	»	»	»	»	»	»	»	»	»	70	Id.	
2	4	11	Cône pointu.	Bleu clair.	3 1/2	13	Cône pointu.	Bleu clair.	»	80	Id.	
2 1/2	4	16 1/2	Id.		4	18	Id.		»	100	Id.	
3	4 1/2	19	Id.		4 1/2	29	Id.		»	Atteint le sommet du tamis.	Cône tronqué s'évasant un peu à la partie supérieure.	
3 1/2	4 1/2	25	Id.		5	45	Id.		5			
4	6	La pointe du cône de l'auréole disparaît dans la cheminée.			8	69	Cône droit s'évasant contre le sommet du tamis.		»			
4 1/2	7		Cône très allongé.			Atteint le haut du tamis.	L'auréole forme une cloche ouverte vers le haut, en projetant des flammes vers le bas le long du tamis.		14		Cylindrique s'évasant tout à fait en haut.	Vert.
5	8				11				»			
5 1/2	9 1/2		Cylindrique. Cône tronqué renversé.		»	»	»		21		Flammes rabattant le long du tamis.	Bleu clair.
6	9				»							
6 1/2	6	Le sommet de l'auréole reste dans la cheminée.	La flamme remplit toute la cheminée et atteint le bord de celle-ci dans le cylindre de verre en formant cloche.									
Plus de 6 1/2	4		La flamme s'éteint.									

Des planches annexées au mémoire de M. Schneider indiquent très nettement les apparences des auréoles pour les trois lampes aux diverses teneurs dans chaque série d'expériences (*).

L'auteur conclut de ses observations que la forme et la couleur des auréoles varient :

1° Suivant la vitesse avec laquelle les gaz circulent dans le cylindre d'observation ;

2° Avec la température des lampes en expérience ;

3° Avec la composition chimique du mélange.

Pour la lampe Pieler on peut atténuer l'inconvénient provenant des vapeurs d'alcool se dégageant du réservoir par suite de l'échauffement de la lampe aux hautes teneurs, en remplaçant la mèche creuse par une mèche ronde pleine qui obture plus complètement le tube porte-mèche.

Les variations de compostion des liquides employés (huile, benzine, alcool) peuvent également influer sur les hauteurs et la forme des auréoles ; de plus, ainsi que le fait observer la Commission dans ses conclusions, chaque observateur a l'œil inégalement exercé, à ce point que telle personne ne voit encore aucune auréole là où telle autre en discerne exactement la forme. Aussi serait-il désirable que chaque observateur s'habituât à la vérification des auréoles dans un appareil d'études, avant d'entreprendre le dosage du grisou dans la mine.

Quoi qu'il en soit, la Commission estime que l'observation d'une de ces trois lampes permet d'apprécier la teneur d'un courant d'air grisouteux avec une exactitude d'au moins 1/2 p. 100. Elle formule la règle suivante pour les précautions à prendre dans les recherches de

(*) Pour la même raison que celle indiquée précédemment, toutes les lampes essayées se sont éteintes vers 6 p. 100 à la fin des observations.

grisou au moyen de ces lampes : pour opérer avec précision et en toute sécurité dans des courants d'air en vitesse ou en atmosphère calme, on doit employer la lampe Pieler pour les faibles teneurs de 1/4 à 2,5 p. 100, la lampe Wolf de 2 à 4,5 p. 100 et la lampe Mueseler de 3 à 6 p. 100. Au-dessus des limites données pour chacune d'elles, la recherche du grisou au moyen de ces trois lampes n'est plus sûre.

Pour la lampe Pieler, dans les mines très grisouteuses avec courants d'air violents, il faut avoir soin de la munir d'une cuirasse et de faire toujours au préalable une recherche avec la lampe Mueseler ou Wolf. Dès que celles-ci accusent 3 p. 100 on ne doit plus se servir de la lampe Pieler ; si les lampes Wolf et Mueseler ne marquent pas le grisou, alors seulement on peut soulever la cuirasse de la Pieler pour faire l'observation.

La Commission autrichienne n'a pas étudié l'indicateur Liveing qui lui paraît trop compliqué pour un usage courant et pratique.

Observations. — Comme pour les essais des lampes en atmosphère calme, il est regrettable que l'appareil de dosage n'ait pas permis de maintenir les lampes plus d'une minute et demie dans les mélanges titrés. Les hauteurs indiquées pour les auréoles concordent cependant bien avec celles que nous avons obtenues dans un courant continu pour la lampe Pieler, ce qui tient à ce que l'auréole prenant immédiatement sa hauteur définitive quand on plonge la lampe dans un mélange grisouteux, on peut déterminer cette hauteur en quelques secondes d'observations et un volume de 10 litres peut par conséquent être considéré comme suffisant. Mais pour l'étude des circonstances pouvant influer sur les hauteurs, la forme et l'éclat des auréoles (notamment la variation de la température et de la composition de l'air), il est nécessaire que l'appareil permette des observations assez pro-

longées ; aussi cette influence est-elle seulement indiquée par la Commission sans en préciser les limites.

Les mémoires publiés ne permettent pas de savoir si l'on a fait des déterminations comparatives de teneurs en grisou avec les lampes et par analyses chimiques. Le nombre considérable d'analyses chimiques de retour d'air grisouteux exécutées par les sous-commissions, a dû cependant permettre de faire très fréquemment ce contrôle : c'est probablement d'après cela que l'approximation des teneurs données par les auréoles entre zéro et 6 p. 100 a été fixée par la commission à 1/2 p. 100, car d'après les diagrammes des auréoles, au moins par les faibles teneurs estimées avec la lampe Pieler le degré d'exactitude serait notablement plus grand.

Le type de la lampe Pieler adopté par la Commission paraît d'un maniement assez difficile et qui même n'est pas exempt de danger ; la cuirasse n'ayant pas de fenêtre, doit être entièrement soulevée pour permettre les observations. La lampe s'échauffant beaucoup déjà dans 2 p. 100 de grisou, cette manœuvre ne doit pas être très commode dans une pareille teneur, et de plus, si la teneur en gaz augmente brusquement (cas qui s'est présenté même dans des retours d'air à grand débit) la lampe pourra laisser passer l'explosion. C'est avec raison que la commission supprime la fenêtre qui est une cause sérieuse de dangers, mais alors il faudrait la remplacer par une lame de mica pour observer les auréoles sans soulever la cuirasse.

IV. EXPÉRIENCES SUR LES EXPLOSIFS.

Les expériences de la Commission autrichienne sur les explosifs ont porté principalement sur le danger des coups de mines en présence des poussières.

Les recherches poursuivies à Polnisch Ostrau et à Segengottes sur l'inflammation des poussières de charbon avec ou sans addition de grisou, au moyen de divers explosifs, ont montré que le danger des poussières est encore plus grand qu'on ne l'admettait généralement.

Les expériences ont été faites dans des chambres d'explosion en maçonnerie établies au fond de galeries de 50 mètres de profondeur. Les chambres d'explosion, de $3^{m3},00$ de capacité à Segengottes et $18^{m3},24$ à Polnisch Ostrau (cette dernière pouvant être divisée en deux compartiments de $7^{m3},42$ et $10^{m3},82$) étaient fermées avec des cadres en papier avant d'introduire les poussières et de faire le mélange de grisou brassé avec un agitateur à ailettes. L'effet produit sur le mélange par l'explosion de cartouches placées à l'air libre ou dans des canons d'inclinaisons variées était apprécié soit par des témoins en bois, facilement combustibles, soit par des fenêtres latérales.

On a vainement tenté de déterminer *a priori* le danger de chaque sorte de poussières d'après leur composition chimique et leurs propriétés physiques. Les nombreux essais de classification tentés à cet égard par la sous-commission d'Ostrau n'ont abouti à aucun résultat précis. Tout ce que l'on peut déduire des expériences, c'est que la sensibilité des poussières augmente en général avec la teneur en hydrocarbures facilement inflammables (notamment avec la quantité d'éthane que dégage le charbon chauffé à 100 degrés), et avec leur sécheresse ; ce sont les poussières les plus sèches qui ont donné les flammes les plus longues.

Les expériences ont montré que la plupart des poussières sont souvent enflammées par une cartouche de dynamite de 100 grammes placée à l'air libre ou avec bourrage de poussière, même sans addition de grisou ; elles le sont à coup sûr par une charge de 300 grammes placée dans les mêmes conditions. Une cartouche de dy-

namite de 100 grammes placée sans bourrage dans un trou de mine ne produit généralement pas d'inflammation de poussières. Suivant les poussières, l'inflammation présente des allures très différentes : les unes donnent seulement des flammes très courtes, les autres de très longues flammes qui ne le cèdent en rien à celles que produit un mélange explosif de grisou. Avec 100 grammes de dynamite n° 1, on a eu des longueurs de flammes de 5 à 20 mètres à Ostrau ; la plus grande longueur observée a été de 29 mètres avec 200 grammes bourrés avec des poussières.

Tous les explosifs brisants, rhexite, méganite, hellhofite, etc., ont donné des résultats analogues à la dynamite : tous ces explosifs en cartouche libre de 100 grammes ou avec bourrage de poussière, ont enflammé la plupart des poussières et se conduisent avec celles-ci comme en présence d'un mélange explosif d'air et de grisou.

Il en résulte que les explosifs brisants doivent être considérés comme dangereux dans leur emploi aussi bien en présence des poussières que du grisou. Mais, tandis qu'avec des explosifs moins brisants, du type de la poudre ordinaire (poudre noire et ses analogues carboazotine, janite, etc.), il est impossible d'atténuer ce danger, il est au contraire très facile d'y arriver avec les explosifs brisants, par l'emploi de moyens très simples, notamment de bourrage avec des matières non inflammables, même en quantité presque insignifiante.

Les nouveaux explosifs de sûreté : carbonite, roburite, sécurite, Favier, etc., n'ont été soumis à aucun essai par la Commission autrichienne, ces explosifs étant actuellement étudiés par la Commission prussienne. La sous-commission d'Ostrau a expérimenté surtout, comme explosif de sûreté, la « soda wetter dynamite » contenant 52 p. 100 de nitro-glycérine, 14 p. 100 de kieselguhr et 34 p. 100 de carbonate de soude cristallisé. Elle a donné

des résultats très satisfaisants : une charge de 500 grammes en cartouches libres n'a pas enflammé les poussières les plus dangereuses non additionnées de grisou.

A Ostrau les mélanges les plus explosifs, même additionnés de poussières, n'étaient pas enflammés par une charge de 150 grammes. Des charges de 200 grammes ont donné régulièrement des explosions dans le mélange à 9 p. 100, jamais dans celui à 7 p. 100.

Ces expériences dénotent pour ce genre d'explosif une sécurité moins grande que dans celles de la Commission prussienne faite dernièrement à Neunkirchen, où des charges de 510 grammes dans 8 p. 100 et 400 à 430 grammes dans 10 p. 100 avec poussières en suspension n'ont pas donné d'explosions (les explosifs employés contenaient soit 35 p. 100, soit 40 p. 100 de cristaux de soude).

Les expériences faites à Segengottes avec les poussières de Rossitz, extrêmement sensibles, ont donné des résultats moins satisfaisants que celles d'Ostrau. La wetter dynamite s'est montrée complètement sûre contre les poussières seules, même avec des charges de 300 grammes ; mais avec addition de gaz, le danger croît rapidement avec la teneur en grisou. Des charges, en cartouches libres, de 200 grammes dans 5 p. 100 de gaz avec poussières donnent déjà des explosions : à 6 p. 100 avec poussières, on obtient de violentes explosions avec 150 grammes de charge seulement.

Dans les mélanges grisouteux sans poussières, une charge de 150 grammes en cartouches libres donne déjà de violentes explosions à 6 p. 100 ; mais avec 100 grammes et 8 p. 100 sans poussières, on n'a pas eu d'explosion.

Cette différence dans les résultats obtenus à Ostrau et à Rossitz, peut s'expliquer soit par la plus grande inflam-

mabilité des poussières de Rossitz, soit par la capacité moins grande de la chambre d'explosion de Segengottes.

Des expériences ont été faites sur les cartouches dites de sûreté, dans lesquelles l'explosif brisant est entouré de matières meubles incombustibles telles que kieselguhr, sable, argile, que l'on mouille au moment d'employer les cartouches. Elles ont donné presque toujours des résultats favorables, mais la Commission autrichienne considère leur emploi comme d'un intérêt secondaire, étant donné que, même avec une charge de 100 à 200 grammes de dynamite faisant canon, on n'a aucune inflammation dans les mélanges à 9 p. 100, à condition d'avoir fait un bourrage de 510 millimètres formé de sable humide ou de glaise sèche.

Des essais faits avec les explosifs au nitrate d'ammoniaque (dont les résultats ont été publiés dans l'*OEsterreichische Zeitschrift* de 1889, page 139, et ne sont pas reproduits dans les publications de la Commission) ont donné des résultats moins satisfaisants comme sécurité que la wetter dynamite, tout en produisant un effet utile plus considérable.

Comme procédés d'allumage des coups de mines, la Commission constate que le cordeau Bickford est peu sûr à cause des flammèches qui peuvent s'en dégager et allument, sinon les poussières, au moins le grisou à partir de 4,5 p. 100. La Commission recommande le système d'allumage Lauer à friction, et en seconde ligne l'allumage électrique avec toutes les précautions habituelles.

Pour combattre le danger provenant des poussières, la Commission autrichienne recommande l'arrosage des chantiers, qui, lorsqu'il peut être convenablement exécuté, donne de très bons résultats. Dans les mines poussiéreuses sans grisou, on doit employer les explosifs brisants après avoir enlevé complètement les amas de poussières par l'arrosage ou le balayage; si l'on ne peut y parvenir, on doit employer les explosifs de sûreté auxquels, avec un bourrage de sable humide, on peut accorder une sécurité presque absolue. Si aux poussières s'ajoute une petite quantité de grisou (1/2 à 1 p. 100), on doit se servir d'un procédé d'allumage ne pouvant projeter de flammes au dehors de la mèche.

Observations. — Les expériences de la Commission autrichienne confirment pleinement les recherches faites en France, notamment à Liévin, et qui ont démontré de même l'inflammabilité des poussières par les explosifs brisants en cartouches libres ou bourrés avec des poussières, et l'influence remarquable de bourrages de sable même de très peu d'épaisseur.

Nous terminerons en indiquant quelques-unes des recommandations formulées par la commission autrichienne sur la tenue des mines grisouteuses.

L'aérage doit être tel que dans aucun cas la teneur du retour d'air général ne dépasse 1,5 p. 100 de grisou et 0,5 p. 100 d'acide carbonique, soit 2 p. 100 en tout.

Les mines grisouteuses sont divisées en trois classes d'après leurs conditions actuelles et astreintes aux règles suivantes d'aérage :

Première classe. — Mines peu grisouteuses (moins de 1 p. 100 de teneur totale de $C^2H^4 + CO^2$ dans les retours d'air).

On doit envoyer au moins 2 mètres cubes par homme et par minute du poste le plus chargé; un cheval doit être compté pour quatre hommes.

Deuxième classe. — Mines moyennement grisouteuses (1 à 2 p. 100 de teneur totale $C^2H^4 + CO^2$ dans les retours d'air).

3 mètres cubes au moins par homme et par minute.

Troisième classe. — Mines très grisouteuses (plus de 2 p. 100 de teneur totale).

Au moins 4 mètres cubes par homme et par minute.

Ces quantités d'air doivent être évaluées d'après le débit des retours d'air.

Dans les mines peu ou moyennement grisouteuses, à très forte extraction, la quantité d'air ne doit pas descendre au-dessous de 1 mètre cube par minute et tonne extraite en vingt-quatre heures, les ventilateurs devant d'ailleurs être installés de façon à pouvoir majorer ce débit de 25 p. 100 dans les cas exceptionnels (irruption de gaz, explosions, etc.).

Aucun retour d'air partiel ne doit dépasser la teneur maxima de grisou admise pour le retour d'air général; aussi les retours d'air partiel doivent être observés couramment aussi bien que le retour d'air général, avec des lampes de sûreté, notamment la lampe Pieler (confiée seulement à des hommes prudents et expérimentés) et dont les indications devront être contrôlées par des analyses chimiques, qui seules peuvent donner un résultat rigoureusement exact. Les analyses sont absolument nécessaires pour avoir la teneur en acide carbonique et les très faibles teneurs en grisou, non perceptibles avec les lampes, qui, pour les mines à poussières très inflammables, sont une cause importante de danger.

En conséquence, les mines grisouteuses doivent être tenues de faire des analyses de leurs retours d'air à des intervalles périodiques réglés par l'administration; elles devront tenir à jour des plans d'aérage et des registres où seront inscrits le volume et la vitesse des courants d'air, ainsi que la hauteur barométrique observée chaque jour. En cas d'augmentation de gaz ou d'abaissement rapide de la pression atmosphérique, on devra renforcer le volume d'air introduit dans la mine s'il est à craindre que la teneur en gaz du retour d'air dépasse le maximum prescrit ou que l'aérage des chantiers devienne insuffisant.

BULLETIN

MINES DE HOUILLE DE LIN-SI (CHINE).

Depuis le mois de janvier 1891, les mines de Lin-si sont reliées par un embranchement au chemin de fer de Kai-ping.

Ces mines, comme celles de Tang-shan, étaient autrefois exploitées par les gens du pays. Ils retiraient à bras d'hommes, d'un puits d'environ 120 pieds de profondeur, du charbon en quantité à peine suffisante pour la consommation de quelques villages. La Compagnie de Kai-ping, il y a environ cinq ans, fit faire dans cette région un sondage de 300 pieds de profondeur. Le charbon extrait fut jugé de très bonne qualité, et on put constater, en même temps, par l'étude comparée des mines de Tang-shan et des sondages faits à Lin-si, qu'il se trouvait, entre ces deux points, un gisement houiller renfermant 400 millions de tonnes environ. En 1889, l'exploitation fut commencée et on creusa un second puits, qui atteindra 600 pieds de profondeur.

D'après les renseignements fournis par M. Griffon, ingénieur des ponts et chaussées, qui a visité récemment les houillères de Lin-si, les deux puits sont déjà munis de machines d'extraction, de pompes d'épuisement et de ventilateurs centrifuges. Depuis quelques mois on a commencé à poutrer les galeries qui aboutissent au puits de 300 pieds. L'exploitation n'a cependant pas encore atteint un grand développement; il n'a été extrait jusqu'ici que 38.000 tonnes de charbon, soit, en moyenne, 100 tonnes par jour. Mais dès que le réseau des galeries souterraines se sera étendu, ces puits pourront produire 1.200 tonnes par vingt-quatre heures. La Compagnie se propose, en outre, de construire, à deux kilomètres des puits actuels, un autre puits de 1.000 pieds de profondeur muni des machines les plus perfectionnées et pouvant fournir 2.000 tonnes de charbon par jour.

Le charbon est vendu à raison de 1 taël (environ 8 francs) la tonne sur le carreau de la mine et est transporté par voie ferrée au port de Tang-kou et sur le marché de Tien-tsin.

(*Extrait d'un* rapport *adressé* à M. le Ministre des affaires étrangères *par* M. le Consul de France à Tien-tsin.)

STATISTIQUE DE L'INDUSTRIE MINÉRALE ET MÉTALLURGIQUE DE L'EMPIRE DE RUSSIE EN 1887, 1888 ET 1889.

Production de l'or des gisements aurifères.

	QUANTITÉ D'OR OBTENU		
	1887	1888	1889
	kilogr.	kilogr.	kilogr.
Oural	10.647	10.903	10.587
Sibérie occidentale	2.424	2.525	2.776
— orientale	21.785	21.721	23.893
Finlande (Laponie)	6	13	22
Total	34.862	35.162	37.278

Production du platine brut.

OURAL.	1887	1888	1889
	kilogr.	kilogr.	kilogr.
Nijné-Taghilsk	2.097	1.296	1.025
Autres mines du gouvernement de Perm	2.309	1.421	1.609
Gouvernement d'Orenbourg	»	»	1
Total	4.406	2.717	2.635

Production de l'argent et du plomb.

GOUVERNEMENTS ET TERRITOIRES.	ARGENT extrait du minerai			PLOMB		
	1887	1888	1889	1887	1888	1889
	kilogr.	kilogr.	kilogr.	kilogr.	kilogr.	kilogr.
Usines du Cabinet de Sa Majesté Impériale. Tomsk (1) (arrondissement d'Altaï)	10.844	11.173	10.681	509.696	165.422	108.976
Usines du Cabinet de Sa Majesté Impériale. Transbaïkal (2) (arrondissement du Nertchinsk)	852	831	820	136.871	118.018	129.336
Semipalatinsk (1) (Steppes Kirghises)	2.801	2.231	1.806	186.126	369.271	177.494
Territoire du Terek (Caucase)	524	478	553	157.117	146.797	162.588
Usine de la Couronne	360	424	»	»	»	»
Vyborg (Finlande)	15.381	15.137	13.860	989.810	799.508	578.394
Total						

(1) Sibérie occidentale. (2) Sibérie orientale.

Production du cuivre.

	1887		1888		1889	
	En lingots	Cuivre laminé	En lingots	Cuivre laminé	En lingots	Cuivre laminé
a) OURAL.						
Usines de la Couronne.	kilogr.	kilogr.	kilogr.	kilogr.	kilogr.	kilogr.
Gouvernement de Perm	81.523	»	84.832	69 779	84.406	96.183
— d'Oufa	»	68.206	»	74.742	»	48.272
Usines des particuliers.	81.523	68.206	84.832	144.521	84.406	144.455
Gouvernement de Perm	2.212.725	121.016	2.035.182	44.586	1.970.006	61.949
— d'Oufa	376 429	3.849	350.696	50.074	394.807	58.083
— de Viatka	»	»	97 297	»	137.985	»
	2.589.154	124.865	2 483.175	94.660	2.502.798	120.032
b) POLOGNE.	2.670.677	193.071	2.568.007	239.181	2.587.204	264.487
Gouv. de Petrokov (part.)	»	323.669	»	384.062	»	267.846
c) SIBÉRIE OCCIDENTALE.						
Gouv. de Tomsk, usines du Cabinet de Sa Majesté Impériale dans l'Altaï	»	»	298.116	»	345.176	»
Terr. Semipalatinsk (part)	4.079	»	5.045	»	5.651	»
d) CAUCASE.	4.079	»	303.161	»	350.827	»
Gouv. de Tiflis (part.)	43.390	»	31.384	»	21.294	»
— d'Elisabetpole (part.)	1.805.174	1.720	1.498.262	1.966	1.461.735	1.147
	1.848.564	1.720	1.529.646	1.966	1.483.029	1.147
e) Gouv. de St-Pétersbourg (part.)	»	852.841	»	825.011	»	852.186
f) Gouv. de Vyborg (Finlande) (part.)	466.142	»	202.211	»	377.887	»
Totaux (*a*, *b*, *c*, *d*, *e*, *f*)	4.989.462	1.371.301	4.603,025	1.450.220	4.798.947	1.385.666

Production du zinc.

POLOGNE (1), gouv. de Petrokow.	1887		1888		1889	
	Zinc brut	Zinc laminé	Zinc brut	Zinc laminé	Zinc brut	Zinc laminé
	kilogr.	kilogr.	kilogr.	kilogr.	kilogr.	kilogr.
Usine de la Couronne	1.481.964	163.800	1.619.474	»	1.401.849	»
Usines des particuliers	2.142.111	2.993 199	2.270.858	2.478.785	2.283.716	2.759.391
Total	3.624.075	3.156.999	3.890.332	2.478.785	3.685.565	2.759.391

(1) Le minerai de zinc est également exploité au Caucase (gouv. de Koutaïs).

Production de l'étain.

	1887	1888	1889
FINLANDE.	kilogr.	kilogr.	kilogr.
Pitcaranda (gouvernement de Vyborg) (part)	10.302	19.427	11.810

Production du mercure.

	1887	1888	1889
GOUVERNEMENT D'EKATERINOSLAVE	kilogr.	kilogr.	kilogr.
Usine Auerbach et C°	64.062	164.816	167.109

Production de la fonte.

		1887	1888	1889
a) OURAL.		tonnes	tonnes	tonnes
Usines de la Couronne.	gouvernement de Perm	27.403	29.876	35.513
	— d'Oufa	22 770	25.658	16.703
		50.173	55.534	52.216
Usines des particuliers.	gouvernement de Viatka	24.582	23.351	27 183
	— de Vologda	1.270	968	1.316
	— de Perm	239.015	247.356	260.042
	— d'Oufa	39.573	38.030	33.622
	— d'Orenbourg	29.103	28.524	31.248
		333.543	338.229	353.411
Total (*a*)		383.716	393.763	405.627
b) RUSSIE CENTRALE (part.).				
Gouvernement de Nijni-Novgorod		31.025	34.022	34.838
— de Vladimir		9 051	8.128	12.173
— de Riasane		2.729	2.552	3.360
— de Toula		2.809	2.185	1.529
— de Kalouga		25.749	27.821	30.497
— d'Orel		283	734	1.266
Total (*b*)		71.646	75.442	83.663
c) POLOGNE.				
Usines de la Couronne.	gouvernement de Radome	1.896	3.106	3.684
	— de Kieltzé	1.631	1.599	537
		3.527	4.705	4.221
Usines des particuliers.	gouvernement de Petrokov	27.914	40.189	45.847
	— de Kieltzé	209	739	1.814
	— de Radome	32.769	37.410	40.473
		60.892	78.338	88.134
Total (*c*)		64.419	83.043	92.355

		1887	1888	1889
d) RUSSIE MÉRIDIONALE (part.).		tonnes	tonnes	tonnes
Territoire des Cosaques du Don		4.995	3.764	5.053
Gouvernement d'Ekaterinoslave		60.525	83.077	135.806
— de Volhynie		2.595	2.146	2.900
Total (*d*)		68.115	88.987	143.759
e) RUSSIE DU NORD.				
Usines de la Couronne.	gouvernement d'Olonetz	907	837	878
	— de Vyborg	1.017	995	901
Total (*e*)		1.924	1.832	1.779
f) SIBÉRIE.				
Usines du Cabinet de Sa Majesté Impériale.	gouv. de Tomsk (Altaï)	2.184	1.161	1.622
	terr. Transbaïk (Nertchinsk)	731	523	595
		2.915	1.684	2 217
Usines des particuliers.	gouvernement de Jénisséisk	1.155	685	225
	— d'Irkoutsk	2.507	2.465	2.677
Total (*f*)		3.662	3.150	2.902
g) FINLANDE.		6.577	4.834	5.119
Gouvernement de Nyland		4.027	5.164	2.934
— d'Abo		4.634	3.338	1.732
— de St. Michel		819	1 077	1.326
— de Kouopio		6.558	9.443	7.576
Total (*g*)		16.038	19.022	13.568
Totaux		612.435	666.923	745.870

Production du fer (en barres, tôles, etc.).

		1887	1888	1889
a) OURAL.		tonnes	tonnes	tonnes
Usines de la Couronne.	gouvernement de Viatka	7.124	3.014	9.664
	— de Perm	7.307	8.977	7.807
	— d'Oufa	2.220	2.404	1.980
		16.651	14.395	19.451
Usines des particuliers.	gouvernement de Viatka	17.481	18.583	19.834
	— de Vologda	708	534	700
	— de Perm	154.973	156.248	172.202
	— d'Oufa	14.498	14.437	14.685
	— d'Orenbourg	13.581	14.640	16.093
		201.241	204 442	223.514
Total (*a*)		217.892	218.837	242.965

	1887	1888	1889
b) RUSSIE CENTRALE (part.).	tonnes	tonnes	tonnes
Gouvernement de Nijni-Novgorod	14.658	18.658	16.058
— de Moscou	»	»	8.956
— de Vladimir	2.415	2.591	4.256
— de Riasane	426	573	612
— de Tambove	6 991	7.205	6.716
— de Kalouga	1.142	1.010	1.298
— d'Orel	4.586	6.568	9.030
Total (*b*)	30.218	36.605	46.926
c) POLOGNE.			
Usine de la Couronne. — gouvernement de Radome	1.742	2.091	1.478
Usines des particuliers. — gouvernement de Petrokov	33.672	27.726	41 290
— de Varsovie	10.975	8.596	10.241
— de Plotzk	26	29	49
— de Kieltzé	143	182	41
— de Radome	15.513	14.642	16.047
— de Lioubline	2.063	1.874	»
	62.392	53.049	67.668
Total (*c*)	64.134	55 140	69.146
d) RUSSIE MERIDIONALE (part.).			
Territoire des Cosaques du Don	3.003	3 630	5 203
Gouvernement d'Ekaterinoslave	8.094	11.613	17.236
— de Volhynie	1.920	1.154	2.152
Total (*d*)	13 017	16.397	24.591
e) RUSSIE DU NORD.			
Usine de la Couronne. — gouvernement de Vyborg	»	»	7
Usines des particuliers. — gouvernement de Saint-Pétersbourg	27.030	25.575	26.341
— de Courlande	6.940	659	9.828
	33.970	26 234	36.169
Total (*e*)	33.970	26.234	36.176

	1887	1888	1889
f) SIBÉRIE.	tonnes	tonnes	tonnes
Usines du Cabinet de Sa Majesté Impériale. — gouv. de Tomsk (Altaï)	721	996	829
— Transbaïkal (Nertchinsk)	119	171	440
	840	1.167	1.269
Usines des particuliers. — gouvernement de Jénisséisk	287	291	130
— d'Irkoutsk	1.417	1.588	1.698
	1.704	1.879	1.828
Total (*f*)	2.544	3.046	3.097
g) FINLANDE (part.).			
Gouvernement de Nyland	3.484	4.266	4.418
— d'Abo	1.714	1.229	1.367
— de Tavastehus	419	521	486
— de Kouopio	1.634	1.786	1.431
— de Vasa	372	480	310
Total (*g*)	7.623	8.282	8.012
Totaux	369.398	364.541	430.913

Production de l'acier (forgé et fondu).

	1887	1888	1889
a) OURAL.	tonnes	tonnes	tonnes
Usines de la Couronne. — gouvernement de Viatka	1.606	2 099	2 266
— de Perm	2.673	1.747	4.397
— d'Oufa	1.049	732	584
	5.328	4.578	7.247
Usines des particuliers. — gouvernement de Viatka	606	872	»
— de Perm	18.396	19.394	25.946
— d'Oufa	13.584	14.219	13.511
— d'Orenbourg	222	266	426
	32.808	34.751	39.883
Total (*a*)	38.136	39.329	47.130

	1887	1888	1889
	tonnes	tonnes	tonnes
b) RUSSIE CENTRALE (part.).			
Gouvernement de Nijni-Novgorod	9.665	10.813	13.503
— d'Orel	26.782	27.846	52.252
— de Kalouga	655	1.392	»
Total (*b*)	37.102	40.051	65.755
c) POLOGNE (part.).			
Gouvernement de Petrokov	30.194	33.979	39.155
— de Varsovie	19.738	17.409	»
Total (*c*)	49.932	51.388	39.155
d) RUSSIE MÉRIDIONALE (part.).			
Gouvernement d'Ekaterinoslave	40.765	39.400	60.957
e) RUSSIE DU NORD (part.).			
Gouvernement de Saint-Pétersbourg	57.489	50.823	49.738
f) SIBÉRIE (part.).			
Gouvernement d'Irkoutsk	7	13	23
g) FINLANDE (part.).			
Gouvernement de Nyland	1.362	581	815
— de Kouopio	686	703	145
Total (*g*)	2 048	1.284	960
Totaux	225.479	222.288	263.718

Production de la houille (tonnes).

	1887			1888			1889		
	Houille	Anthracite	Boghead, lignite, etc.	Houille	Anthracite	Boghead, lignite, etc.	Houille	Anthracite	Boghead, lignite, etc.
Bassin du Donetz	1 600.827	454.608	»	1.723.672	516.452	»	2.385.918	724.138	»
Pologne	1.961.459	»	28.079	2.390.143	»	23.566	2.445.773	»	29.392
Bassin de Moscou	285.162	»	2.948	276.249	»	»	301 689	»	1.573
Oural. { mine de la Couronne	884 (1)	»	»	1.931 (1)	»	»	1.130 (1)	»	»
Oural. { mines des particuliers	162.458 (2)	»	»	207.031 (2)	»	»	261.601 (2)	»	»
Caucase (gouvernement de Koutais)	1.895	»	1.638	2.001	»	6.376	2.732	»	822
Bassin de Kief-Elisabetgrad	»	»	9.155	»	»	3.522	»	»	13.972
Tourkestan (territoire de Fergane)	»	»	5.994	»	»	6.980	»	»	6.933
Bassin de Kouzneïzk (gouvernement de Tomsk, Altaï)	13.232	»	»	16.550	»	»	14.668	»	»
Bassin des Steppes Kirghises (territoire de Semipalatinsk)	147	»	1.040	491	»	1.011	1.693	»	1.169
Ile de Sakhaline (territoire Littoral)	9.113	»	»	9.833	»	»	10.159	»	»
Sibérie	»	»	»	»	»	»	»	18	»
Gouvernement d'Olonetz	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Total	4.055.177	454.608	43.854	4.627.901	516.452	41.455	5.428.363	724.156	53.861
		4.533.636			5.185.808			6.206.380	

(1) Versant de l'Est.

(2) Versant de l'Ouest.

Production du sel (tonnes).

GOUVERNEMENTS ET TERRITOIRES	1887			1888			1889			
	Sel gemme	Sel des lacs salés	Sel obtenu par évaporation	Sel gemme	Sel des lacs salés	Sel obtenu par évaporation	Sel gemme	Sel des lacs salés	Sel obtenu par évaporation	
Mines, lacs et usines des particuliers.										
Astrakhan	»	293.299	»	»	309.722	»	»	318.790	»	»
Perm	»	»	199.439	»	»	254.255	»	»	270.450	
Ekaterinoslave	190.008	»	21.914	182.146	»	23.897	200.901	»	32.559	
Tauride (Crimée)	»	235.697	»	»	151.590	»	»	368.083	»	
Kharkov	»	»	54.644	»	»	40.173	»	»	53.481	
Orenbourg	31.733	»	»	34.947	»	»	27.830	»	»	
Tomsk	»	18.108	»	»	28.767	»	»	11.114	»	
Tourghaï	»	31.564	»	»	27.027	»	»	24.635	»	
Bakou	»	6.683	»	»	7.854	»	»	11.425	»	
Semipalatinsk	»	1.713	»	»	1.173	»	»	14.973	»	
Transcaspien	»	5.405	»	»	6.367	»	»	6.367	»	
Erivane	21.355	»	»	6.181	»	»	6.384	»	»	
Irkoutsk	»	»	6.151	»	»	6.059	»	»	6.057	
Kars	17.888	»	»	5.696	»	»	5.752	»	»	
Vologda	»	»	867	»	»	5.062	»	»	4.928	
Stavropole	»	3.370	»	»	4.144	»	»	1.657	»	
Territoire des Cosaques d'Oural	»	2.709	»	»	3.352	»	»	3.352	»	
— du Don	»	426	»	»	1.884	»	»	1.917	»	
Jénisseisk	»	»	3.044	»	»	1.817	»	»	284	
Kerson	»	1.474	»	»	1.604	»	»	14.854	»	
Bessarabie	»	»	»	»	»	»	»	4.914	»	
Daghestan	»	1.079	»	»	1.198	»	»	831	»	
Arkhanghelsk	»	»	870	»	»	851	»	»	742	
Varsovie	»	»	»	»	»	454	»	»	1.975	
Transbaïkal	»	»	»	»	»	377	»	358	360	
Terek	»	»	»	»	173	»	»	»	286	
Kouban	»	963	»	»	162	»	»	449	»	
Jakoutsk	»	»	»	»	»	»	»	148	»	
	261.274	608.490	286.929	228.970	551.017	332.945	240.867	780.867	370.399	
		1.156.693			1.112.932			1.392.133		

Production du soufre.

Mines des particuliers.	1887	1888	1889
	kilogr.	kilogr.	kilogr.
Territoire du Daghestan (Caucase)	1.441.440	360.360	90.090
— de Fergane (Tourkestan)	4.783	»	4.767
Total	1.446.223	360.360	94.857

Production du sel de Glauber (sulfate de soude).

Lacs et usines.	1887	1888	1889
	kilogr.	kilogr.	kilogr.
Gouvernement de Tiflis (part.)	1.153.971	1.163.930	1.160 589
Territoire de Kouban (part.)	328.697	4.914.000	4 914.000
Gouvernement de Tomsk (Altaï) du Cabinet de Sa Majesté Impériale	949 532	1.433.840	3.423.420
Gouvernement de Vologda (part.)	40.950	36.036	32.760
Territoire de Tourgaï (part.)	»	»	655.920
Total	2.473.150	7.547.806	10.186.689

Production du minerai de manganèse.

Mines des particuliers.	1887	1888	1888
	tonnes	tonnes	tonnes
Gouvernement de Koutaïs (Caucase)	52.697	29 858	69.504
Oural. Gouvernement de Perm	819	819	1.641
Oural. — d'Orenbourg	983	536	1.293
Gouvernement d'Ekaterinoslave	3.708	1.467	5.594
Total	58.207	32.680	78.032

Production du pétrole.

GOUVERNEMENTS ET TERRITOIRES. *Mines des particuliers.*	1887	1888	1889
	tonnes	tonnes	tonnes
Caucase. Bakou	2.703.209	3.154.742	3.226.182
Caucase. Elisabetpole	»	33	49
Caucase. Tiflis	470	618	906
Caucase. Terek	1.793	2.644	4.516
Caucase. Daghestan	60	55	65
Caucase. Kouban	14.595	20.426	22 636
Transcaspien	13 296	4.691	4.691
Fergane (Tourkestan)	234	63	28
Tauride (Crimée)	37	49	59
Total	2.733.694	3.183.321	3.259.132

Production du cobalt.

	1887 — Minerai extrait	1888 — Minerai extrait	1889 Minerai extrait	1889 Mattes de cobalt
CAUCASE.	kilogr.	kilogr.	kilogr.	kilogr.
Gouv. d'Elisabetpole (part.)	1.245	950	13.268	3.079

Production du fer chromé.

	1887	1888	1889
OURAL.	kilogr.	kilogr.	kilogr.
Mines des particuliers. Gouvernement de Perm	»	7.130 509	3.914.705
— d'Orenbourg.	»	90 909	241.425
Total	»	7.221.418	4.156.130

Production du minerai d'antimoine.

	1887	1888
CAUCASE.	kilogr.	kilogr.
Gouvernement de Koutaïs (part.)	»	8.190

Production des phosphorites.

	1887	1888	1889
Mines des particuliers.	kilogr.	kilogr	kilogr.
Russie méridionale. gouv. de Podolie et Bessarabie	6 611.132	12 121.200	9.336.600
— centrale . . . gouv. de Kostroma	442 260	655.200	655.200
Total	7 053.392	12.776.400	9.991 800

Production du kaolin.

	1887	1888	1889
Mines des particuliers.	kilogr.	kilogr.	kilogr.
Gouvernement de Tchernigov	4 553 853	4 914.000	2.010.923
— de Tauride (Crimée)	188 370	1.310 400	1 965 600
— de Volhynie	786.240	1.031 940	442.260
— de Kherson	559.442	352.956	174.087
Total	6.087.905	7.609.296	4.592 870

(Extrait de la Statistique officielle de l'Industrie minérale de Russie.)

PARIS. — IMP. C. MARPON ET E. FLAMMARION. RUE RACINE, 26.

NOTE

SUR

L'ACCÉLÉRATION DES PIÈCES A MOUVEMENT ALTERNATIF

DES MACHINES A VAPEUR

Par M. Ed. SAUVAGE, Ingénieur des mines,
Professeur à l'École nationale supérieure des mines.

433 (4)
ÉCOLE NATIONALE DES MINES BIBLIOTHÈQUE
Entrée 1 bis

Dans un récent article sur les *Forces d'inertie dues aux bielles motrices dans les machines à vapeur* (*Annales*, 8e s., t. XX, p. 187), M. Nillus cite la règle de Mohr pour déterminer l'accélération des pièces à mouvement alternatif des machines à vapeur. Comme peu d'ouvrages indiquent cette construction, nous donnerons quelques détails sur cette question, en suivant la méthode développée par M. le docteur Kirsch dans la *Zeitschrift des Ver. D. Ingenieure* (déc. 1890, p. 1320).

Nous citerons encore sur ce sujet les travaux de Mohr dans le *Civil Ingenieur* (t. XXV, p. 613, et t. XXVI, p. 75), de Rittershaus dans la même revue (t. XXV, p. 461), de Pinzger dans la *Zeitschrift des Ver. D. Ingenieure* (1883, p. 136 et 238).

Soit OM (*fig.* 1, Pl. IX) une manivelle de rayon R, tournant avec une vitesse angulaire ω uniforme; AM la bielle, de longueur $L = nR$, dont le point A parcourt la droite XY, qui peut ne pas passer par le centre O. Le centre instantané de rotation de la bielle AM est en C à

la rencontre de OM et de la perpendiculaire en A à XY. Supposons d'abord que la vitesse angulaire ω soit égale à 1, R sera la vitesse de M ; et si v est la vitesse de A, on a, dans la rotation autour de C, la proportion

$$\frac{v}{R} = \frac{CA}{CM} = \frac{OG}{OM},$$

(OG étant perpendiculaire à XY), vu la similitude des triangles CAM et OGM ; v est représenté par OG. La distance du point G au centre donne donc à chaque instant la vitesse de A. On cherche l'accélération, $\frac{dv}{dt}$, de A, mais comme $OG = v$, l'accélération cherchée est égale à la dérivée de l'espace OG par rapport au temps, c'est-à-dire égale à la vitesse de G sur OZ. Soit $u = GK$ la vitesse absolue du point G supposé fixe sur la bielle : $u = v\frac{CG}{CA}$, est perpendiculaire à CG, et peut se décomposer en deux composantes $u' = GJ$, et $u'' = KJ$, dirigées suivant OZ et suivant la direction GA de la bielle ; u' sera précisément la vitesse cherchée. Pour construire u' menons par O une parallèle OL à CG jusqu'à sa rencontre en L avec la bielle AM ; élevons la perpendiculaire LD à AM, qui coupe X'Y' (parallèle à XY menée par O) en D ; les triangles semblables OLD et GKJ, dont les côtés sont perpendiculaires deux à deux, donnent

$$\frac{GJ}{GK} = \frac{u'}{u} = \frac{OD}{OL},$$

et à cause de la valeur :

$$u = v\frac{CG}{CA} = v\frac{OL}{OG} = OL,$$
$$u' = OD.$$

L'accélération cherchée du piston, j, est donc OD.

Nous avons admis une vitesse angulaire égale à l'unité.

Si ω a une valeur quelconque, la vitesse v du piston, proportionnelle à OG, devra être multipliée par ω ; en prenant la dérivée de la vitesse, on introduira une seconde fois le facteur ω, et l'accélération sera $OD \times \omega^2$.

On donne généralement le nombre de tours n par minute : $\omega = \frac{2\pi n}{60}$.

On voit immédiatement sur la figure que $\overline{MG}^2 = ML \times MA$, à cause de la similitude des triangles MLO, MGC et MGO, MAC, qui donne :

$$\frac{ML}{MG} = \frac{MO}{MC} = \frac{MG}{MA}.$$

On pourra donc construire les points L et D en prenant sur un cercle ayant MA comme diamètre $MG' = MG$ et abaissant de G' la perpendiculaire sur MA. Cette construction s'applique où le premier tracé n'est pas possible (bielle passant par O, OM perpendiculaire à XY), et quand le centre instantané C s'éloigne trop.

Limitons-nous au cas où le centre O est sur XY (*fig.* 2) ; la construction simple de Mohr consiste à mener GH parallèle à XY jusqu'à la rencontre de la manivelle OM, puis HL perpendiculaire jusqu'à MA ; on obtient ainsi le point L, d'où on élève la perpendiculaire LD à MA. Les triangles semblables MLH, MGO et MHG, MOA, donnent comme tout à l'heure :

$$\frac{ML}{MG} = \frac{MH}{MO} = \frac{MG}{MA} \quad \text{ou} \quad ML \times MA = \overline{MG}^2.$$

Avec une bielle infiniment longue, la construction se réduit (*fig.* 3) à projeter M suivant Mm sur la ligne des points morts XY. On voit immédiatement en pareil cas que le parcours du piston, $Xm = s = R(1-\cos\omega t)$, l'angle ωt décrit par la manivelle étant proportionnel au temps ;

sa vitesse $v = \frac{ds}{dt} = \omega R \sin \omega t$; et son accélération $j = \frac{dv}{dt} = \omega^2 R \cos \omega t$, c'est-à-dire $Om \times \omega^2$.

Nous avons tracé (*fig.* 4, 5, 6 et 7) les valeurs des accélérations, rapportées en ordonnées aux diverses positions du piston pour des bielles égales à 2, 3, 4 et 5 fois le rayon R ; la droite oblique $X_1 Y_1$ se rapporte à la bielle infiniment longue. Nous avons donné le tracé pour la bielle longue de deux rayons seulement afin de montrer l'allure de la courbe : au-dessous d'une certaine longueur, l'accélération passe par un minimum à l'un des fonds de course. Pour les bielles très courtes de la pratique (L = 3 à 3,5 R), on remarquera que l'accélération ne varie pour ainsi dire pas aux environs du fond de course voisin de l'arbre.

Ces courbes peuvent servir à la correction des diagrammes d'indicateur lorsqu'on tient compte de la force nécessaire pour produire l'accélération du piston. Cette question est l'objet du chapitre IV du *Traité des machines à vapeur* de M. F. Sinigaglia, traduction de Billy et d'études de J.-F. Radinger sur les machines à grande vitesse (*Zeitschrift des Oest Ing. et Arch. Ver.*, t. XXI, p. 185, 231 et 267).

L'indicateur donne pour chaque position du piston les pressions p et p' sur ses deux faces (*fig.* 8) ; S et S′ étant les deux surfaces pressées (qui peuvent différer légèrement à cause de la section de la tige), on connaît à chaque instant, en kilogrammes, la pression totale $P = pS - p'S'$. Si l'on porte en ordonnées au-dessus d'une ligne de terre XY les valeurs positives ou négatives de P pour les diverses positions du piston (*fig.* 9), on aura pour la course d'aller (qui s'éloigne de l'arbre) un tracé AB, et pour le retour le tracé A′B′ porté en dessous de XY pour les valeurs positives. Une partie F,

positive ou négative, de l'effort P produit l'accélération des masses à mouvement alternatif, telles que piston, tige, tête de piston, fraction de la bielle qu'on peut supposer concentrée à la tête de piston, d'après la méthode approximative indiquée par M. Nillus : P — F est transmis par la bielle. Soit ϖ le poids total des pièces à mouvement alternatif, $\frac{\varpi}{g}$ leur masse : la force F qui leur donne l'accélération $j = OD \times \omega^2$ est :

$$\frac{\varpi}{g} \times \omega^2 \times OD = \frac{\varpi}{g} \times \frac{4\pi^2 n^2}{3.600} \times OD = 0{,}00112\,\varpi n^2 \times OD;$$

F serait représenté sur le diagramme, dans le cas de la bielle infinie, par la droite $X_1 Y_1$, telle que $X_1 X = 0{,}00112\ \omega\ n^2 R$; avec une bielle de longueur nR, par la courbe $X_2 Y_2$. A partir de cette courbe, on comptera P — F qui se transmet à la bielle ; P est ainsi réduit au début de la course, augmenté à la fin et se trouve rapproché de l'uniformité pour une vitesse de rotation convenable.

Pour éviter les chocs dans les articulations, il convient que les changements de sens des efforts ne soient pas trop brusques : cette condition est assez bien remplie dans le cas de la figure 9; le renversement des efforts se produit aux fonds de course. Cette figure correspond à une machine ayant les dimensions suivantes :

Diamètre du piston	370mm
Id. de la tige	57mm
Course du piston	330mm
Nombre de tours par minute	300
Longueur de la bielle	825mm
Poids du piston avec tige et tête	125kg
Id. de la bielle	80 (dont 32kg attribués au piston.)
Force produisant l'accélération aux fonds de course	2.120kg et 3.180kg

Nous avons implicitement supposé la machine horizontale; si elle était verticale, il faudrait ajouter le poids ϖ à P pendant la course descendante et le retrancher pendant la course montante : cela revient à remonter d'une hauteur correspondante à ϖ (157 kilogrammes) la courbe qui partage le diagramme des efforts pour une machine-pilon et à l'abaisser pour une machine verticale avec cylindre sous l'arbre. Si l'axe faisait avec l'horizon l'angle α, la correction de P serait égale à $\varpi \sin \alpha$.

PAROLES PRONONCÉES

LE 30 JANVIER 1892, A BARIZEY-AU-PLAIN (MEURTHE-ET-MOSELLE)

AUX FUNÉRAILLES

DE M. A. HENRY

INGÉNIEUR EN CHEF DES MINES, INGÉNIEUR EN CHEF DU MATÉRIEL ET DE LA TRACTION DES CHEMINS DE FER P.-L.-M.

PAROLES DE M. NOBLEMAIRE,

Ingénieur en chef des mines, Directeur de la Compagnie P.-L.-M.

J'aurais voulu qu'en revenant au village où il a désiré reposer, l'ami qui s'est éteint loin de nous pût passer par Paris, pour faire un dernier séjour dans notre gare, auprès des ateliers qu'il dirigeait. Leur personnel tout entier aurait été heureux de lui faire cortège et d'adresser un sympathique adieu au chef aimé et respecté qui avait su inspirer à tous, depuis les ingénieurs jusqu'au plus modeste de ses 15.000 collaborateurs, un même sentiment d'affection et de déférence.

Les quelques amis qui ont pu être prévenus à temps ont tenu à venir ici lui donner un hommage suprême. C'est en leur nom que je dépose, sur cette tombe prématurément ouverte, le témoignage de profonds et universels regrets.

Il a désiré prendre son dernier repos (pour ce travailleur acharné je pourrais dire son premier repos) ici, dans son pays, à côté de ses parents si justement fiers de lui,

dans le modeste cimetière de ce village où il est né et qu'il a toujours tant aimé.

Aimé au point que, quand il s'est senti frappé par un mal qui, malgré sa jeunesse, ne devait pas pardonner, il se reprochait de l'avoir quitté, considérant presque comme une punition du ciel de lui avoir été infidèle. « Paysan j'étais, me disait-il, paysan j'aurais dû rester ! » Comme si lorsque Dieu marque un enfant d'un rayon de sa puissance, il était loisible à cet enfant, devenu homme, de laisser s'éteindre ce rayon, comme si la flamme d'intelligence qui l'anime pouvait demeurer sous le boisseau, comme si, au risque de consumer son enveloppe même, elle ne devait répandre autour d'elle la chaleur et la lumière, et contribuer, pour sa part, au développement des connaissances de l'humanité !

Henry était de ces esprits privilégiés auxquels est échu en partage une haute intelligence, une rare faculté d'apprendre et de retenir, de briller dans tout ce qu'ils entreprennent, de faire progresser toutes les branches des sciences auxquelles ils s'attachent. Parti de rien, élevé au prix de sacrifices bien lourds, mais devant lesquels ses parents, sûrs avec raison de son avenir, ont eu le courage de ne pas reculer, il arrivait, très jeune, malgré les lacunes de son éducation rapide, à l'École polytechnique : il en sortait le second dans le Corps des Mines. Soit comme attaché au laboratoire de l'École supérieure des Mines, soit comme professeur à l'École de Saint-Étienne, soit comme ingénieur à Rive-de-Gier, en chimie, en métallurgie, en exploitation des mines, dans tout ce qu'il a touché, il a laissé une trace lumineuse et un souvenir. Désigné à notre Compagnie par la réputation qu'il s'était rapidement acquise dans le Corps, il s'y occupa d'abord de l'exploitation technique des chemins de fer ; mais, bientôt distingué par un chef perspicace, autant que difficile dans ses choix, il devenait, en 1879, collaborateur de M. Marié, alors Ingénieur en chef du Matériel et de la Traction. Deux ans après, la mort de son chef lui laissait la direction d'un des services les plus importants et les plus lourds, qu'on aurait pu, avec raison, hésiter à confier à un ingénieur aussi jeune, si le passé n'avait en lui et partout garanti l'avenir et donné la certitude que ses robustes épaules étaient de taille à supporter le fardeau qu'on leur imposait.

Pendant les dix années qu'il a passées à la tête de ce service, il n'en est pas une qui n'ait été marquée par une découverte nouvelle, une réforme, un perfectionnement, lentement étudié mais réalisé avec une sûreté, une précision qui ne laissaient jamais place à l'erreur et n'ont jamais comporté de rectification ultérieure.

Ce n'est pas ici le lieu de rappeler le détail, ni de ses travaux passés, ni de ceux qu'il préparait et qu'il ne voulait produire que quand la réflexion les aurait mûris et assurés. Je me borne à dire qu'il s'y est toujours montré un maître dont la perte est vivement ressentie par la Compagnie de Paris à Lyon et à la Méditerranée, et presque aussi vivement, je ne crains pas de le dire, par ses collègues des autres Compagnies qui ne lui ont ménagé les preuves ni de leur estime ni de leur gratitude.

Et maintenant, toutes ces espérances sont brisées ; il n'y a plus rien à attendre de cet esprit si bien préparé pour produire encore pendant de longues années. Il meurt à 45 ans ; faut-il le plaindre ? Dussé-je raviver la douleur d'une famille qu'il a comblée de ses bienfaits et à laquelle il était encore si nécessaire, il vaut mieux envier plutôt son sort ; il meurt dans la plénitude de la force et de l'intelligence, entouré d'unanimes et sincères regrets. S'il est naturel que les heureux et les riches de la terre désirent prolonger jusqu'aux plus extrêmes limites de la vieillesse une vie qui, pour eux, a été souvent exempte

d'amertume et de soucis, faut-il faire le même vœu pour ceux qui pour toute richesse ont l'intelligence, qui, partis des rangs les plus humbles de la société, se sont élevés par l'esprit et par le travail ? Qui sait les épreuves que la Providence nous réserve, si elle nous réserve la vieillesse? Elles ont été, du moins, épargnées à notre ami, et la plus redoutable de toutes pour un homme de travail, celle de voir les forces trahir son courage, la maladie paralyser son ardeur, et, pis encore, le corps survivre parfois aux ruines de l'intelligence. Il est mort, du moins, tout entier. Que Dieu nous évite, comme à lui, ces terribles épreuves! Qu'il se repose maintenant, il l'a bien gagné.

Adieu, mon ami!

PAROLES DE M. BAUDRY,

Ingénieur en chef adjoint du Matériel et de la Traction.

Après l'éloquent et chaleureux témoignage que notre Directeur vient de rendre à la mémoire de celui que nous pleurons tous ici, il ne me reste que quelques mots à ajouter ; mais c'est pour moi un devoir sacré d'apporter ici à notre Ingénieur en Chef les derniers hommages de tous ceux qui ont travaillé sous sa direction. — Je le fais au nom de ses collaborateurs les plus proches, dont il avait su se faire autant d'amis. Je le fais aussi au nom des 15.000 travailleurs du Matériel et de la Traction qui tous, jusqu'au plus modeste, l'aimaient autant qu'ils le respectaient, parce qu'ils savaient, par expérience, qu'ils pouvaient compter d'une manière absolue non seulement sur sa justice, mais sur sa bienveillance et son dévouement à tous leurs intérêts ; je dirai plus, parce qu'ils se savaient aimés de lui.

M. Henry, en effet, était foncièrement bon, et il aimait

du fond du cœur l'armée de travailleurs qu'il commandait. C'est pour cela qu'à côté de l'admiration des hommes technique et des savants, il avait su se concilier, ce qui vaut mieux encore, l'affection de ceux qu'il dirigeait. C'est sa bonté communicative qui nous faisait trouver si douce la fermeté de sa direction ; c'est elle qui nous amène ici unissant nos regrets et nos pleurs à ceux de sa famille désolée ; c'est elle qui rendra son souvenir impérissable parmi nous.

PAROLES DE M. AMIOT,

Ingénieur en chef des mines, attaché à la direction de la Compagnie.

Messieurs, après l'éminent Directeur de la Compagnie P.-L.-M., après le dévoué coadjuteur de l'Ingénieur en Chef du Matériel et de la Traction, qu'il soit permis à l'un de ses camarades de lui dire un dernier adieu au nom des promotions de 1865 et 1866 de l'École polytechnique.

La voix éloquente que vous venez d'entendre a rendu l'hommage le plus autorisé comme le mieux mérité à l'ingénieur éminent entre tous, si bien doué de toutes les aptitudes nécessaires pour exercer dignement l'un des plus grands commandements dans cette armée d'élite que forment les travailleurs de la plus importante des industries humaines.

Pour nous, ses camarades, nous pleurons le camarade le plus excellent, l'ami le plus sûr et le plus dévoué.

A l'École, la loyauté absolue de son caractère, l'exquise délicatesse de sa conscience, l'amour passionné du devoir qu'il joignait aux plus hautes facultés intellectuelles, lui avaient valu le respect, l'amitié, la profonde sympathie de tous.

Plus tard, il avait acquis chaque jour de nouveaux titres à notre estime et à notre affection. Elles s'étaient encore augmentées en 1870 en raison de l'ardent patrio-

tisme qui, du fond de l'Autriche, l'avait ramené, avec nos camarades Zeiller et Heurteau, pour s'enfermer dans Paris assiégé, où nous l'avons vu tour à tour officier du génie et caporal volontaire d'infanterie, donnant partout l'exemple.

Ingénieur des mines, il se signalait comme toujours par son dévouement autant que par sa science ; il contractait dans un puits de Rive-de-Gier le germe d'une affection chronique dont il ne s'est jamais entièrement guéri.

Ingénieur en Chef de la Compagnie P.-L.-M., vous venez d'entendre combien il avait su se faire aimer de tous ses collaborateurs, des plus modestes comme des plus élevés. Combien il était serviable, obligeant, dévoué, ses compatriotes de Barizey peuvent le dire.

Assidu à nos réunions de camarades, c'était une joie pour nous tous de l'y rencontrer. A notre dernier dîner de promotion, au mois de décembre, la maladie contre laquelle il luttait l'avait retenu loin de nous ; mais le mal semblait enrayé et nous nous félicitions de cette bonne nouvelle ; quelques jours après, il me la confirmait dans une charmante lettre pleine d'espoir et de confiance. Il paraissait renaître à la vie. Hélas, quelques jours encore, et cette belle intelligence s'était éteinte, ce cœur généreux et chaud avait cessé de battre ! Toutes les espérances que devait faire concevoir une carrière jusqu'alors si brillante s'engloutissaient dans cette tombe !

Puisse notre douleur adoucir autant qu'elle pourra l'être la cruelle affliction de ceux qu'il laisse derrière lui, qu'il aimait tant, et qui l'ont si tendrement soigné !

Adieu, mon bon camarade ; adieu, mon cher ami !

BULLETIN DES TRAVAUX DE CHIMIE

EXÉCUTÉS EN 1890

PAR LES INGÉNIEURS DES MINES

DANS LES LABORATOIRES DÉPARTEMENTAUX

I. — LABORATOIRE DE CLERMONT-FERRAND.

Travaux de M. de BÉCHEVEL, ingénieur des mines. (EXTRAIT.)

---

§ 1. — COMBUSTIBLES.

1° à 4°. *Houilles.*

N° 1. Échantillon présenté par M. Borel, comme provenant de la commune d'Auzat-sur-Allier.

N°s 2 et 3. Échantillons présentés par M. Hermet, comme provenant de la mine de Lubière, commune de Vergongheon (Haute-Loire. — Bassin de Brassac).

N° 4. Échantillon présenté par M. Ranvier, comme provenant de la mine de Singles (Puy-de-Dôme).

Aspect des échantillons :

N° 1. Houille dure à clivages, contenant peu de pyrite.

N° 2. Houille à très grands clivages, fortement pyriteuse.

N° 3. Houille à clivages, très pyriteuse ; même éclat dans les échantillons n°s 2 et 3.

N° 4. Houille à cassure irrégulière, à éclat moyen, non pyriteuse.

	N° 1	N° 2	N° 3	N° 4
	p. 100	p. 100	p. 100	p. 100
Humidité	»	»	»	1,50
Teneur en cendres	12,00	12,80	23,00	4,20
Résidu fixe de la calcination en vase clos	69,20	74,12	76,25	70,50
Perte au feu du combustible supposé dépourvu de cendres	35,00	29,54	30,80	29,78

§ 2. — MINERAIS.

1° à 4°. *Galènes argentifères.*

N° 1. Échantillon présenté par M. Roche, comme provenant du gîte de Magnac, commune de Sarrus, canton de Chaudesaigues (Cantal).

N° 2. Échantillon présenté par M. Barthomeuf, comme provenant de ses travaux de recherche dans la commune de Saint-Pol-de-Mur, canton de la Chaise-Dieu (Haute-Loire).

N° 3. Échantillon présenté par M. Lagelin, explorateur, comme provenant du gîte de Magnac, commune de Sarrus (Cantal).

N° 4. Échantillon présenté par M. Mussat, ingénieur de la mine de Sagne, commune de Cunlhat (Puy-de-Dôme).

Aspect des échantillons :

N° 1. Galène à grandes facettes, avec gangue quartzeuse.

N° 2. Galène en grenailles avec gangue quartzeuse.

N° 3. Galène à facettes moyennes, avec très peu de gangue (quartz).

N° 4. Galène à grain fin, avec gangue quartzeuse et feldspathique.

	N° 1	N° 2	N° 3	N° 4
Rendement en plomb à l'essai par voie sèche, pour 100.	70	54,50	76,25	54,22
Teneur en argent du minerai (par tonne), en grammes.	566	710	558	875
Teneur en argent du plomb d'œuvre obtenu, en gram.	810	1.303	732	1.613

5° à 9°. *Minerais d'antimoine.*

5° à 7°. Échantillons (*a*, *b*, *c*) présentés par M. Devedeux, comme provenant de la commune de Saint Rémy-de-Blot (Puy-de-Dôme).

Ces trois échantillons sont formés de sulfure d'antimoine, en mélange intime avec du quartz.

8° et 9°. Échantillons (*d*, *e*) présents par M. Basse, comme provenant de la commune de Saint-Étienne-sur-Blesle (Haute-Loire).

Échantillon *d*. — Minerai de la Chireuse. — Mélange de sulfure d'antimoine avec des oxydes brun et jaune, dans une gangue quartzeuse.

Échantillon *e*. — Minerai de la parcelle 344, section D, du plan cadastral. — Mélange analogue au précédent, avec prédominance de l'oxyde jaune.

Composition centésimale.

SUBSTANCES ÉLÉMENTAIRES	*a*	*b*	*c*	*d*	*e*
Quartz	82,30	60,25	50,00	54,50	21,25
Fer	2,38	2,50	2,10	2,52	2,80
Plomb et divers	0,10	0,10	0,08	0,10	0,40
Antimoine	9,40	25,00	32,85	29,69	55,52
Soufre	5,81	12,15	14,85	2,06	11,98
Oxygène (calculé)	»	»	»	7,63	8,05
Eau	»	»	»	3,50	»
Totaux	99,99	100,00	99,88	100,00	100,00

Tableau par espèces minérales.

ESPÈCES MINÉRALES	*a*	*b*	*c*	*d*	*e*
Quartz	82,30	60,25	50,00	54,50	21,25
Peroxyde de fer (Fe^2O^3)	»	»	»	3,60	4,00
Sulfure de fer (Fe^2S^3) (*)	4,42	4,64	3,90	»	»
Sulfure de plomb (PbS)	0,11	0,11	0,09	0,11	0,43
Sulfure d'antimoine (Sb^2S^3)	13,16	35,00	45,89	7,17	41,82
Oxyde d'antimoine (Sb^2O^4)	»	»	»	31,12	32,50
Eau	»	»	»	3,50	»
Totaux	99,99	100,00	99,88	100,00	100,00

Observations. — La partie oxydée des échantillons, étant très difficilement attaquable par les acides, a été préalablement mélangée avec du charbon de bois, et soumise à une calcination réductrice, en creuset de porcelaine. Cette opération peut être effectuée simplement et d'une manière efficace, dans les conditions suivantes.

Le minerai, finement pulvérisé, est introduit, avec 10 ou 15 p. 100 de charbon de bois, intimement mélangé, dans un creuset de porcelaine, garni d'une sorte de cornet de papier, qui en épouse la forme intérieure et en dépasse légèrement les bords. Après avoir rabattu la partie supérieure du cornet sur le mélange, on ferme le creuset, et on le chauffe, sans autre précaution que celle de ne pas dépasser le rouge sombre ; on peut employer pour cela un brûleur à gaz, qu'on approche ou qu'on éloigne, suivant les circonstances.

En opérant sur 4 ou 5 grammes, la réduction peut être obtenue en un quart d'heure, sans perte notable de métal, et sans

(*) Le sulfure de fer qui se trouve dans les échantillons *a*, *b*, *c*, n'est pas de la pyrite, mais un composé spécial intimement associé au sulfure d'antimoine et qui, d'après les résultats de l'analyse, paraît répondre à la formule Fe^2S^3.

que rien s'attache aux parois du creuset. Le moule de papier constitue, après calcination, une enveloppe charbonneuse qui forme corps avec le produit calciné. Celui-ci, dont la cohésion est d'ailleurs très faible, est écrasé dans un mortier; on juge, à l'uniformité de la coloration, que toute la masse a bien été réduite. On attaque ensuite sans difficulté par l'acide chlorhydrique : les résidus charbonneux sont éliminés, en même temps que la gangue pierreuse, par une filtration.

§ 3. — CALCAIRES.

1° et 2°. *Calcaire hydraulique.* — Analyse de deux échantillons provenant :

L'un, de la commune de Saint-Sauveur (Puy-de-Dôme), présenté par M. Chapelle-Batisse.

L'autre, de la commune de Dallet (Puy-de-Dôme), présenté par M. Arnaud.

L'échantillon n° 1, de couleur verte, à cassure esquilleuse, est dur et assez difficile à broyer. Il n'est pas bitumineux.

L'échantillon n° 2 est bitumineux, avec une couleur jaune-clair. Il est facile à broyer.

Composition centésimale.

	N° 1	N° 2
Chaux	34,65	38,00
Magnésie	0,37	0,65
Protoxyde de fer	5,40	4,20
Résidu insoluble dans l'acide azotique	19,50	18,40
Acide carbonique	30,93	33,13
Humidité	2,45	5,00
Eau combinée	6,70	»
Matières non dosées	»	0,62
	100,00	100,00

Tableau par espèces minérales.

	N° 1	N° 2
Carbonate de chaux	61,87	67,86
Carbonate de magnésie	0,78	1,36
Carbonate de fer	8,70	6,76
Résidu insoluble	19,50	18,40
Eau totale	9,15	5,00
Matières non dosées	»	0,62
	100,00	100,00

II. — LABORATOIRE DE FOIX.

Travaux de M. METTRIER, ingénieur des mines. (EXTRAIT.)

1° à 18°. *Minerais de manganèse.* — Échantillons provenant de la recherche entreprise par M. Séguélas à Las Cabesses, commune de Rivérenert.

Ces échantillons, récoltés en tous les points des galeries, étaient destinés à former une prise d'essai générale permettant de se rendre compte de la richesse moyenne de ce très intéressant gisement; ils consistaient en fragments de roches tantôt rosées, tantôt noirâtres, tantôt entrelacées de blanc, de rose et de noir, et en général très dures.

ÉCHANTILLON	MANGANÈSE	FER	SILICE	CHAUX et un peu de magnésie	ACIDE carbonique	OXYGÈNE des oxydes métalliques	TOTAUX
N° 1	39,07	4,07	16,2	0,6	30,5	12,0	102,44
2	38,45	6,42	11,9	0,4	30,8	13,0	100,97
3	30,87	5,63	7,5	5,4	31,2	10,6	91,20
4	32,65	7,50	8,7	4,1	34,1	11,6	98,65
5	34,42	4,32	6,9	9,2	33,9	11,2	99,94
6	37,95	5,49	9,5	0,7	34,7	11,6	99,94
7	35,40	6,63	8,4	3,2	33,6	12,2	99,43
8	30,23	6,41	5,4	11,2	35,3	10,6	99,14
9	38,29	5,79	6,8	0,9	35,6	12,7	100,08
10	37,45	5,50	10,4	0,1	34,4	12,4	100,25
11	33,60	7,70	15,9	0,7	31,0	12,0	100,90
12	32,41	7,15	13,1	8,2	34,6	11,4	106,86
13	36,15	5,29	8,6	4,0	35,0	12,0	101,04
14	33,40	4,37	11,0	7,9	32,1	11,0	99,77
15	32,60	5,77	9,6	11,5	35,8	11,1	106,37
16	40,70	4,55	10,8	1,2	30,1	13,1	100,45
17	36,42	6,25	7,9	3,2	35,0	12,3	101,07
18	38,70	6,10	10,5	1,3	32,8	13,0	102,40
Moyenne.	35,48	5,83	9,9	4,1	33,3	11,8	100,41

Perte par un grillage modéré, 26 p. 100.

Cette mine a été concédée pour manganèse le 28 novembre 1890.

III. — LABORATOIRE DE MARSEILLE.

Travaux de M. OPPERMANN, ingénieur des mines. (EXTRAIT.)

§ 1er. — CALCAIRES.

1°. *Calcaire à chaux hydraulique.* — Envoi de M. Parel, pharmacien à Marseille. Calcaire gris clair, homogène, à grain fin,

très dur; est exploité dans les environs de Gréoulx pour la fabrication de la chaux hydraulique.

SiO^2	0,149
Al^2O^3, Fe^2O^3	0,064
CaO	0,400
HO, CO^2, pertes	0,387
	1,000

2°. *Grappiers.* — Résidu de l'extinction de la chaux fabriquée avec le calcaire ci-dessus désigné.

SiO^2	0,375
Al^2O^3, Fe^2O^3	0,162
CaO	0,404
HO, CO^2, pertes	0,059
	1,000

3° à 5°. *Calcaires.* — Échantillons remis par M. Buisson de Manosque.

Ces calcaires marneux sont l'objet d'une exploitation assez active, au quartier de Gaude. Par la cuisson et un mélange convenable, ils donnent une chaux hydraulique estimée.

	a	*b*	*c*
SiO^2	0,112	0,125	0,056
Fe^2O^3, Al^2O^3	0,073	0,073	0,052
CaO	0,433	0,422	0,509
HO, CO^2, pertes	0,382	0,380	0,383
	1,000	1,000	1,000

6° et 7° *Calcaires.* — Échantillons remis par Mme Ve Brémond de Sainte-Marthe; proviennent de recherches effectuées à Allauch.

a. Calcaire gris clair à cassure pierreuse.

b. Calcaire gris foncé contenant quelques mouches de soufre.

L'échantillon *a* peut donner une chaux hydraulique.

	a	*b*
Résidu insoluble dans les acides	0,166	0,040
Fe^2O^3, Al^2O^3	0,028	0,015
CaO	0,514	0,520
HO, CO^2, pertes	0,292	0,425
	1,000	1,000

§ 2. — COMBUSTIBLES.

1° à 3°. *Lignite.* — N°s 1 et 2. Échantillons remis par M. Manuel (François), minotier à Mane (Basses-Alpes) et provenant de recherches effectuées au quartier de Paraire sur deux couches de lignite de 1 mètre et de 0^m^,40 d'épaisseur.

Lignite friable, aspect terne, se réduit en poussière au contact de l'air.

N° 3. Envoi de M. Long, directeur des travaux de la concession de Vèdes.

Échantillon noir luisant, résiste bien à l'action de l'air; provient d'une couche de 1^m^,20 exploitée dans cette concession au quartier des Estiennes.

	1	2	3
Matières volatiles	0,457	0,514	0,491
Carbone fixe	0,281	0,256	0,351
Cendres	0,262	0,230	0,158
	1,000	1,000	1,000
	gr.	gr.	gr.
Pb avec PbO	15,130	18,560	20,472
Carbone équivalent	0,445	0,546	0,602
Carbone équivalent aux matières volatiles	0,161	0,290	0,251

4°. *Jayet.* — Échantillon remis par M. Carle de Gréasque; provient de Nans (Var). La cassure est couchoïde, la texture compacte, reflet assez brillant.

Matières volatiles	0,580
Carbone fixe	0,280
Cendres	0,140
	1,000
	gr.
Pb avec PbO	20,840
Carbone équivalent	0,613
Carbone équivalent aux matières volatiles	0,333

§ 3. — MINERAIS DIVERS.

1°. *Cuivre pyriteux.* — Échantillons provenant de l'Aude, localité inconnue. Remis par M. Bonnet, de Marseille. On remarque dans la masse des parties ocreuses et d'autres parties fortement irisées.

La gangue est quartzeuse.

Cu	0,315
Fe	0,299
SiO^2	0,103
S et matières non dosées	0,283
	1,000

L'argent, recherché, n'a pas été trouvé.

2°. *Galène.* — Échantillon provenant de recherches effectuées à Barles (Basses-Alpes). Rognons empâtés dans de petits filons de baryte sulfatée traversant une masse calcaire.

Quelques travaux de recherche ont déjà été effectués, mais ils n'ont donné aucun résultat.

Teneur en Pb, pour 100	68,90
Argent	Néant.

3°. *Pyrite de fer.* — Échantillon supposé aurifère provenant des Basses-Alpes ; localité inconnue. Marne métallique empâtée dans un calcaire. On aperçoit disséminés quelques cristaux cubiques de pyrite.

L'or recherché n'a pas été trouvé.

4°. *Soufre.* — Échantillons envoyés par M. Roux et provenant de la concession de Saint-Martin-de-Renacas.

Roches calcaires renfermant du soufre natif de diverses nuances.

Prise d'essai effectuée sur un poids de 2 kilogrammes de minerais.

Teneur en soufre, pour 100	29,30

5° à 18°. *Bauxite.* — Échantillons a, b, c, remis par M. Gossiaux et provenant des environs de Gardanne.

a. Bauxite pâle, très siliceuse.

b, *c*. Bauxite ferrugineuse avec grains empâtés dans la masse.

Échantillons d, e, f, g remis par M. Aiguier, provenant de Pourcieux (Var).

d. Échantillon d'un blanc jaunâtre présentant tous les caractères d'une bauxite bien définie.

e, *f*, *g*. Échantillons ferrugineux et siliceux sans grande valeur.

Échantillons h, i, j, k, l, m, n, provenant de Méounes (Var), présentés par M. Guiou, commis des ponts et chaussées ; ont été pris en différents points d'un gisement que l'on se propose d'exploiter.

Toutes ces bauxites sont ferrugineuses, à l'exception des échantillons *h* et *i*, qui contiennent une assez faible quantité de fer et qui ont d'ailleurs, une assez forte teneur en alumine.

	a	*b*	*c*	*d*	*e*	*f*	*g*
SiO^2	0,325	0,145	0,140	0,230	0,085	0,155	0,270
Al^2O^3	0,460	0,368	0,450	0,345	0,660	0,225	0,499
Fe^2O^3	0,105	0,392	0,330	0,290	»	0,530	0,140
HO, matières non dosées.	0,110	0,095	0,080	0,135	0,255	0,090	0,091
	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000

	h	*i*	*j*	*k*	*l*	*m*	*n*
SiO^2	0,120	0,145	0,045	0,260	0,080	0,242	0,135
Al^2O^3	0,520	0,630	0,480	0,345	0,470	0,508	0,512
Fe^2O^3	0,021	0,055	0,375	0,240	0,288	0,169	0,215
HO, matières non dosées.	0,339	0,170	0,100	0,155	0,162	0,111	0,138
	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000

IV. — LABORATOIRE DE PAU.

Travaux de M. BEAUGEY, ingénieur des mines. (EXTRAIT.)

1°. *Minerais de fer.* — Les échantillons analysés proviennent de la vallée de la Nive (Basses-Pyrénées), qui renferme des gisements dont l'ouverture prochaine du chemin de fer de Bayonne à Ossès paraît devoir permettre l'exploitation. Deux de ces échantillons, provenant l'un du filon d'Ustelleguy, l'autre du filon de Saint-Martin-d'Arrossa, sont des fers spathiques bien cristallisés, presque blancs, de bonne qualité, non sulfureux ; le troisième est une hématite brune et provient du filon de Sainte-Barbe.

	FER	MANGANÈSE	SILICE	PHOSPHORE
Ustelleguy	40,00	0,91	7,60	0,013
Saint-Martin-d'Arrossa	41,50	0,50	3,90	0,011
Sainte-Barbe	48,00	2,10	13,50	0,501

2°. *Calcaire d'Urt.* — Ce calcaire, exploité dans la commune d'Urt, sur le bord de l'Aran, est envoyé aux Forges de l'Adour, au Boucau, où il est employé comme fondant. Il fait partie du Crétacé supérieur (Danien), et se présente tantôt avec une texture grenue, tantôt avec une texture amorphe, avec une couleur

blanche ou grisâtre. On a analysé un échantillon de chaque variété.

	ÉCHANTILLONS à texture grenue	ÉCHANTILLONS à texture grisâtre
Chaux	54,20	54,31
Alumine	0,60	0,80
Silice	1,00	5,00
Sesquioxyde de fer	1,00	0,92
Phosphore	0,015	0,024
Acide carbonique	42,65	41,60

La teneur en silice et en alumine, qu'on était porté à première vue à croire assez élevée, surtout dans l'échantillon à texture amorphe, est en réalité très faible, et ce calcaire constitue un fondant satisfaisant.

3°. *Ferro-tungstène.* — Échantillon de ferro-tungstène provenant des forges de l'Adour et présentant une cristallisation remarquable en prismes droits à base triangulaire. Ce ferro-tungstène est obtenu par le traitement de la scheelite.

Tungstène	76,00
Fer	19,00
Carbone	3,50
Silicium	1,00
Divers	0,50

V. — LABORATOIRE DE RODEZ.

Travaux de M. LAVILLE, contrôleur des mines. (EXTRAIT.)

1° à 6°. *Galène argentifère.* — Échantillons provenant de Beaulieu (Corrèze).

Échantillon n° 1.	Plomb	78,46 pour 100.
	Argent	160 grammes par tonne de minerai.
Échantillon n° 2.	Plomb	28,82 pour 100.
	Argent	66 grammes par tonne de minerai.

Échantillons provenant des recherches faites à Malleville par MM. Bravard et Duponnois.

Filon Furburg	Pb.	14,50 p. 100.
	Ag.	716 gr par tonne de minerai ou 4.938 gr par tonne de plomb
Filon Chabert	Pb.	17,50 pour 100.
	Ag.	700 gr par tonne de minerai ou 4.285 gr par tonne de plomb.
Filon Manhol	Pb.	29,01 pour 100.
	Ag.	1.316 gr par tonne de minerai ou 4.536 gr par tonne de plomb.

Échantillon provenant de la Baume. — Analyse faite pour servir de point de comparaison aux précédentes.

Pb. . . . 10,97 p. 100.
Ag. . . . 483 gr par tonne de minerai ou 4.403 gr par tonne de plomb.

VII. — LABORATOIRE DE CONSTANTINE.

Travaux de M. SERGÈRE, contrôleur des mines. (EXTRAIT.)

1°. *Minerais de mercure.* — Échantillons provenant de Bir-Beni-Salah, remis par M. Jacob, ingénieur des mines.

Échantillons au nombre de 11 :

1 et 2 sont constitués par une roche noire qui paraît être du mélaphyre.

3, 4 et 5 proviennent du point N² de la mine, ils sont constitués par une roche argilo-siliceuse, cariée, avec points rouges présentant l'aspect du cinabre ou de l'ocre rouge.

6 et 7 sont de l'hématite brune manganésifère.

8 et 9 proviennent de la veine M² de la mine et sont constitués par de la galène cinabrifère.

10 et 11 sont deux cailloux roulés présentant sur leur cassure fraîche des mouches de galène cinabrifère.

Il n'a été trouvé de mercure que dans les échantillons 3, 4, 5, 8, 9, 10 et 11 ; 8 et 9 donnent visiblement les plus fortes teneurs.

2° à 4°. *Galène argentifère.* — Échantillons provenant de Sidi-Kamber, remis par M. Eyme.

a. Galène à grain fin avec traces de gangue argilo-siliceuse et points rouges de cinabre.

Dosé :

Plomb	74,20 pour 100.
Mercure	0,07 pour 100.
Argent à la tonne de minerai	270 grammes.

b, *c* Échantillons de minerai en poudre.

L'échantillon *b* est une poudre gris blanchâtre, et porte la dénomination de non lavé. — L'échantillon *c* est gris et porte la dénomination de lavé.

Dosé :

	b	*c*
Plomb, pour 100	16,20	23,40
Argent à la tonne de minerai	25 grammes	48 grammes

5°. *Minerais d'antimoine.* — Echantillons provenant du Djebel-Sanza, remis par M. Germon.

Les essais faits sur ces échantillons ont été motivés par la circonstance suivante : à la suite d'un examen attentif des terres et débris de roches encaissantes des filons de Sanza qui avaient été jetés aux déblais, le service des mines fut conduit à en rapporter un échantillon gris, compact, de forte densité, qui donna à l'essai 45,20 p. 100 d'antimoine. — Des essais qualitatifs portant sur divers autres échantillons menus pris en différents points du tas des déblais, montrèrent la présence de l'antimoine dans ces menus, et firent présumer la possibilité de les utiliser. Pour savoir à quoi s'en tenir sur ce point il a été fait plusieurs essais méthodiques.

On a d'abord pris 14 décimètres cubes de menus, qui, par deux tamisages et un lavage sur une table inclinée, ont été classés en 5 catégories, lesquelles ont fourni en antimoine p. 100 à l'essai :

1re catégorie.	Pierres restant sur le tamis de 0,005.	40,16
2e —	Poussières lavées, haut de la table.	34,21
3e —	— bas de la table	38,01
4e —	Pierres restant sur le tamis de 0,0015. . . .	29,00
5e —	Dernières poussières.	31,67

Moyenne générale : 34 p. 100 environ.

Un deuxième essai sur des échantillons pris avec tout le soin possible et partagés de même en catégories, a donné :

1re catégorie	35,90
2e —	40,85
3e —	35,43
4e —	35,79
5e —	39,81

Teneur moyenne générale : 36,77 p. 100.

On a alors repris les essais en assortissant d'après l'aspect extérieur les minerais en fragments appréciables, dans le but d'arriver à faire des lots de teneur suffisante. On a ainsi dosé p. 100 :

Minerai bleu tendre	35,18
Minerai bleu dur.	53,00
Minerai jaune dur (aspect d'un silex).	56,26
Minerai blanc compact.	70,10
Minerai à aspect de brèche noire	43,20
Minerai à aspect de brèche grise	30,00
Minerai gris sulfuré.	38,04

Enfin l'essai d'un lot composé en tenant compte des résultats ci-dessus a donné :

Antimoine, pour 100.	50,87

6°. *Antimoine oxydé.* — Échantillon provenant de Sanza, et remis par M. Germon.

L'échantillon est constitué par de l'antimoine oxydé pseudo-cristallin en aiguilles fines rayonnées; la teneur par voie humide a été trouvée de 60 p. 100. Cent grammes ont été fondus avec du carbonate de soude et du charbon et 60 grammes de plomb; il y avait donc en tout 120 grammes d'antimoine et plomb réunis. Le culot obtenu a pesé 116 grammes. Il semble d'après cela que la fusion par ce procédé diminue les pertes en antimoine.

7°. *Minerais de cuivre.* — Échantillons provenant des Beni-Ismaïl et remis par M. Jacob.

a. Cuivre gris dont l'aspect se rapproche d'une bournonite, avec taches de cuivre carbonaté vert et bleu, et gangue de baryte carbonatée.

b. Cuivre gris à aspect de bournonite, mais avec gangue argilo-siliceuse.

c. Diffère de *b* seulement par une moins forte proportion de gangue.

d. Cuivre gris avec cuivre carbonaté vert, et gangue argilo-siliceuse.

Dosé p. 100 :

	a	*b*	*c*	*d*
Cuivre.	15,49	14,28	24,19	26,78

Pour tous les échantillons l'essai pour métaux fins a donné un résultat négatif.

8°. *Minerais de zinc.* — Échantillons de calamine provenant des environs de Béja (Tunisie), remis par M. Jacob.

Ces minerais sont constitués par de la calamine et de la willémite avec gangue argilo-calcaire.

Les trois premiers sont solubles dans les acides avec effervescence sans résidu, les deux autres sont solubles partiellement.

Dosé :

	a	*b*	*c*	*d*	*e*
Zinc, pour 100	32,41	31,87	36,65	29,74	27,14

9°. *Aérolithe*, tombé à Stora à quelques pas de la caserne de gendarmerie.

L'échantillon a été remis à M. Jacob par M. Aubertin, lieutenant de gendarmerie à Philippeville, de sorte qu'il n'y a pas de doute sur son authenticité. Il est constitué par une masse grise tirant sur le noir, sans éclat, ressemblant à s'y méprendre à cer-

taines laves par son aspect extérieur. A l'intérieur il est criblé de petites cavités presque sphériques de 1 à 5 millimètres de diamètre, analogues de tous points aux soufflures qui se produisent dans la fonte par refroidissement ; son état d'agrégation est faible. La cassure fraîche se parsème au bout de quelques jours de taches de rouille.

Au microscope simple, on aperçoit sur une surface polie une multitude de cristaux blancs noyés dans une masse spongieuse scoriacée dont l'éclat est semi-métallique.

A la lumière polarisée on a reconnu la présence du pyroxène comme corps dominant ; mais la plaque, préparée sans outillage spécial, n'était pas assez parfaite pour permettre de pousser les recherches plus loin.

Densité des fragments de 2 à 3 millimètres de dimension.	2,352
Densité de la roche réduite en poudre fine.	1,70

L'analyse a fourni :

Humidité	0,84
Résidu insoluble dans les acides	86,67
Partie soluble	12,78
	100,29

Dans la partie soluble il n'a été trouvé que du sesquioxyde de fer, et des traces d'alumine et de sesquioxyde de chrome. On n'y a trouvé ni cobalt, ni nickel, ni manganèse, ni alcalis, ni chaux, ni magnésie.

Dans la partie insoluble on a trouvé :

Graphite	4,97
Silice blanche	50,55
Alumine	19,50
Chaux	6,90
Magnésie	4,75
Fer	traces
Alcalis	absence
Total	86,67

NOTE

SUR

L'ESSAI DES MINERAIS D'ANTIMOINE

Par M. Ad. CARNOT, Ingénieur en chef des mines, Professeur à l'École nationale supérieure des mines.

L'antimoine ayant trouvé, depuis quelques années, des applications nouvelles et d'importants débouchés, l'exploitation de ses minerais est devenue beaucoup plus active que par le passé.

A l'occasion des transactions nombreuses, qui se sont produites sur ses minerais, on s'est plaint, non sans raison, de l'inexactitude des procédés d'essai généralement usités jusqu'ici. Ils donnent lieu, en effet, à des pertes fort importantes et, en outre, très variables, soit avec les opérateurs, soit avec la nature et la richesse des minerais.

En comparant, pour une série de minerais de teneurs variées, les résultats de l'analyse exacte et ceux de l'essai par voie sèche fait suivant la méthode usuelle, c'est-à-dire par fusion avec carbonate de soude, charbon et lame de fer, j'ai trouvé que l'écart descendait rarement à 8 ou 10 p. 100 et qu'il s'élevait parfois au delà de 20 et même de 30 p. 100 de la teneur véritable, surtout pour les minerais pauvres.

Après différentes tentatives pour diminuer les pertes,

tout en conservant le principe de la voie sèche, j'ai pris le parti d'y renoncer, à cause de la trop grande volatilité de l'antimoine, et j'ai étudié une méthode toute différente, qui m'a fourni des résultats beaucoup plus satisfaisants. Elle consiste essentiellement à dissoudre l'antimoine par l'acide chlorhydrique, puis à le précipiter par l'étain et à le peser à l'état métallique.

Je vais donner quelques détails sur les précautions à prendre pour l'essai des minerais sulfurés et celui des minerais oxydés. J'indiquerai ensuite comment l'essai peut être complété par quelques opérations spéciales, dans le cas des minerais impurs.

1° *Minerais sulfurés.*

On prend de 2 à 5 grammes du minerai en poudre fine suivant sa teneur présumée, de manière à opérer sur 1 gramme environ d'antimoine; on l'attaque dans une petite fiole de verre par 50 ou 60 centimètres cubes d'acide chlorhydrique concentré, en chauffant au bain de sable, mais sans aller jusqu'à l'ébullition, afin d'éviter les pertes.

Lorsque l'attaque paraît ne plus faire de progrès, on décante la liqueur claire, en la faisant passer sur un filtre; on la remplace par une nouvelle quantité d'acide et on recommence à chauffer de la même façon, jusqu'à ce que le sulfure soit entièrement dissous; on renouvelle encore une fois l'acide en y ajoutant une ou deux gouttes d'acide nitrique pour parfaire l'attaque; on achève alors de laver la gangue insoluble avec de l'acide étendu d'eau.

Les liquides décantés sur le même filtre sont additionnés d'un égal volume d'eau; on y introduit une lame d'étain et on chauffe vers 80 ou 90°. La précipitation commence aussitôt; elle est ordinairement bien complète au bout d'une heure et demie pour 1 gramme d'antimoine.

On lave d'abord le précipité par décantation, en remplaçant le liquide par de l'acide chlorhydrique très étendu, pour enlever les sels d'étain et autres, provenant de l'attaque et de la précipitation; puis on le fait passer sur un filtre taré, on lave encore quelques instants avec de l'eau chaude et on termine avec un peu d'alcool; on sèche à 100° et on pèse sur le filtre l'antimoine métallique. Il n'y a, dans cette opération, ni perte, ni oxydation sensible.

La teneur s'obtient donc en peu de temps et avec exactitude; dans plusieurs expériences faites de cette façon avec de la stibine pure mêlée de quartz, j'ai pu m'assurer que les écarts n'atteignaient pas un centigramme, c'est-à-dire un centième au plus de la teneur vraie pour les minerais ordinaires.

2° *Minerais oxydés.*

Les minerais oxydés d'antimoine, souvent mêlés de sulfures qui n'ont pas encore été complètement transformés par les agents atmosphériques, sont parfois très difficilement attaqués par l'acide chlorhydrique concentré. Avec de semblables minerais on est exposé soit à des pertes notables par volatilisation, soit à une dissolution incomplète de l'antimoine.

J'ai pensé qu'on pourrait assez aisément ramener les oxydes à l'état de sulfures facilement attaquables, en les chauffant modérément dans une atmosphère d'hydrogène sulfuré, suivant la méthode que j'ai autrefois recommandée pour la production des sulfures métalliques (*). Dans le cas actuel, la meilleure disposition m'a paru être la suivante :

Le minerai, en poudre très fine, est versé dans une petite fiole à fond plat, où 5 grammes forment une

(*) *Comptes rendus de l'Académie des sciences*, 21 juillet 1879.

couche peu épaisse et perméable au gaz. On fait descendre jusque près du fond, en le soutenant au moyen d'un bouchon qui repose sur le col de la fiole, un tube coudé par lequel arrive un courant d'hydrogène sulfuré sec (appareil de Kipp avec sulfure de fer et acide chlorhydrique, éprouvette remplie de chlorure de calcium desséché). On pose la fiole sur une toile métallique, à 4 ou 5 centimètres au-dessus de la flamme d'un brûleur Bunsen à couronne, de manière à ne pas dépasser une température de 300° et à ne produire aucune volatilisation de sulfure d'antimoine. Le minerai demeure pulvérulent et se trouve pénétré par le gaz sulfhydrique, qui agit à la fois comme réducteur et comme sulfurant. On renouvelle d'ailleurs les surfaces en agitant la fiole de temps en temps. Il se produit un peu de vapeur d'eau et de soufre, qui se condensent sur les parois supérieures. La transformation de l'oxyde en sulfure est complète dans l'espace d'une heure.

Après refroidissement, la même fiole sert à l'attaque du minerai sulfuré par l'acide chlorhydrique concentré; puis, on procède à la précipitation et à la pesée de l'antimoine, comme dans le cas précédent.

L'expérience a montré que la quantité d'antimoine restée indissoute par l'acide chlorhydrique est tout à fait insignifiante.

3° *Minerais contenant du fer, du plomb, de l'arsenic.*

Il arrive souvent que les minerais d'antimoine contiennent du *fer*, non seulement à l'état d'oxyde ou à l'état de pyrite, mais aussi à l'état de protosulfure, en combinaison avec le sulfure d'antimoine et soluble avec lui dans l'acide chlorhydrique. Sa présence, même en quantité importante, n'apporte aucune complication dans l'essai par la méthode précédente; car la portion qui s'est dissoute

dans l'acide n'est pas précipitée par la lame d'étain et ne gêne en aucune façon le dépôt de l'antimoine métallique.

La présence du *zinc*, d'ailleurs très rare, n'occasionne non plus aucune difficulté.

Le *plomb* se rencontre dans quelques variétés de minerais d'antimoine. Il se dissout dans l'acide chlorhydrique concentré et donne un précipité cristallin de chlorure pendant le refroidissement de la liqueur ; une autre partie du plomb se dépose à l'état métallique sur la lame d'étain et occasionne alors une surcharge dans le poids de l'antimoine. On peut facilement constater la présence du plomb et même en estimer la quantité en le transformant en sulfure de plomb au moyen d'une solution de sulfure de sodium jaune (obtenue par ébullition de monosulfure avec de la fleur de soufre). Si l'on chauffe vers 50 ou 60° la poudre métallique dans la solution de polysulfure, on voit l'antimoine se dissoudre rapidement, et l'on a un résidu de sulfure de plomb, qu'on lave, sèche et pèse. Les 86/100 du poids de ce sulfure représenteraient le poids du plomb métallique correspondant; mais, comme pendant la dessiccation, le plomb a ordinairement éprouvé une oxydation très sensible, la surcharge est un peu plus grande et peut être pratiquement estimée aux 9/10 du poids du sulfure de plomb; telle sera donc la correction à faire.

Il est rare de trouver de l'*arsenic* en quantité notable dans les minerais sulfurés ou oxydés de l'antimoine; mais il leur fait perdre beaucoup de leur valeur. Lorsque le cas se présente, l'arsenic accompagne l'antimoine dans sa précipitation. Il est plus intéressant de constater qualitativement sa présence que de corriger, dans une proportion presque négligeable, le dosage de l'antimoine. On y arrive en chauffant la poudre métallique, séparée de la lame d'étain, séchée et pesée, avec une solution de

potasse concentrée, à laquelle on ajoute une goutte d'hypochlorite alcalin, afin de dissoudre tout l'arsenic; on attaque en même temps une quantité très faible d'antimoine; la liqueur est alors acidifiée par l'acide chlorhydrique et soumise à un courant d'hydrogène sulfuré. S'il se forme rapidement un dépôt rouge, on le sépare par filtration; puis on observe si la solution, saturée de nouveau d'hydrogène sulfuré, donne lentement un précipité jaune attestant la présence de l'arsenic.

Ces dernières recherches ne font pas partie de l'essai proprement dit et n'ont lieu de s'appliquer que par exception, par exemple à des minerais nouveaux, de provenance inconnue ou dont les qualités n'ont pas encore été étudiées. Quant aux minerais déjà connus, il suffit de déterminer leur teneur par l'opération simple et rapide, que j'ai décrite en commençant.

STATISTIQUE
de l'Industrie minérale de la France.

TABLEAUX COMPARATIFS DE LA PRODUCTION DES COMBUSTIBLES MINÉRAUX, DES FONTES, FERS ET ACIERS, EN 1890 ET EN 1891 (*).

I. — Combustibles minéraux.

PRODUCTION PAR DÉPARTEMENT.

DÉPARTEMENTS	NATURE DU COMBUSTIBLE.	PRODUITS 1890	PRODUITS 1891
		tonnes	tonnes
Allier	Houille	958.871	1.023.992
Alpes (Basses-)	Lignite	33.301	37.840
Alpes (Hautes-)	Anthracite	6.506	6.100
Ardèche	Houille et anthracite	51.152	55.099
Aveyron	Houille	931.622	1.006.970
	Lignite	3.036	3.091
Bouches-du-Rhône	Idem	414.066	434.175
Cantal	Houille	55.242	66.632
	Lignite	120	204
Corrèze	Houille	3.519	3.858
Côte-d'Or	Houille et anthracite	12.007	15.523
Creuse	Houille	205.582	217.916
Dordogne	Idem	37	230
	Lignite	103	270
Drôme	Idem	98	176
Gard	Houille	2.003.741	2.157.617
	Lignite	20.055	24.536
Hérault	Houille et anthracite	261.898	271.761
	Lignite	402	436
Isère	Anthracite	143.752	202.027
	Lignite	1.093	1.050
Jura	Idem	50	»
Landes	Idem	»	54
Loire	Houille et anthracite	3.536.881	3.776.185
Loire (Haute-)	Houille	202.684	210.594
Loire-Inférieure	Anthracite	12.380	11.125
Lot	Houille	2.729	2.803
Maine-et-Loire	Anthracite	35.243	37.324
Mayenne	Idem	58.963	59.149
Nièvre	Houille	147.089	133.220
Nord	Houille et anthracite	5.134.774	4.939.572
Pas-de-Calais	Houille	9.076.579	8.601.016
Puy-de-Dôme	Houille et anthracite	215.972	245.008
Pyrénées-Orientales	Lignite	1.835	1.694
Rhône	Houille	40.317	49.900
Saône (Haute-)	Idem	202.932	189.898
	Lignite	9.125	9.912
Saône-et-Loire	Houille et anthracite	1.706.628	1.771.971
Sarthe	Anthracite	8.950	11.718
Savoie	Idem	12.476	17.813
Savoie (Haute-)	Idem	66	30
Sèvres (Deux-)	Houille	19.452	19.060
Tarn	Idem	548.555	545.379
Var	Idem	426	»
	Lignite	767	1.893
Vaucluse	Idem	4.632	4.885
Vendée	Houille	24.520	26.973
Vosges	Lignite	2.890	3.066
Récapitulation	Houille et anthracite	25.591.545	25.676.463
	Lignite	491.573	523.282
Totaux		26.083.118	26.199.745
Augmentation			116.627

(*) Ces tableaux ont été publiés, par ordre de M. le Ministre des Travaux publics, au *Journal officiel* du 19 février 1892. Les chiffres concernant l'année 1891 sont extraits des états *semestriels* fournis par les Ingénieurs des mines et, par suite, *provisoires*; tandis que la statistique de 1890, résultant du dépouillement des états *annuels*, contient des chiffres *définitifs*.

GROUPES GÉOGRAPHIQUES DE BASSINS.	PRODUITS 1890 tonnes	PRODUITS 1891 tonnes	BASSINS ÉLÉMENTAIRES (*).	DÉPARTEMENTS OÙ LES BASSINS SONT SITUÉS.	PRODUITS 1890 tonnes	PRODUITS 1891 tonnes
I. — Houille et Anthracite.						
Nord et Pas-de-Calais.	14.211.353	13.540.588	Valenciennes	Pas-de-Calais, Nord	14.208.076	13.536.437
			Le Boulonnais (Hardinghen)	Pas-de-Calais	3.277	4.151
Loire	3.587.182	3.840.498	Saint-Etienne (et Rive-de-Gier)	Loire, *Rhône*	3.536.354	3.775.448
			Sainte-Foy-l'Argentière	Rhône	40.317	49.900
			Communay	Isère	9.984	14.413
			Le Roannais (Roanne)	Loire, *Rhône*	527	737
Gard	2.054.893	2.212.716	Alais	Gard, Ardèche	2.017.498	2.171.183
			Aubenas	Ardèche	32.523	36.404
			Le Vigan	Gard	4.872	5.129
Bourgogne et Nivernais.	1.914.627	1.968.066	Creusot et Blanzy	Saône-et-Loire	1.534.429	1.599.743
			Decize	Nièvre	147.089	133.220
			Epinac et Aubigny-la-Ronce	Saône-et-Loire, Côte-d'Or	126.062	128.524
			La Chapelle-sous-Dun	Saône-et-Loire	52.022	54.108
			Bert	Allier	48.903	47.352
			Sincey, *Forges*	Côte-d'Or, *Saône-et-Loire*	6.122	5.119
Tarn et Aveyron	1.452.906	1.555.152	Aubin	Aveyron	945.556	991.016
			Carmaux	Tarn	518.555	545.379
			Rodez	Aveyron	16.066	15.954
			Saint-Perdoux	Lot	2.729	2.803
Bourbonnais	1.069.929	1.164.540	Commentry (et Doyet)	Allier	871.236	932.277
			Saint-Eloy	Puy-de-Dôme	159.961	187.900
			L'Aumance (Buxière-la-Grue)	Allier	38.732	44.363
			La Queune (Fins et Noyant)	*Allier*	»	»
Auvergne	313.937	331.334	Brassac	Haute-Loire, Puy-de-Dôme	209.194	218.264
			Champagnac et Bourg-Lastic	Cantal, Puy-de-Dôme	91.453	102.024
			Langeac	Haute-Loire	13.290	14.046
Hérault	261.898	271.761	Graissessac, *Roujan*	Hérault	261.898	271.761
			Ahun	Creuse	194.827	206.712
Creuse et Corrèze	209.138	222.004	Bourganeuf	Creuse	10.755	11.204
			Cublac (Terrasson), Meymac et Argentat	Corrèze, Dordogne	3.556	4.088
Alpes occidentales	152.816	211.557	Le Drac (La Mure)	Isère	133.432	186.934
			Maurienne-Tarentaise et Briançon	Hautes-Alpes, Savoie	18.982	23.913
			Oisans et *le Grésivaudan*	Isère	336	630
Vosges méridionales	202.932	189.898	Chablais et Faucigny	Haute-Savoie	66	30
			Ronchamp	Haute-Saône	202.932	189.898
Ouest	159.508	165.349	Le Maine	Mayenne, Sarthe	67.913	70.867
			Basse-Loire	Loire-Inférieure, Maine-et-Loire	47.623	48.449
			Vouvant et Chantonnay	Deux-Sèvres, Vendée	43.972	46.033
			Saint-Pierre-la-Cour	*Mayenne*	»	»
			Le Cotentin (le Plessis)	*Manche*	»	»
Les Maures	426	»	Les Maures (Fréjus)	Var, *Alpes-Maritimes*	426	»
Les Pyrénées	»	»	*Ibantelly, Durban et Ségure*	*Basses-Pyrénées, Aude*	»	»
Totaux pour les houilles.	25.591.545	25.676.463			25.591.545	25.676.463
II. — Lignite.						
Provence	448.134	473.908	Fuveau (Aix)	Bouches-du-Rhône, *Var*	414.066	434.175
			Manosque	Basses-Alpes, *Vaucluse*	33.301	37.840
			La Cadière	Var	767	1.893
Comtat	23.803	28.300	Bagnols, Orange, *Banc-Rouge, Vagnas*	Gard, Vaucluse, *Ardèche*	21.413	23.020
			Barjac et Célas	Gard	1.651	4.168
			Méthamis	Vaucluse	739	1.112
			Montoulieu	*Hérault*	»	»
Vosges méridionales	12.015	12.978	Gouhenans, *Gémonval*	Haute-Saône	9 125	9 912
			Norroy	Vosges	2 890	3.066
Sud-Ouest	6.380	6.870	Millau et Trévezel	Aveyron, Gard	3.920	4.212
			Estavar, Larquier, *Saint-Lon, Orignac*	Pyrénées-Orientales, Landes, *Hautes-Pyrénées*	1 835	1.748
			La Caunette	Hérault, *Aude*	402	436
			Simeyrols et *la Chapelle-Péchaud*	Dordogne	103	270
			Murat	Cantal	120	204
Haut-Rhône	1.241	1.226	La-Tour-du-Pin	Isère	1 093	1.050
			Hauterives, *Montélimar*	Drôme	98	176
			Douvres, *Vercia*	Jura, *Ain*	50	»
			Entrevernes et Chambéry	*Haute-Savoie, Savoie*	»	»
Totaux pour les lignites.	491 573	523.282			491.573	523.282
Totaux généraux.	26.083.118	26.199.745			26.083.118	26.199.745

(*) Les bassins dont les mines n'ont pas été exploitées et les départements correspondants ont leurs noms en *italiques*.

II. — Industrie sidérurgique.

PRODUCTION DES FONTES.

DÉPARTEMENTS	DÉSIGNATION de LA FONTE suivant la nature du combustible.	1890 FONTES d'affinage.	1890 FONTES de moulage ou moulée en 1re fusion.	1890 PRODUCTION totale.	1891 FONTES d'affinage.	1891 FONTES de moulage ou moulée en 1re fusion.	1891 PRODUCTION totale.
		tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes
Allier	Au coke	23.013	18.741	41.754	17.990	8.895	26.885
Ardèche	Au coke	33.866	922	34.788	26.389	2 575	28.964
Ardennes	Au coke	18.980	»	18.980	12.923	»	12.923
Ariège	Au coke	13.698	»	13.698	9.870	137	10.007
Aveyron	Au coke	12.656	»	12.656	9.028	»	9.028
Bouches-du-Rhône	Au coke	18 186	3.646	21.832	9.187	3.075	12.262
Cher	Mixte	»	16.986	16.986	»	11.365	11.365
Dordogne	Au bois	350	»	350	»	»	»
Gard	Au coke	53 167	6 462	59.629	56.492	4.746	61.238
Gironde	Au bois	»	»	»	»	420	420
Isère	Au bois	28.657	104	29.066	31.682	103	31.955
	Au coke	262	43		148	22	
	Au bois	50 275	3.500	58.324	55.416	3 650	64.092
Landes	Au coke	3.912	637		3.520	1.506	
	Au bois	20.218	978	21.196	18.442	120	18.562
Loire	Au coke	28.630	17.173	45.803	25 163	25.872	51 035
Loire-Inférieure	Au coke	»	12 938	12.938	1.937	11.816	13.753
Lot-et-Garonne	Au coke	24.684	29.223		31.323	26.376	
	Au coke	1.557	262	62.863	711	709	65.863
	Au bois	2.178	4.959		662	6.084	
Marne (Haute-)	Mixte	785.548	298.485	1.084.033	770.418	308.214	1.078.632
Meurthe-et-Moselle	Au coke	»	»		»	175	633
	Au bois		506	506		458	
Meuse	Mixte	»	»	233.162	220.470	»	220.470
Nord	Au coke	233 162	»	86.710	82.382	»	82.382
Pas-de-Calais	Au coke	86.710	»	4.610	2.580	»	2.580
Pyrénées-Orientales	Au bois	4.610	»	16.777	18.230	4.110	22.340
Rhône	Au coke	13.340	3.437	853	1.807	33	1.840
Saône (Haute-)	Au bois	764	89	79.667	87.158	»	87.158
Saône-et-Loire	Au coke	79.667	»	5.015	3.823	973	4.796
Tarn	Au coke	4.933	82				

RÉCAPITULATION.

Fonte	Au coke	1.529.390	395.691	1.925.081	1.488.323	400.662	1.888.985
	Au bois	11.455	1.031	12.486	8.766	2.865	11.631
	Mixte	2 178	22.451	24.629	662	17.907	18.569
Totaux		1.543 023	419.173	1.962.196	1.497.751	421.434	1.919.185
Augmentation					»	2.261	»
Diminutions					45.272	»	43.011

PRODUCTION DES FERS.

DÉPARTEMENTS.	MODE DE FABRICATION DU FER.	1890 RAILS.	1890 FERS marchands et spéciaux.	1890 TÔLES.	1890 PRODUCTION totale.	1891 RAILS.	1891 FERS marchands et spéciaux.	1891 TÔLES.	1891 PRODUCTION totale.
		tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes
Aisne	Réchauffage de vieux fers	»	»	119	119	»	»	247	247
Allier	Puddlage	141	18.807	8.886	28.614	256	21.330	7.696	30.352
	Affinage au charbon de bois	»	780	»		»	1.070	»	
Ardennes	Puddlage	»	47.677	8.573	67.641	»	42.327	9.193	65.965
	Affinage au charbon de bois	»	»	»		»	45	»	
	Réchauffage de vieux fers et riblons	»	7.141	4.250		»	10.713	3.687	
Ariège	Puddlage	»	5.121	»	8.969	»	4.211	»	7.436
	Réchauffage de vieux fers et riblons	»	3.848	»		»	3.225	»	
Aube	Puddlage	»	4.404	»	5.339	»	4.146	»	5.446
	Affinage au charbon de bois	»	293	»		»	265	»	
	Réchauffage de vieux fers	»	642	»		»	1.035	»	
Aveyron	Puddlage	»	11.123	585	25.933	68	5.604	510	11.187
	Réchauffage de vieux fers et riblons	247	12.976	1.002		158	4.183	664	
Bouches-du-Rhône	Puddlage	»	150	»	991	»	283	»	1.130
	Réchauffage de vieux fers et riblons	»	841	»		»	847	»	
Côte-d'Or	Puddlage	»	3.545	»	6.750	»	3.655	»	6.810
	Affinage au charbon de bois	»	685	»		»	995	»	
	Réchauffage de vieux fers	»	1.920	600		»	1.740	420	
Côtes-du-Nord	Puddlage	»	550	»	5 650	»	450	»	4.750
	Réchauffage de vieux fers	»	5.100	»		»	4.300	»	

PRODUCTION DES FERS (*suite*).

DÉPARTEMENTS.	MODE DE FABRICATION DU FER.	1890 RAILS.	1890 FERS marchands et spéciaux	1890 TÔLES.	1890 PRODUCTION totale.	1891 RAILS.	1891 FERS marchands et spéciaux	1891 TÔLES.	1891 PRODUCTION totale.
		tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes
Dordogne	Puddlage	»	920	»	2.675	»	350	»	2.390
	Affinage au charbon de bois	»	405	»		»	260	»	
	Réchauffage de vieux fers	»	1.350	»		»	1.580	»	
Doubs	Puddlage	»	»	»	9.267	»	225	»	9.467
	Affinage au charbon de bois	»	1.847	1.190		»	6.206	1 126	
	Réchauffage de vieux fers	»	4.376	1.884		»	831	1.079	
Eure	Réchauffage de vieux fers	»	4.260	»	4.260	»	4.115	»	4.115
Gard	Puddlage	»	9.988	»	10.084	13	10.661	»	10.674
	Réchauffage de vieux fers et riblons	»	96	»		»	»	»	
Garonne (Haute-)	Affinage au charbon de bois	»	»	»	1.804	»	»	518	4.440
	Réchauffage de vieux fers et riblons	»	1.804	»		»	3.132	790	
Ille-et-Vilaine	Réchauffage de vieux fers	»	108	»	108	»	108	»	108
Isère	Puddlage	»	63	»	3.043	»	83	»	3.424
	Réchauffage de vieux fers	»	2.980	»		»	3.341	»	
Jura	Puddlage	»	11.416	3.114	16.336	»	8.067	2.665	15 102
	Affinage au charbon de bois	»	421	»		»	270	»	
	Réchauffage de vieux fers	»	700	685		»	3.000	1.100	
Landes	Puddlage	»	»	»	6.925	»	620	»	5.750
	Affinage au charbon de bois	»	1.987	»		»	1.336	»	
	Réchauffage de vieux fers	»	4.938	»		»	3.794	»	
Loir-et-Cher	Réchauffage de vieux fers	»	20	»	20	»	»	»	»
Loire	Puddlage	»	18.028	11.512	34.647	»	16.324	8.910	29.955
	Réchauffage de vieux fers et riblons	»	5.107	»		»	4.721	»	
Loire-Inférieure	Puddlage	»	6.266	1.587	13.337	»	5.210	726	12.663
	Réchauffage de vieux fers et riblons	»	5.484	»		»	6.727	»	
Lot-et-Garonne	Puddlage	»	95	»	95	»	340	»	340
Marne (Haute-)	Puddlage	»	56.039	3.583	69.411	»	45.496	4 233	67.797
	Réchauffage de vieux fers et riblons	»	7.845	1.944		»	17.995	73	
Meurthe-et-Moselle	Puddlage	»	33.838	2.753	37.591	»	39.162	4.825	45.339
	Réchauffage de vieux fers	»	1.000	»		»	1.352	»	
Meuse	Puddlage	»	5.987	»	7.006	»	8.396	»	10.478
	Réchauffage de vieux fers	»	1 019	»		»	2.082	»	
Nièvre	Puddlage	»	4.342	»	10.506	»	2.914	»	10.612
	Affinage au charbon de bois	»	1.441	44		»	1.236	121	
	Réchauffage de vieux fers et riblons	»	4.456	223		»	6.341	»	
Nord	Puddlage	»	272.360	55.224	327.584	19	256.388	56.518	312.925
Oise	Puddlage	»	6.958	1.041	9.403	»	9.540	1.162	11.682
	Affinage au charbon de bois	»	»	390		»	»	253	
	Réchauffage de vieux fers	»	1.014	»		»	727	»	
Orne	Réchauffage de vieux fers	»	150	»	150	»	12	»	12
Pyrénées-Orientales	Affinage au charbon de bois (foyers catalans)	»	143	»	143	»	146	»	146
Rhin (Haut-) (Territoire de Belfort)	Affinage au charbon de bois	»	100	»	100	»	»	»	»
Rhône	Réchauffage de vieux fers et riblons	»	»	»	»	»	18	»	18
Saône (Haute-)	Affinage au charbon de bois	»	5	169	174	»	5	200	205
Saône-et-Loire	Puddlage	»	58.084	8.281	66.404	»	72.549	6.526	79.105
	Affinage au charbon de bois	»	»	39		»	»	30	
Sarthe	Affinage au charbon de bois	»	29	»	29	»	»	»	23
	Réchauffage de vieux fers et riblons	»	»	»		»	23	»	
Savoie	Affinage au charbon de bois	»	15	»	15	»	22	»	22
Savoie (Haute-)	Affinage au charbon de bois	»	»	»	2.040	»	53	»	1.733
	Réchauffage de vieux fers et riblons	»	1.048	992		»	899	781	
Seine	Réchauffage de vieux fers	»	32.425	»	32.425	»	31.781	»	31.781
Seine-Inférieure	Réchauffage de vieux fers	»	110	»	110	»	99	»	99
Seine-et-Oise	Réchauffage de vieux fers	»	3.491	»	3.491	»	2.731	»	2.731
Somme	Puddlage	»	1.001	»	2.585	»	441	»	2.583
	Réchauffage de vieux fers et riblons	»	1.584	»		»	2.142	»	
Tarn	Puddlage	»	1.733	»	3.368	»	1.731	»	2.305
	Réchauffage de vieux fers et riblons	»	1.635	»		»	574	»	
Vosges	Affinage au charbon de bois	»	210	»	210	»	»	255	255
Yonne	Réchauffage de vieux fers	»	17	»	17	»	19	»	19

RÉCAPITULATION.

Fer	Puddlé	141	578.400	105.139	683.680	356	560.703	102 964	664.023
	Affiné au charbon de bois	»	8.426	1.832	10.258	»	11.909	2.503	14.412
	Obtenu par réchauffage de vieux fers et riblons	247	119.485	11.699	131.431	158	124.187	8 841	133.186
	Totaux	388	706.311	118 670	825.369	514	696.799	114.308	811 621
	Augmentation					126	»	»	»
	Diminutions					»	9.512	4 362	13.748

OBSERVATION. — Les fers bruts ou massiaux transformés en produits marchands dans des départements autres que ceux où ils ont été fabriqués ne figurent pas sur le tableau, afin d'éviter un double emploi.

PRODUCTION DES ACIERS.

DÉPARTEMENTS	MODE DE FABRICATION DE L'ACIER.	1890 — PRODUCTION DES ACIERS OUVRÉS — Rails	Aciers marchands	Tôles	Production totale	1890 — PRODUCTION des lingots Bessemer et Siemens-Martin	1891 — PRODUCTION DES ACIERS OUVRÉS — Rails	Aciers marchands	Tôles	Production totale	1891 — PRODUCTION des lingots Bessemer et Siemens-Martin
		tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes
Aisne	Fusion au foyer Bessemer	»	»	810	810	»	»	»	738	738	»
	Fusion au four Siemens-Martin	75	9.820	»		17.450	38	11.660	»		12.525
Allier	Puddlage	»	1.433	3.258	15.216	»	»	1.694	4.249	18.238	»
	Cémentation	»	20	»		»	»	27	»		»
	Fusion au creuset	»	610	»		»	»	570	»		»
Ardennes	Fusion au foyer Bessemer	»	9.256	12.779		»	»	6.003	10.479		»
	Fusion au four Siemens-Martin	»	»	3.255	25.701	3.875	»	»	3.333	20.418	3.885
	Cémentation	»	5	»		»	»	11	»		»
	Fusion au creuset	»	409	»		»	»	266	»		»
	Réchauffage de vieil acier	»	»	»		»	»	56	270		»
Ariège	Fusion au four Siemens-Martin	»	2.029	»		5.832	»	96	»		1.920
	Puddlage	»	693	»	2.887	»	»	660	»	907	»
	Cémentation	»	98	»		»	»	77	»		»
	Fusion au creuset	»	67	»		»	»	74	»		»
Aube	Fusion au foyer Bessemer	»	3.348	»	3.348	»	»	3.397	»	3.397	»
Charente	Fusion au foyer Bessemer	»	178	»	178	»	»	150	»	150	»
	Fusion au foyer Bessemer	»	»	»		»	»	38	5		»
	Fusion au four Siemens-Martin	»	170	60		»	»	72	15		»
Côte-d'Or	Puddlage, affinage au charbon de bois	»	3.045	»	3.622	»	»	3.210	213	3.791	»
	Cémentation	»	100	»		»	»	85	3		»
	Fusion au creuset	»	85	»		»	»	70	8		»
Côtes-du-Nord	Réchauffage de vieil acier	»	25	137		»	»	42	»		»
	Fusion au foyer Bessemer	»	67	»	67	»	»	28	»	28	»
Doubs	Fusion au four Siemens-Martin	»	5.675	1.976	10.861	3 600	»	4.193	1.666	8.859	5.071
Gard	Fusion au foyer Bessemer	17.467	525	»		22.934	19.679	449	»		21.378
	Fusion au four Siemens-Martin	1.957	15.497	»	35.446	23.541	3.688	12.507	»	36.323	24.444
	Réchauffage de vieil acier	»	»	»		»	»	»	»		»
Isère	Fusion au foyer Bessemer	»	20	»		»	»	56	»		90
	Fusion au four Siemens-Martin	»	2.613	»		3.020	»	3.290	10		3.774
	Puddlage	»	1 650	»	4.957	»	»	1.380	»	5.679	»
	Cémentation	»	195	»		»	»	330	»		»
	Fusion au creuset	»	470	»		»	»	613	»		»
Jura	Fusion au foyer Bessemer	»	2.300	5.360		»	»	»	»		»
	Fusion au four Siemens-Martin	»	2.400	2.280	12.500	5.252	»	7.267	3.281	10.548	5.339
	Fusion au creuset	»	160	»		»	»	»	»		»
Landes	Fusion au foyer Bessemer	27.389	5.617	»	34.139	40.455	31.712	3.612	»	38.670	44.087
	Fusion au four Siemens-Martin	»	1.133	»		1.551	»	3.346	»		5.146
Loire	Fusion au foyer Bessemer	»	1.900	241		»	97	2.341	260		»
	Fusion au four Siemens-Martin	692	23.279	14.156		54.000	697	26.042	11.477		50.428
	Puddlage, affinage au charbon de bois	»	3.202	»	57.271	»	»	4.632	»	57.089	»
	Cémentation	»	641	»		»	»	531	25		»
	Fusion au creuset	»	9.787	116		»	»	6.140	114		»
	Réchauffage de vieil acier	»	3.257	»		»	»	4.733	»		»
Loire-Inférieure	Fusion au foyer Bessemer	»	»	»		»	7.560	»	»		11.662
	Fusion au four Siemens-Martin	»	6.334	7.617	13.951	17.976	»	5.570	6.322	19.452	19 418
Marne (Haute-)	Fusion au foyer Bessemer	»	15.007	1.005	19.740	»	»	13.204	921	21.639	»
	Fusion au four Siemens-Martin	»	3.728	»		4.168	»	7.514	»		4.575
Meurthe-et-Moselle	Fusion au foyer Bessemer (procédé Thomas)	30.189	23.133	3.921		172.734	40.428	25.763	4.377		183.099
	Fusion au four Siemens-Martin	»	1 529	1.535	61.964	4.975	»	1.760	2.490	76.452	7.100
	Puddlage	»	970	647		»	»	970	646		»
	Fusion au creuset	»	40	»		»	»	18	»		»
Meuse	Fusion au foyer Bessemer (procédé Thomas)	»	3.233	»	7.503	1.452	»	3.414	»	7.520	»
	Fusion au four Siemens-Martin	»	4.270	»		4.658	»	4.076	»		4.430
Morbihan	Fusion au foyer Bessemer	»	»	72	10.330	»	»	»	»	10.272	»
	Fusion au four Siemens-Martin	»	»	10.258		15.000	»	»	10.272		13.909
Nièvre	Fusion au four Siemens-Martin	»	13.453	823		11.997	»	17.065	579		17.932
	Puddlage	»	137	»	14.863	»	»	135	»	19.125	»
	Fusion au creuset	»	450	»		»	»	401	»		»
	Réchauffage de vieil acier	»	»	»		»	»	593	352		»
Nord	Fusion au foyer Bessemer	46 632	26.432	4.927		95.918	37 300	26.200	6 220		95.943
	Fusion au four Siemens-Martin	»	10.224	11.399	99.839	29.089	»	8.400	9.600	88.140	32.628
	Fusion au creuset	»	225	»		»	»	420	»		»
Oise	Fusion au foyer Bessemer	»	17.968	»	19.558	»	»	16.855	»	18.831	»
Pas-de-Calais	Fusion au four Siemens-Martin	»	240	1.350		1.860	»	318	1.658		1.500
	Fusion au foyer Bessemer	44.288	5.707	»	49.995	61.245	46.445	5.331	»	51.776	62.490
Rhin (Haut-) (Territoire de Belfort)	Fusion au four Siemens-Martin	»	3.560	»	3.560	4.000	»	3.159	»	3.159	3.550
Rhône	Fusion au foyer Bessemer	»	»	»	150	»	»	10	»	66	»
	Fusion au four Siemens-Martin	»	150	»		»	»	56	»		»
Saône (Haute-)	Fusion au foyer Bessemer	»	4	930		»	»	»	»		»
	Fusion au four Siemens-Martin	»	»	»	1.005	»	»	»	1.030	1.082	6
	Réchauffage de vieil acier	»	»	71		»	»	»	52		»
Saône-et-Loire	Fusion au foyer Bessemer	7 808	10.543	15.749	64.447	36.560	6.518	17.797	8.790	71.728	39.355
	Fusion au four Siemens-Martin	«	19.258	11.089		39.766	»	17.954	20.669		49.327
Savoie	Fusion au four Siemens-Martin	«	88	»	88	»	»	122	»	122	»

PRODUCTION DES ACIERS (*suite*).

DÉPARTEMENTS	MODE DE FABRICATION DE L'ACIER	1890					1891				
		PRODUCTION DES ACIERS OUVRÉS				PRODUCTION des lingots Bessemer et Siemens-Martin	PRODUCTION DES ACIERS OUVRÉS				PRODUCTION des lingots Bessemer et Siemens-Martin
		Rails	Aciers marchands	Tôles	Production totale		Rails	Aciers marchands	Tôles	Production totale	
		tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes
Savoie (Haute).	Fusion au foyer Bessemer	»	»	»	»	»	»	249	»	249	»
	Fusion au foyer Bessemer	»	3.657	»		450	»	1.764	»		»
	Fusion au four Siemens-Martin	»	135	»	3.792	»	»	3.077	»	5.430	»
Seine	Cémentation	»	»	»		»	»	113	»		»
	Fusion au creuset	»	»	»		»	»	479	»		»
	Puddlage	»	1.347	»	2.547	»	»	1.621	»	2.959	»
Tarn	Cémentation	»	242	»		»	»	224	»		»
	Fusion au creuset	»	958	»		»	»	1.114	»		»
Vosges	Fusion au foyer Bessemer	»	»	1.660	1.660	»	»	»	1.630	1.630	»

RÉCAPITULATION.

Acier	Fondu au foyer Bessemer	173.773	132.751	47.670	354.194	431.748	189.739	130.853	35.086	355.678	461.104 (*)
	Fondu au four Siemens-Martin	2.724	124.881	65.582	193.187	251.610	4.423	136.351	70.736	211.510	266.907
	Puddlé et de forge	»	12.177	3.905	16.382	»	»	14.332	5.108	19.440	»
	Cémenté	»	1.301	»	1.301	»	»	1.398	28	1.426	»
	Fondu au creuset	»	13.261	116	13.377	»	»	10.165	122	10.287	»
	Obtenu par réchauffage de vieil acier	»	3.349	208	3.557	»	»	5.432	674	6.106	»
	Totaux	176.497	288.020	117.481	581.998	683.358	194.162	298.551	111.754	604.467	728.011
	Diminution						»	»	5.727	»	»
	Augmentations						17.665	10.531	»	22.469	14.633

(*) Ce total contient les quantités restées en stock dans les usines. Ces quantités paraissent avoir été plus considérables en 1891 qu'en 1890, notamment pour le département du Nord, où la fabrication de lingots non utilisés a dû atteindre une vingtaine de mille tonnes pendant le deuxième semestre de 1891.

ÉTUDE

SUR LES

SOURCES MINÉRALES DE CAUTERETS

Par M. BEAUGEY, Ingénieur au Corps des mines.

La station thermale de Cauterets est située dans le département des Hautes-Pyrénées, à une altitude moyenne d'environ 930 mètres, à 11 kilomètres de la station de Pierrefitte, qui la dessert, et qui est le point terminus de la ligne de chemin de fer qui s'embranche à Lourdes sur la ligne de Toulouse à Bayonne.

Ses sources sont connues, du moins certaines d'entre elles, depuis un temps très reculé; il en est question dans le testament de Raymond, comte de Bigorre, qui donna en 945 aux moines de l'abbaye de Saint-Savin la propriété de la vallée et des eaux de « Cauterés », à charge de veiller à la conservation des fontaines et des cabanes voisines.

Les sources de Cauterets ont toujours joui d'une grande renommée, et on cite comme les ayant fréquentées : Abarca, roi d'Aragon; Marguerite de Navarre, Rabelais, Henri IV, le duc de Richelieu, etc. Quelques installations rudimentaires avaient été primitivement élevées sur la source de César et les sources voisines; les sources du sud étaient plus tard successivement découvertes, et au milieu du siècle dernier la plupart des

sources actuelles étaient connues. C'est d'ailleurs de cette époque, de Bordeu, que datent les premières études médicales suivies dont elles aient été l'objet. C'est alors qu'on se préoccupe d'améliorer les établissements, en même temps qu'on en construit de nouveaux, et la création, au commencement du siècle, de la route qui conduit aujourd'hui à Cauterets, vient assurer enfin le développement de la station.

Le syndicat de la vallée de Saint-Savin (*), devenu possesseur de tous les droits de l'ancienne abbaye, et par suite du plus grand nombre des sources, a fait depuis lors les efforts nécessaires pour la maintenir à la hauteur de la réputation qu'elle a acquise ; d'importants travaux de captage ont été exécutés sous la direction de M. l'inspecteur général François de Neufchateau ; on a élevé le grand établissement des Œufs ; tout récemment, on a reconstruit sur de plus vastes proportions l'établissement de la Raillère, auquel on a annexé un nouvel établissement pour les sources du Bois, tout en restaurant l'établissement existant. Les propriétaires des sources du Pré, du Petit-Saint-Sauveur, ont également amélioré leurs établissements. La société fermière des sources et établissements du syndicat, qui possède en outre en propre la source du Rocher et une partie de l'eau de César, a fait construire il y a quelques années un véritable établissement modèle, les Néothermes.

Grâce à ces travaux, Cauterets possède des installations pouvant largement suffire aux besoins des baigneurs de plus en plus nombreux qu'attirent la variété et la réputation, aujourd'hui universelle, de ses sources.

De très nombreux écrits, dont quelques-uns fort im-

(*) Ce syndicat est formé par les sept communes de Saint-Savin, Laü-Balagnas, Adast, Uz, Nestalas, Soulom et Cauterets.

portants, ont été publiés sur les sources de Cauterets ; mais ils n'ont traité avec détail que de leurs applications thérapeutiques, et la question du gisement des eaux minérales a été à peu près complètement négligée. M. l'inspecteur général François de Neufchâteau et M. l'ingénieur en chef Peslin ont laissé cependant sur divers points de cette question, dans les archives du Service des mines, de remarquables rapports. Nous avons eu à procéder, étant alors chargé du sous-arrondissement minéralogique de Pau, à une revision générale de l'état des captages des sources des principales stations thermales des Hautes-Pyrénées, et en particulier de Cauterets, où nous avons eu, en outre, à surveiller la réfection des captages des sources du Bois ; ces circonstances nous ont conduit à étudier l'ensemble des sources de la station. Le but de cette étude est de faire connaître les résultats qu'on peut déduire tant de nos observations que de celles de MM. François de Neufchâteau et Peslin.

Nous examinerons d'abord sommairement la constitution géologique de la région, puis le gisement des diverses sources, leur température et leur débit. Nous consacrerons quelques lignes à la question spéciale de la réfection des captages des sources du Bois, et enfin nous reproduirons, à titre de renseignement, les analyses des sources principales (*).

CONSTITUTION GÉOLOGIQUE DE LA RÉGION.

La route de Pierrefitte à Cauterets suit une gorge étroite dirigée sensiblement N. 25° E. - S. 25° O., bordée

(*) Nous devons remercier ici tout particulièrement M. Gavillon, directeur des établissements thermaux de la Vallée et de la Compagnie fermière, pour les renseignements qu'il nous a fournis, et l'obligeance qu'il a mise à nous faciliter la visite et l'étude des sources.

de montagnes abruptes dont les sommets atteignent pour la plupart plus de 2.000 mètres, et dans le fond de laquelle coule le gave de Cauterets, qui, par sa réunion à Pierrefitte avec le gave de Luz, forme le gave de Pau. Cette gorge s'élargit légèrement en arrivant à Cauterets, au débouché du val de Cambasque, puis elle se resserre immédiatement après le bourg, entre le pic Péguère (2.137^{m}), à l'ouest, et le Soum de Liard (2.009^{m}), à l'est, et après 2 kilomètres elle se bifurque de part et d'autre du pic de Hourmégas, formant à l'est le val de Lutour, à l'ouest le val de Jéret.

Les gaves de Jéret et de Lutour, qui coulent dans ces deux vallées, sont les déversoirs d'un des massifs les plus élevés des Pyrénées françaises, massif qui comprend comme sommets principaux : les pics d'Ardiden, 2.988 mètres; de Mallerouge, 2.969 mètres; de Vignemale, point culminant, 3.290 mètres; crête de Peterneille, 2.700 mètres à 2.900 mètres; Soum de Baccimaille ou Grande Fache, 3.006 mètres.

La partie de cette région qui nous intéresse, et qui ne s'étend qu'aux environs immédiats de Cauterets, est formée par une bande de terrain dévonien et par un massif granitique recoupés par de nombreux filons de diverses roches éruptives (voir Pl. X, *fig.* 1).

A. Dévonien.

On observe, dès que l'on quitte Pierrefitte, en se dirigeant vers Cauterets, une puissante formation de schistes siliceux redressés jusqu'à la verticale ou présentant une inclinaison de 70° à 80° vers le sud, et dont la direction paraît osciller entre E.-O. et N. 110° E.; ces schistes passent parfois à de véritables quartzites, parfois au contraire ils deviennent fissiles et ardoisiers.

A hauteur du Limaçon, le plongement, qui jusque-là

restait toujours sud, paraît devenir nord, et on observe un peu au sud, au pic de Cot d'Homme, interstratifiée dans les schistes, une puissante assise de calcaire gris clair marmoréen. Puis la formation schisteuse continue, mais elle est moins siliceuse; par places, les schistes sont même exploités pour ardoises; il s'y intercale quelques lits calcaires, qui deviennent plus nombreux et plus épais lorsqu'on se rapproche de Cauterets; le plongement des couches, qui se maintient au nord, devient un peu plus faible, et enfin, au pont de la route de Cauterets à la Raillère, la formation vient s'appuyer sur le granite du Péguère et du Soum de Liard. En apparence, la stratification de cette formation serait assez simple et assez régulière; mais en réalité les diaclases masquent sans aucun doute des plis aigus ou des failles qui échappent ainsi à l'observation.

Nous avons rangé cet ensemble de schistes siliceux et de calcschistes, ainsi que la puissante assise calcaire qu'il renferme et qui n'est autre que celle que M. l'inspecteur général Jacquot a désignée du nom si caractéristique de dalle, ensemble qu'on peut suivre sans interruption jusqu'à la vallée d'Ossau, dans le Dévonien (*); nous nous sommes basé sur la coupe de la haute vallée du Valentin ou gave d'Eaux-Bonnes, dans laquelle on trouve des fossiles dévoniens caractéristiques dans les assises schisteuses au-dessus et au-dessous de la dalle, sans qu'on puisse observer la moindre discordance entre ces assises et la dalle; la dalle passe d'ailleurs en divers points à sa partie supérieure progressivement aux schistes. Enfin, dans la vallée d'Estaing, qui est immédiatement à l'ouest de la vallée de Cauterets, nous avons pu trouver dans les schistes siliceux situés au-dessus de la dalle, et qui sont par suite les mêmes que ceux qu'on observe au

(*) *Bulletin de la Société géologique de France*, 1890, p. 94.

nord du Limaçon, un fragment d'*Atrypa*. D'autre part, M. Frossard a constaté à Cauterets, dans les schistes du Soum de Lisey, la présence d'*Atrypa reticularis*. Dans ces conditions, et faute d'indications plus précises, on peut attribuer au Dévonien toute la formation qui s'étend du granite du Péguère jusqu'à Pierrefitte.

B. Granite.

Le granite forme un massif qui s'étend à partir de Cauterets, du pont de la route de la Raillère, comme nous l'avons dit, en se développant au sud suivant une forme grossièrement triangulaire formant le Péguère, le pic de Hourmégas, le massif des lacs de Gaube, et les montagnes de Lutour ; il disparaît ensuite sous les terrains sédimentaires. Mais il forme évidemment un massif unique et continu avec le granite des lacs de Suyen, de Miguelou et d'Artouste, et avec celui des Eaux-Chaudes ; cette conclusion résulte forcément du peu de distance qui sépare les affleurements successifs lorsqu'on se dirige de l'est à l'ouest, et de l'identité de la roche en ces divers points. Ce granite est du type, assez répandu dans les Pyrénées, auquel on a donné souvent le nom de granite amphibolique ou de granite syénitique, à cause de la présence presque constante de cristaux allongés d'amphibole ; le mica noir est toujours, d'ailleurs, de beaucoup prédominant sur l'amphibole, qui n'est jamais qu'accessoire. En lame mince, cette amphibole est vert peu foncé, d'un polychroïsme moyen, fréquemment altérée et transformée d'une manière plus ou moins complète en produits chloriteux. Les feldspaths sont souvent d'une limpidité parfaite ; l'orthose est peu abondant ; l'oligoclase est bien développé, et des plages d'anorthose moulent fréquemment les éléments précédents. Le quartz, qui est nettement postérieur à tous les autres éléments, présente parfois

un aspect granulitique ; certaines plages offrent entre les nicols croisés des ombres roulantes, qui, si on remarque qu'elles sont alors traversées par de nombreuses fissures, paraissent résulter de phénomènes de compression.

Le granite a exercé sur les assises sédimentaires un métamorphisme intense. Sur le flanc du Péguère, en particulier, ces assises consistent, comme nous l'avons dit, en alternances de schistes et de calcschistes ou de calcaires ; l'action a porté sur ces deux sortes de couches. Les schistes ont pris au contact une apparence gneissique ou pétrosiliceuse ; ils sont influencés sur une épaisseur d'une vingtaine de mètres, gneissiques au contact, puis pétrosiliceux plus ou moins rubanés, et enfin simplement rubéfiés. Les calcaires ont été transformés en marbre blanc saccharoïde ; en même temps, il s'y est développé une innombrable quantité de grenats et d'idocrases, tantôt sans formes définies, tantôt en cristaux nets, parfois de grande dimension.

Il résulte nettement de ces faits que le granite est postérieur aux assises sédimentaires qui viennent s'appuyer sur lui et que nous avons attribuées au Dévonien.

C. Roches éruptives diverses.

On observe, tant dans le granite que dans les terrains sédimentaires, un grand nombre de filons plus ou moins puissants de diverses roches éruptives : microgranulites, diorites, diabases et porphyrites, et c'est avec des filons de ce genre que les sources minérales sont en relation, comme nous le montrerons plus loin.

(a). *Microgranulites*. — Ces roches forment dans les schistes siliceux un dyke puissant qu'on peut voir sur la route de Pierrefitte, à 6 kilomètres de Cauterets, et qui comprend trois branches, dont la plus importante a près

de 20 mètres de puissance ; on le retrouve, accompagné d'énormes filons de quartz compact, à la mine de plomb argentifère et de zinc de Pierrefitte, entre l'entrée des galeries et la forge, ainsi que dans les travaux d'exploitation ; les deux filons métallifères exploités dans cette mine, qui sont dirigés, l'un, dit filon du Nord, sensiblement E.-O., l'autre dit filon du Sud, N. 20° à 25° O., paraissent constituer des filons d'injection se rattachant à la roche éruptive. Cette roche est tout à fait du type du porphyre quartzifère normal, tantôt gris clair, tantôt noire, avec des grains très nombreux de quartz hyalin et de grand cristaux corrodés de feldspath d'une limpidité parfaite.

On trouve une roche semblable, mais à pâte moins fine, près du Limaçon, où elle forme deux filons peu importants.

(b). *Diorites.* — Les diorites forment généralement des filons dans le granite ; nous n'en connaissons qu'un affleurement en dehors, dans les schistes dévoniens, près de l'établissement de Pauze-Vieux. Dans le granite, on en observe des filons aux sources du Pré, à la source des Œufs, près des sources du Bois, et enfin le long de la route d'Espagne. Ces roches sont à grain très fin, d'une couleur grise assez foncée et d'une très grande dureté ; elles sont composées surtout d'amphibole et de quartz ; le feldspath (oligoclase) est très rare ; l'amphibole est brun pâle, légèrement dichroïque, et forme en général des cristaux allongés sans terminaison nette ou de petites plages irrégulières. On observe souvent un peu de mica noir. La roche est fréquemment altérée et ne présente alors au microscope qu'un agrégat de produits chloriteux et de granules de quartz.

(c). *Diabases et porphyrites.* — Ces roches forment un très grand nombre de filons, aussi bien dans le granite que dans les schistes dévoniens ; elles sont en général tellement altérées, même en profondeur, qu'il est absolument impossible de les déterminer avec quelque précision. Nous citerons un dyke important près du griffon de la source César, divers filons sur la route de Pierrefitte, sur le chemin du col de Riou, sur le chemin de Cambasque, le long de la route d'Espagne, etc...

D. Terrain de Tap.

Le flanc des montagnes est généralement recouvert d'éboulis sur une assez grande épaisseur, et la plupart des galeries de recherche ou de captage ont dû les traverser avant d'arriver à la roche en place. Ces éboulis, habituellement sans consistance et comprenant des éléments de grosseur très variable, depuis des éléments détritiques jusqu'à des blocs énormes, ont été cimentés au voisinage des griffons par les dépôts ou par l'action des eaux minérales ; ils constituent alors ce qu'on a appelé dans la région le terrain de *tap*. Le tap est le plus souvent très consistant, et comme aspect il rappelle parfois certains bétons ; il est d'ailleurs à peu près imperméable s'il n'est pas fissuré.

GISEMENT DES SOURCES.

On divise le plus souvent les sources de Cauterets en trois groupes, le groupe du nord, le groupe du centre, et le groupe du sud. Le premier peut s'appeler du nom de sa source principale, groupe de César ; le troisième, pour la même raison, groupe des Œufs ; le second ne comprend que les sources de la Raillère (voir Pl. X, *fig.* 2).

On peut également distinguer les sources émergeant des terrains schisteux (1er groupe précédent), et les sources émergeant du granite (2e et 3e groupes précédents).

A. Sources émergeant des terrains schisteux.

Groupe de César.

M. l'ingénieur en chef Peslin a signalé, dès 1860, la relation des sources de ce groupe avec un dyke de roche éruptive qu'on observe près du griffon de César. Le groupe comprend les sources suivantes :

Sources.	Débit par 24 heures.	Température.
César	210^{m3}	47°,8
Les Espagnols	85	46 ,2
Pauze-Vieux.	55	41 ,2
Le Rocher.	120	39

La source César, qui est la plus importante, a été captée en 1859-1860, sous la direction de M. l'inspecteur général François de Neufchateau, dans une galerie pratiquée dans la roche schisteuse ; l'eau minérale émerge de bas en haut, avec bouillonnement intermittent d'azote, à la sole de cette galerie, sur 5 à 6 mètres de longueur par une fente traversant les schistes et dirigée N. 18° E., (voir Pl. X, *fig.* 3), à l'altitude de 1.060 mètres. Un griffon secondaire donne une petite quantité d'eau qui est réunie à celle du griffon précédent ; ce petit griffon correspond verticalement à l'ancienne buvette de César-Vieux, et le filet d'eau qu'il forme est probablement celui qui alimentait cette buvette. La température au griffon principal est de 47°,8; le débit moyen est, d'après M. Peslin, de 210 mètres cubes; il varie de 200 à 225 mètres cubes. La fente qui donne issue à l'eau minérale se prolonge d'ailleurs au nord et au sud et on peut la suivre dans la galerie. Quand elle a été découverte, les anciennes sources tempérées de César ont complètement disparu ; en même temps, cinq griffons, qui, à ce moment, formaient la source, disparaissaient également à l'exception de l'un d'eux, qui n'est autre que le griffon secondaire actuel. Divers suintements existant dans les galeries étaient asséchés, et enfin la source de Pauze-Nouveau était tarie. On avait évidemment recoupé la cheminée ascensionnelle principale de l'eau minérale.

A quelques mètres au nord du griffon principal se trouve un premier filon de roche éruptive, qui n'est qu'une ramification d'un dyke important qu'on a recoupé à l'extrémité des galeries de recherche, dyke dont la direction est sensiblement N. 110° E., et qui, comme nous allons le dire, va passer à la source du Rocher. Cette roche, complètement altérée, à pâte de couleur verte ou grise, sur laquelle se distinguent de grands cristaux blancs de feldspath, paraît être une porphyrite.

Les sources des Espagnols et de Pauze-Vieux sont situées à l'altitude de 1.052 mètres, et à 50 mètres environ au sud-est de la source César ; ces deux sources, au lieu d'être ascendantes, coulent latéralement dans la galerie où elles sont captées. Les sources Bruzaud et sulfureuse nouvelle, dites aussi sources tempérées des Espagnols, sont à côté des précédentes, et ne constituent que des filets peu importants d'eau minérale sortant des terrains de transport (*).

La source du Rocher est située à environ 45 mètres à l'ouest de la source César, à l'altitude de 1.030 mètres; elle a été découverte par M. Abadie, qui en a achevé le captage en 1859; elle coule de haut en bas entre le terrain schisteux et le tap, au fond d'une galerie pratiquée dans le tap au contact des schistes. Lorsqu'on exécutait cette galerie, on avait rencontré un dyke de roche éruptive très dure faisant saillie, qu'on se décida à traverser au

(*) La source de Rieumiset, qui est utilisée à l'établissement des Néothermes, émerge dans des conditions semblables, à l'altitude de 990 mètres, à peu de distance de cet établissement; sa température variable et peu élevée (14° à 20°) permet à peine de la considérer comme source thermale.

lieu de le contourner; dès qu'on l'eut recoupé, le débit des filets d'eau minérale que l'on poursuivait augmenta subitement d'une manière considérable, en même temps que tarissaient divers suintements rencontrés précédemment. Si on reporte sur le plan (*fig.* 3, Pl. X) la direction du dyke voisin de la source César, on voit que ce n'est que son prolongement qu'on avait ainsi trouvé dans la galerie du Rocher. Ce dyke limite donc bien la zone riche en eau thermale, et dès lors, le groupe des sources précédentes peut se concevoir à l'émergence de la manière suivante.

Il existe dans les schistes dévoniens un dyke éruptif orienté sensiblement N. 110° E.; une fente, orientée N. 18° E., traverse ces schistes et vient se terminer à ce dyke; cette fente constitue la cheminée ascensionnelle de l'eau minérale, et elle forme le griffon de César; elle présente des ramifications qui viennent former les sources descendantes des Espagnols et de Pauze-Vieux, et le griffon par lequel l'eau du Rocher s'échappe de la roche schisteuse pour suivre le contact de cette roche et du *tap*. La source de César est la plus chaude et la plus volumineuse, en même temps qu'elle est la seule qui soit ascendante.

B. Sources émergeant du granite.

I. *Sources de la Raillère.*

Les trois sources de la Raillère émergent du granite par une fente dirigée N. 14° E. Les débits et les températures de ces sources sont les suivants :

	Débit par 24 heures.	Température.
Source principale de la Raillère.	74^{m3}	39°
Id. nord id.	17	27
Id. sud id.	20	38

On observe bien, sur le flanc du Péguère, à l'ouest des

griffons, un dyke de diorite quartzifère; mais il est impossible, par suite des éboulis granitiques, de chercher à établir une relation quelconque entre ce dyke et la fente par laquelle émergent les sources.

II. *Sources du Pré et du Petit-Saint-Sauveur.*

Les deux sources principales du Pré sont formées chacune par la réunion de trois griffons disposés sur deux fentes parallèles du granite, séparées par un intervalle de quelques mètres, et orientées sensiblement N. 45° E.

La source la plus abondante, qui est située sur le bord du gave de Jéret, dont elle est séparée par un mur de défense, a une température de 51° à l'un de ses griffons. Les trois griffons de la source voisine sont captés au moyen de colonnes d'ascension aboutissant à un même conduit dans lequel la température est de 48°. La troisième source est constituée par un griffon qui alimente la buvette de l'établissement; cette source est beaucoup moins importante; sa température est de 40°.

On observe, à quelques mètres à peine au sud des griffons, un filon de diorite quartzifère orienté sensiblement N. 100° à 110° E. Ces sources émergent donc au contact d'un dyke éruptif par des fentes le rencontrant sous un angle d'environ 60°.

Les deux sources du Petit-Saint-Sauveur, captées dans les éboulis, paraissent dues à des griffons latéraux provenant des cheminées ascensionnelles des sources du Pré; les diverses données sur leur température, 31° et 34°, et leurs débits, 100 mètres cubes en chiffre rond, et 27 mètres cubes, manquent de précision; les observations aux points d'émergence sont assez difficiles.

III. *Sources des Œufs et de Mauhourat.*

L'importante source des Œufs est formée par la réunion de plusieurs griffons contigus; l'eau d'un griffon

situé à peu de distance de la source de Mauhourat et désigné sous le nom de source B des Œufs, vient en outre se réunir à celle des précédents. La source des Œufs est la plus volumineuse et la plus chaude de la station ; son débit est de 560 mètres cubes à 590 mètres cubes par vingt-quatre heures, et la température de ses divers griffons varie de 48°,8 à 58°,8. Cette source se trouve exactement, comme nous l'avons reconnu avec M. l'ingénieur en chef Vital, au contact d'un dyke puissant de diorite quartzifère, qui paraît dirigé E.-O., ou N. 100° E. Il est impossible actuellement de se rendre compte de l'orientation des griffons ; on peut seulement reconnaître que l'un d'eux, situé au-dessous du regard ménagé à la sole de la galerie de captage, est dirigé sensiblement N. 45° E.

A la source des Œufs paraît se rattacher la source de Mauhourat, qui coule en partie latéralement et en partie de haut en bas, dans un filon de quartz dirigé sensiblement E.-O., à une température variant, suivant les points où on l'observe, de 47° à 51°, avec un débit de 45 mètres cubes par vingt-quatre heures. Cette source donne actuellement naissance à du quartz en partie pulvérulent, en partie compact, et parfois sous forme de cristaux nets ; elle produit en outre du gypse et un minéral talqueux indéterminé ; nous avons déjà signalé la formation de ces minéraux. (*Comptes rendus de l'Académie des sciences*, 10 février 1890).

IV. *Sources du Bois.*

Ces sources, au nombre de trois, émergent du terrain de tap ; leur température est de 38° à 46°,4 et leur débit de 8^{m3},5 à 24 mètres cubes par vingt-quatre heures. Nous les étudierons plus loin avec détail.

Relation des sources avec des dykes éruptifs.

Il résulte de ce qui précède que les sources de César, du Pré et des Œufs, émergent au contact de dykes de roches éruptives dont l'orientation varie de E.-O. à N. 110° E., par des fentes du terrain encaissant recoupant ces dykes sous des angles de 60° à 80°. Ces dykes paraissent limiter pour chacune de ces sources la zone dans laquelle se trouve l'eau minérale. Les sources précédentes, qui sont des sources principales ascendantes, sont accompagnées de sources secondaires descendantes, moins chaudes et moins abondantes, et moins voisines de la roche éruptive ; c'est ainsi que les sources des Espagnols, de Pauze-Vieux et du Rocher se rattachent à la source César, la source de Mauhourat à la source des Œufs ; les sources du Petit-Saint-Sauveur sont probablement dans la même situation par rapport aux sources du Pré.

Cette manière de voir entraine la conclusion suivante : tout travail en roche entrepris sur le griffon d'une des sources d'un groupe déterminé peut, s'il est suffisamment poursuivi, transformer complètement le régime de ce groupe. C'est là ce qui est arrivé lors des travaux de captage de César.

Il n'est pas possible, comme nous l'avons dit, de reconnaître si les sources de la Raillère se présentent dans des conditions semblables. Quant aux sources du Bois, elles se rattachent probablement à un griffon inconnu, qui paraît devoir être en relation avec le dyke de diorite des Œufs, dont on retrouve le prolongement à peu de distance au-dessus de l'ancien établissement du Bois.

Températures des diverses sources.

Le tableau suivant donne les températures des sources principales indiquées dans diverses publications : *Statis-*

tique du ministère des travaux publics de 1883 ; — *Dictionnaire des Eaux minérales*, de M. Dujardin-Beaumetz ; — *Dictionnaire encyclopédique des sciences médicales*, de Dechambre ; — Publications diverses de M. le docteur Duhourcau, et enfin les températures que nous avons nous-même observées.

NOMS DES SOURCES	STATISTIQUE du Ministère des Travaux publics	DICTIONNAIRE de Dujardin-Beaumetz	DICTIONNAIRE de Dechambre	D'APRÈS M. Duhourcau	OBSERVÉES aux griffons
César	47°,8	47°,8	»	48°,0	47°,8 (griffon principal).
Les Espagnols	46,2	46,5	47,8	46,7	47,6
Pauze-Vieux	41,2	43,0	43,0	41,8	44,5
Le Rocher	39,0	39,0	»	42,0	22,0
Le Pré	45,0	48,0	48,0	49,0 (source nouvelle).	47,8 (source ancienne, griffons réunis). 51,0 (source nouvelle, griffon sud). 40,0 (source de la buvette).
Le Petit-St-Sauveur	31,0	34,0 (buvette).	35,2 (buvette).	34,5 (buvette).	33,8 (buvette).
Les Œufs	52,0	55,0	48,8 à 58,8 (pour les divers griffons).	»	56,0 (griffons réunis).
Mauhourat	49,5	49,5	50,0	49,5	47 à 51 (suivant les points, au griffon).
La Raillère. Chaude	39,0	39,5	38,7	39,4	39,0
La Raillère. Tempre nord.	»	27,0	»	»	»
La Raillère. Id. sud	»	38,0	37,5	»	»
Le Bois. Chaude	42,0	43,3	43,5	»	45,8 à 46,4
Le Bois. Tempérée	»	33,7	42,2	»	38,0
Le Bois. Nouvelle	»	»	»	»	45,8 à 46,5 (à diverses époques).

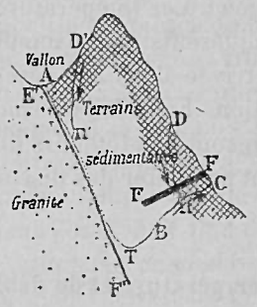
Si nous reproduisons ces divers chiffres, ce n'est que pour constater leur discordance en ce qui concerne la

plupart des sources. Les différences qu'ils présentent dépassent de beaucoup la limite des erreurs d'observations. On peut faire la même remarque en ce qui concerne les débits. Nous voulons montrer combien, en général, on est peu fondé à attribuer des différences de cette nature à des défectuosités des captages, ainsi qu'on est toujours porté à le faire. Nous ferons remarquer tout d'abord, au sujet de ces différences, qu'il est difficile d'admettre que les observations soient faites dans des conditions identiques, et que le plus souvent elles manquent de précision lorsqu'elles ne sont pas suivies de l'indication exacte de ces conditions. En outre, lorsqu'une source est formée par la réunion de plusieurs griffons de températures différentes, la température varie avec le griffon dans lequel est plongé le thermomètre ; c'est ce qui arrive pour César, le Pré, les Œufs, Mauhourat ; si le thermomètre est placé dans le conduit par lequel s'écoulent les eaux réunies des divers griffons, et très près de ces griffons, le mélange peut n'être pas homogène. Les températures peuvent être prises à des points différents, par exemple aux griffons, aux buvettes, à l'arrivée dans les réservoirs, sans qu'il en soit fait mention. Enfin les thermomètres des divers observateurs ne sont pas toujours des instruments de précision et peuvent présenter des discordances notables.

Remarques sur les variations de température et de débit des sources minérales.

Mais de plus, et c'est sur ce point que nous voulons surtout attirer l'attention, on admet assez généralement qu'une source minérale bien captée est caractérisée par la constance de sa température, de son débit, et, par suite, de sa composition. Or, cette constance n'est pas absolue ; il est rare que les sources les mieux captées ne

soient pas sujettes à des variations plus ou moins considérables, et cela se conçoit facilement. Si on envisage le circuit que parcourt l'eau thermale, en ne considérant même que des sources ascendantes, depuis le point où elle a acquis, après s'être infiltrée de l'extérieur, sa température maxima (*), c'est-à-dire sensiblement depuis le point de son parcours où la température des roches encaissantes est la plus élevée, jusqu'au griffon, il est bien rare que ce circuit n'ait avec le jour aucune communication; dans les terrains fissurés, le contraire est probable; dès lors, des eaux superficielles peuvent arriver jusqu'à la cheminée ascensionnelle de l'eau thermale, la refroidir, et parfois en augmenter le débit. Si des infiltrations analogues se produisent avant le point du circuit à température maxima, le débit pourra augmenter sans que, dans certains cas, la température baisse. Si on considère le circuit souterrain A B C de l'eau minérale, des infiltrations momentanées arrivant par un conduit



tel que D′ n' pourront augmenter le débit; il en est de même d'infiltrations arrivant par Dn. Dans le premier cas, les infiltrations se produisant avant le point T à température maxima, la température à l'émergence ne sera pas sensiblement diminuée; mais il n'en sera pas de même dans le second cas. Les infiltrations telles que Dn auront moins de chances de se produire lorsque les conduits par lesquels elles arrivent seront interrompus par un accident quelconque, une faille, un dyke éruptif

(*) Dans le cas des sources de Cauterets, eu égard à la configuration du sol, un parcours de cette nature suffit à expliquer la thermalité sans qu'il soit nécessaire de recourir à des hypothèses plus complexes.

FF, les recoupant transversalement; ainsi se conçoit la relation des sources de Cauterets avec des dykes de diorite. Pour permettre aux eaux superficielles d'arriver à un point T, à haute température, il est d'ailleurs nécessaire qu'une faille F′F″, assez continue et assez puissante, puisse leur donner passage. A Cauterets, c'est probablement la faille de contact du granite et des terains sédimentaires qui joue ce rôle pour la source César.

On peut concevoir pour une source minérale un régime correspondant au minimum de débit et au maximum de température, une sorte d'étiage, et se demander quelle pourra être l'influence d'une augmentation de débit sur la composition, et par suite, dans une certaine mesure, sur les propriétés thérapeutiques de l'eau minérale. Il y a lieu de distinguer les deux cas suivants :

1° Lorsque, antérieurement au point à température maxima du circuit souterrain de l'eau minérale, les infiltrations viendront à augmenter ou qu'il en surviendra de nouvelles, la diminution de température qui pourra se produire restera toujours très faible par rapport à l'augmentation de débit. Les eaux infiltrées continueront en effet d'accomplir leur trajet souterrain sensiblement dans les mêmes conditions que pendant l'étiage, et la température ne dépend que de ce trajet (*). La minéralisation, qui est en relation immédiate avec elle, puisque la quantité des roches sur lesquelles l'eau agit peut être considérée comme illimitée, restera sensiblement constante.

2° Si des infiltrations se produisent postérieurement au point à température maxima, et surtout près de l'émer-

(*) Nous faisons ici abstraction des sources dont la température, ordinairement assez faible, ne provient guère que de la chaleur dégagée par les réactions minéralisatrices, telles que les sources de Labassère, de Gazost (Hautes-Pyrénées), dont la thermalité et la sulfuration paraissent résulter surtout de la décomposition des pyrites que renferment les schistes anciens dans lesquels elles émergent.

gence, la température pourra diminuer notablement, alors même que l'augmentation de débit ne serait que peu importante.

Dans le premier cas, la température et la minéralisation pourront être indépendantes des variations de débit; dans le second cas, la température diminuera et la composition de l'eau thermale sera modifiée.

Le but du captage doit donc être d'éviter ou de réduire le plus possible les infiltrations postérieures au point du circuit à température maxima, puisque, à de très rares exceptions près, on ne peut songer à agir sur les infiltrations antérieures.

Lorsqu'on aura constaté des variations de débit considérables, auxquelles ne correspondent que des variations de température relativement faibles, on pourra être certain que ces infiltrations se produisent à une grande distance avant l'émergence, près du point à température maxima ou antérieurement à ce point; il ne faudra pas espérer arriver à les faire disparaître en poursuivant les travaux de captage lorsqu'on sera déjà parvenu à la roche en place. Si au contraire on observe des variations sensibles de température, ne correspondant qu'à de très faibles variations de débit, il y aura lieu de croire qu'elles sont dues à des infiltrations d'eau froide se produisant près du griffon, et des travaux appropriés pourront souvent y remédier.

Les variations de température sont faciles à constater, mais il n'en est pas de même des variations de débit, la mesure des débits comportant le plus souvent des opérations assez longues. M. Peslin a depuis longtemps mis en évidence les variations de débit des sources du groupe de César; voici les observations qu'il a faites en 1859-1860, (débits en mètres cubes par vingt-quatre heures) :

SOURCES	22 MARS 1859	6 MAI 1859	23 JUIN 1859	2 AOUT 1859	13 AOUT 1859	6 JANVIER 1860	28 JANVIER 1860	14 MARS 1860
	m. cub.	m. cub.	m. cub.	m. cub.	m. cub.	m. cub.	m. cub.	m. cub.
César	224,755	211,500	205,969	197,812	201,600	221,760	214,603	207,893
Les Espagnols. .	92,390	83,100	88,205	84,125	84,000	85,300	85,291	85,291
Pauze-Vieux . .	55,152	48,500	50,030	47,604	48,600	42,875	60,480	59,400
Tempérées. . . .	11,160	10,500	10,593	8,280	81,00	25,010	7,516	6,912

La variation de César est très nette; la température reste d'ailleurs constante. M. Peslin considérait que les expériences n'étaient pas suffisamment concluantes pour les autres sources. Or, la source César est captée de la manière la plus parfaite. D'après M. Peslin, certaines sources de Luchon, captées également dans la roche en place, sont sujettes à des variations analogues. Nous avons de même constaté qu'à Bagnères-de-Bigorre, deux sources de Salut (la Montagne et l'Intérieur), également captées en roche d'une manière irréprochable, et que nous avons eu l'occasion d'étudier, éprouvent des variations de débit bien plus considérables, auxquelles ne correspondent que des variations de température relativement très faibles.

Les observations précédentes ont pour but de montrer que lorsqu'on constate dans une source des variations de température ne dépassant pas deux ou trois degrés, ou même des variations de débit, on n'est pas fondé pour cela à conclure que le captage est en mauvais état, ou qu'il est insuffisant. Étant donné les conséquences que peut avoir pour une station thermale la publicité éventuelle de critiques de ce genre, on ne saurait trop recommander de ne les formuler qu'avec la plus grande circonspection.

RÉFECTION DES CAPTAGES DES SOURCES DU BOIS.

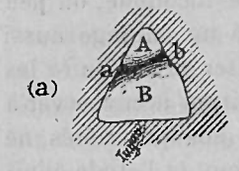
Les sources du Bois sont captées dans le terrain de tap. Les médecins ont toujours attribué à cette circonstance certains caractères spéciaux de l'eau minérale; le fait de traverser un tel terrain après sa sortie de la roche en place, qui est ici le granite, en fait ce qu'on a appelé une eau dégénérée, et à laquelle cette dégénérescence communique des vertus thérapeutiques particulières. Quand on voit avec quelle facilité (non seulement à Cauterets, en ce qui concerne le groupe de César, mais dans diverses autres stations thermales) les propriétés de certaines sources ont été modifiées par des transformations, des améliorations apportées dans leurs captages, cette opinion paraît bien justifiée. Quand on poursuit une source en remontant vers son origine, on peut espérer augmenter sa température et éviter d'une manière plus parfaite les infiltrations auxquelles elle peut être soumise près de l'émergence; on peut compter aussi lui conserver sensiblement sa composition chimique. Mais il y a dans le mode d'action des eaux minérales un facteur qui nous échappe encore, et qu'on ne pourra entrevoir qu'après avoir trouvé l'explication rationnelle de ce mode d'action; il est impossible de prévoir quelle sera l'influence des travaux de captage sur ce facteur; dans la plupart des cas, et notamment pour les sources sulfureuses, toujours faiblement minéralisées, on ne peut expliquer les différences des propriétés thérapeutiques par des différences de température ou de composition. Il résulte de là que lorsqu'une source est connue de longue date par les médecins, que ses propriétés curatives sont bien établies et bien déterminées, ce serait s'exposer volontairement à des mécomptes que d'apporter dans son mode de captage des modifications profondes, quelque

rationnelles qu'elles puissent paraitre : on doit se borner à des améliorations évidentes, s'il s'en présente. Au contraire, s'il s'agit d'une source encore inconnue, ou peu connue, on doit chercher à arriver à un captage aussi parfait que possible, de manière à éviter ou à réduire les variations de température ou de débit, et à conserver à l'eau minérale un régime constant; ses propriétés ne changeront pas alors de saison en saison, et l'étude clinique que les médecins en feront portera plus tôt ses fruits.

Les sources du Bois étaient évidemment dans le premier cas; elles ont été signalées depuis longtemps par leurs propriétés très spéciales entre toutes les sources de Cauterets, et c'est avec raison que MM. les médecins de la station, dans la consultation qui leur a été demandée à ce sujet, se sont prononcés nettement pour le maintien des captages dans le terrain de tap, s'opposant à ce qu'on poursuivît l'eau minérale jusqu'au granite en place, tout en demandant que les réparations qui paraitraient nécessaires fussent effectuées. C'était la solution à donner à cette question depuis longtemps pendante, et c'est en nous basant sur les considérations précédentes que nous avons procédé à l'examen des captages de ces sources, et que nous avons limité les travaux de réfection dont on nous avait confié la direction et la surveillance.

En suivant les conduites amenant l'eau minérale aux bassins de l'établissement, on a d'abord reconnu qu'il existait trois sources et non deux, comme on le pensait généralement. La source reconnue en plus est la moins élevée et la plus rapprochée de l'établissement; nous l'appellerons *a*, en appelant *c* la source supérieure, et *b* la source intermédiaire; *b* est la source dite « source chaude, » *c* la source dite « source tempérée. » Les captages, que nous avons fait découvrir, se présentaient dans l'état suivant :

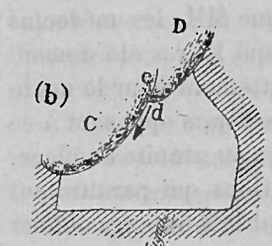
1° *Source* a. — Cette source émerge au fond d'une petite cuvette triangulaire dont les trois parois sont formées par des dalles schisteuses maçonnées. Le fond est occupé par deux blocs de granite arrondis A, B, et c'est entre ces deux blocs, dans l'intervalle *ab* qui les sépare, intervalle qui n'a que quelques centimètres, qu'arrive l'eau minérale. La température prise au griffon a été trouvée de 46°,5 le 28 janvier 1887, et le débit de 17.280 litres par 24 heures.



La température, le 13 mai suivant, était de 45°,8.

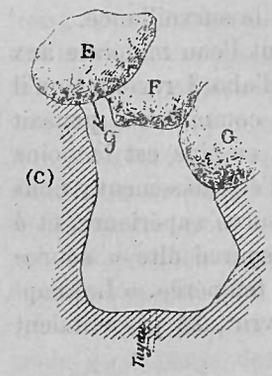
2° *Source* b. — La source *b* se présente dans les conditions suivantes :

Le bassin de captage est formé par des murettes en maçonnerie s'appuyant sur deux blocs de granite C, D; l'eau minérale arrive latéralement entre ces deux blocs, en *cd*. La température prise à l'arrivée en *d* a été trouvée de 46°,4 le 28 janvier 1887, et le débit de 24.000 litres par 24 heures.



Le 13 mai suivant, la température était de 45°,8, comme pour la source *a*.

3° *Source* c. — La source *c* émerge également entre deux blocs de granite, E et F; une murette en maçonnerie s'appuie sur le bloc E et sur un troisième bloc G, et forme le bassin de captage. Comme pour la source *b*, le fond de ce bassin est formé par le tap sur lequel sont assises les murettes. La température prise à l'arrivée en *g* était de 38° le 28 janvier 1887, et le débit de 8.470 litres par 24 heures; la température prise le 13 mai suivant était également de 38°.



Ces captages nous ont paru ne rien laisser d'essentiel à désirer, étant donné la nature du terrain dans lequel ils se trouvent.

Le tap, formé comme on sait par les éboulis granitiques cimentés par l'action de l'eau minérale, est en effet un terrain sans aucune régularité; on y rencontre des blocs de toute dimension, dont le volume atteint parfois plusieurs mètres cubes, réunis par des arènes agglomérées; il est d'ailleurs à peu près imperméable. Dès lors, on doit se demander, lorsqu'on rencontre dans ce terrain un griffon, ou plutôt une venue d'eau minérale nette et bien circonscrite, s'il y a lieu de la poursuivre plus loin; selon nous, lorsque par hasard, ou à la suite de travaux de recherche, ces conditions sont réalisées, on ne doit pas chercher mieux. Des galeries ou des tranchées dans un tel terrain sont fort difficiles, et il est surtout difficile de suivre un filet d'eau sur la direction duquel on ne peut avoir aucune donnée, ni faire aucune hypothèse; de plus, on ne peut pas être certain de retrouver de bonnes conditions d'émergence. S'il s'agit de sources connues et éprouvées, comme les sources du Bois, aucune hésitation n'est possible. Étant admis qu'il ne fallait pas chercher à aller capter ces sources dans la roche en place, quels résultats pouvait-on espérer obtenir par de nouveaux travaux? Le tap est tout aussi imperméable autour des captages que plus avant en profondeur, et les griffons, circonscrits par des blocs juxtaposés, sont aussi nets et aussi isolés que possible. On pouvait dire, *a priori*, qu'on avait fort peu de chances de retrouver des conditions aussi satisfaisantes à tous les points de vue. Aussi nous sommes-nous décidé à ne faire aux captages que les réparations nécessaires, sans les modifier.

Les griffons ont été nettoyés; le dessus des bassins a été

dégagé, et on a construit des galeries de maçonnerie venant s'appuyer contre le terrain de tap, de manière à permettre en tout temps d'accéder aux sources et d'éviter qu'elles soient de nouveau recouvertes par des éboulis.

Nous ferons d'ailleurs remarquer que les critiques qui avaient été faites des captages des sources du Bois étaient motivées par des observations de température ou de sulfuration, *faites à l'établissement et non aux griffons*. Or les tuyaux de conduite reliant les griffons à cet établissement étaient incontestablement en fort mauvais état, et c'est de ces tuyaux, non des captages, que provenaient les variations que l'on constatait. Nous n'avons, en effet, jamais observé aux griffons de variations de température dépassant celles que peuvent présenter les sources les mieux captées. Les fuites qui régnaient entre les griffons et l'établissement avaient la même cause; les tuyaux de conduite ont été remplacés, et elles ont disparu; la nouvelle canalisation, établie avec tous les soins voulus, ne laisse rien à désirer.

Nous nous sommes appesanti un peu longuement dans cette étude sur la question générale du captage des sources minérales, mais il nous a paru indispensable de faire connaître les principes qui nous ont guidé dans le travail qui nous avait été confié.

ANALYSES.

Nous reproduisons ici diverses analyses des principales sources. Les premières analyses complètes qui aient été faites sont celles de MM. E. Filhol et O. Réveil, et elles remontent à 1860.

Analyses de MM. E. Filhol et O. Réveil (1860).

Analyse élémentaire.

ÉLÉMENTS DE L'ANALYSE	SOURCES								
	de César	des Espagnols	de Pauze-Vieux	de Maubourat	chaude de la Raillère	tempérée de la Raillère	chaude du Bois	tempérée du Bois	B des OEufs
	gr.	gr.	gr.	gr.	gr.	gr.	gr.	gr.	gr.
Soufre	0,0099	0,0095	0,0078	0,0057	0,0072	0,0072	0,0044	0,0023	0,001566
Chlore	0,0436	0,0428	0,0454	0,0484	0,0365	0,0334	0,0465	0,0321	0,052215
Iode	traces	traces	traces	traces	traces	traces	traces	traces	traces
Fluor	id.	id.	id.	id	id.	id.	id.	id.	id.
Acide carbonique	id.	id.	id	id.	id.	id.	id.	id.	id.
Id. sulfurique	0,0050	0,0050	0,0055	0,0059	0,0260	0,0284	0,0220	0,0281	0,006190
Id. silicique	0,0581	0,0568	0,0577	0,0571	0,0655	0,0550	0,0572	0,0457	0,058500
Id. borique	traces	traces	traces	traces	traces	traces	traces	traces	traces
Id phosphorique	id.	id.	id.	id.	id.	id.	id.	id.	id.
Potasse	id.	id.	id.	id.	id.	id.	id.	id.	id.
Soude	0,0882	0,0856	0,0830	0,0826	0,0693	0,0680	0,0693	0,0560	0,087324
Chaux	0,0152	0,0207	0,0120	0,0159	0,0124	0,0113	0,0135	0,0228	0,011200
Magnésie	0,0020	0,0003	0,0002	0,0003	0,0002	traces	traces	traces	traces
Oxyde de fer	0,0002	0,0002	0,0003	0,0002	traces	id.	id.	id.	id.
Matière organique	0,0450	0,0482	0,0464	0,0460	0,0350	0,0350	0,0360	0,0340	0,043200
Total	0,2672	0,2691	0,2583	0,2621	0,2521	0,2383	0,2489	0,2210	0,268383
Gaz azote (en cm3)	22,23	22,30	21,65	23,90	22,50	23,1	24.10	23,80	22.90
Oxygène	traces	traces	traces	traces	traces	traces	traces	traces	traces

Analyse combinée.

ÉLÉMENTS DE L'ANALYSE	SOURCES								
	de César	des Espagnols	de Pauze-Vieux	de Maubourat	chaude de la Raillère	tempérée de la Raillère	chaude du Bois	tempérée du Bois	B des OEufs
	gr.	gr	gr.	gr.	gr.	gr.	gr.	gr.	gr.
Sulfure de sodium	0,0239	0,0231	0,0189	0,0135	0,0177	0,0177	0,0107	0,0055	0,011122
Id. de fer	0,0004	0,0005	0,0005	0,0004	traces	traces	traces	traces	0,000429
Hyposulfite de soude	»	»	»	»	»	»	0,0062	0,0075	»
Chlorures (de sodium	0,0718	0,0706	0,0179	0,0800	0,0598	0,0565	0,0746	0,0528	0,094235
Chlorures (de potassium	traces	traces	traces	traces	traces	traces	traces	traces	traces
Carbonate de soude	id.	id.	id.	id.	id.	id.	id.	id	id.
Sulfate de soude	0,0080	0,0089	0,0098	0,0075	0,0467	0,0596	0,0368	0,0498	0,010987
Silicate de soude	0,0656	0,0648	0,0456	0,0625	0,0081	0,0086	0,0102	0,0017	0,071681
Id. de chaux	0,0451	0,0470	0,0305	0,0450	0,0324	0,0296	0,0353	0,0607	0,023520
Id. de magnésie	0,0007	0,0007	traces	0,0007	traces	traces	traces	traces	traces
Silice libre	»	»	»	»	0,0195	0,0316	0,0283	0,0058	»
Borate de soude	traces	traces	traces	traces	traces	traces	traces	traces	traces
Phosphates (de magnésie	id.	id.	id.	id.	id.	id.	id.	id.	id.
Phosphates (de chaux	id.	id.	id.	id.	id.	id.	id.	id.	id.
Iodure de sodium	id.	id.	id.	id.	id.	id.	id.	id.	id.
Fluorure de calcium	id.	id.	id.	id.	id.	id	id.	id.	id.
Matière organique	0,0450	0,0482	0,0464	0,0460	0,0350	0,0350	0,0360	0,0340	0,043200
Total	0,2605	0,2638	0,2296	0,2556	0,2192	0,2386	0,2381	0,2208	0,255544

Analyse de la source de Mauhourat.

Par MM. Byasson frères.

MM. Byasson frères ont donné, en 1874, l'analyse suivante de l'eau de Mauhourat, dont les résultats diffèrent sensiblement de ceux de l'analyse précédente :

Composition élémentaire.

	gr.
Silice	0,06433
Acide sulfurique	0,02678
— carbonique	0,00550
Chlore	0,01204
Soude	0,07790
Alumine	0,01150
Chaux	0,00640
Lithine	0,00055
Soufre total à l'état d'hyposulfite et de sulfure	0,00510
Acide borique	traces
Potasse	id.
Magnésie	id.
Oxyde de fer	id.
Poids total des substances dosées	0gr,21010
Poids total des substances salines calcinées au rouge sombre	0,21300
Pertes	0,00300

Groupement hypothétique des éléments.

	gr.
Silicate de soude	0,09350
Sulfate de soude	0,03140
Silicate d'alumine	0,02600
Carbonate de soude	0,01770
Sulfate de chaux	0,01550
Hyposulfite de soude	0,00980
Chlorure de sodium	0,00720
— d'aluminium	0,00540
— de lithium	0,00380
Sulfure de sodium	0,00015
Borate de soude	traces
Sels de potasse, de magnésie, de fer	id.
Total	0gr,21045
Perte	0,00300

Matières organiques dosées par calcination au rouge sombre	0,03300

		cm3.
Gaz pour 1000 centim. cubes..	Azote	6,1
	Oxygène	3,3
	Acice carbonique	2,7

Analyses de M. Willm.

M. Willm a publié en 1885, dans le *Recueil des travaux du Comité consultatif d'hygiène publique en France*, l'analyse des sources de César, des Espagnols et de la Raillère (source principale). Ces trois sources avaient été choisies, avec une source du Petit-Saint-Sauveur, pour l'analyse complète; mais le propriétaire de l'établissement du Petit-Saint-Sauveur s'étant refusé à l'expédition des eaux qui avaient été puisées en présence de M. Willm, cette dernière source n'a pu être analysée.

M. Willm a consigné les résultats qu'il a obtenus dans les quatre tableaux suivants.

Le tableau I renferme quelques données sur la température, la sulfuration et l'alcalinité.

Le tableau II indique la composition élémentaire de l'eau; le tableau III, le groupement hypothétique des éléments au moment de l'émergence; le tableau IV, le groupement dans l'eau altérée par évaporation après désulfuration totale.

TABLEAU I

	SOURCES			
	César, Pauze-Nouveau	des Espagnols	de la Raillère	du Petit-St-Sauveur
Température au griffon	47°	46°	39°	33° 8
Acide carbonique total	0gr,0298 (15cm3)	0gr,0188 (9cm3,5)	0gr,0267 (14cm3)	»
Au griffon.				
	gr.	gr.	gr.	gr.
Sulfure de Sodium (*)	0,0243	0,0219	0,0205	0,0221
Hyposulfite de sodium	0,0119	0,0158	0,0090	0,0063
Alcalinité (exprimée en SO^4H^2)	0,0672	0,0557	0,0666	0,0538
Alcalinité correspondant au groupement (tableau III)	0,0689	0,0576	0,0667	»
Après évaporation.				
Hyposulfite	0,0134	0,0167	0,0095	»
Alcalinité observée	0,0528	0,0461	0,0519	»
Id. d'après le groupement	0,0551	0,0462	0,0588	»

(*) Voici les quantités d'iode nécessaires pour 1 litre d'eau prise au griffon (à la buvette pour les Espagnols). Pour l'iode total, on a employé la solution renfermant 12gr,7 d'iode; pour l'hyposulfite, on a employé la même solution étendue au dixième, mais le chiffre indiqué correspond à la première solution.

	César.	Espagnols.	La Raillère.	Petit-St-Sauveur.
	cm3	cm3	cm3	cm3
Iode	7,00	6,54	5,80	6,05
Id. pour hyposulfite	0,76	1,00	0,57	0,40
Id. pour sulfure	6,24	5,54	5,23	5,65

TABLEAU II

	SOURCES		
	César	des Espagnols	de la Raillère
	gr.	gr.	gr.
Soufre des sulfures	0,0100	0,0088	0,0084
Acide hyposulfureux (S^2O^2O)	0,0085	0,0112	0,0064
Id. sulfurique (SO^3O)	0,0226	0,0254	0,0258
Chlore	0,0398	0,0384	0,0294
Iode, brome	traces	traces	traces
Silice	0,0672	0,0678	0,0635
Sodium	0,0632	0,0617	0,0537
Potassium	0,0029	0,0030	0,0026
Lithium	traces	traces	traces
Calcium	0,0045	0,0046	0,0057
Magnésium	0,0005	0,0005	0,0007
Oxyde de fer	traces	traces	0,0008
Acide borique	id.	id.	traces
Ammoniaque	id.	id.	id.
Acide phosphorique	faibles traces	faibles traces	faibles traces
Arsenic	id.	id.	id.
Matière organique	0,0292	0,0120	0,0240
Poids des matières dosées	0,2484	0,2334	0,2210

TABLEAU III

	SOURCES		
	César	des Espagnols	de la Raillère
	gr.	gr.	gr.
Sulfure de sodium	0,0243	0,0219	0,0205
Hyposulfite de sodium	0,0119	0,0158	0,0090
Silicate de sodium (SiO^3Na^2)	0,0281	0,0245	0,0241
Id. de calcium (SiO^3Ca)	0,0130	0,0134	0,0165
Id. de magnésium (SiO^3Mg)	0,0020	0,0021	0,0029
Silice en excès sur ces silicates	0,0454	0,0476	0,0414
Sulfate de sodium	0,0282	0,0320	0,0334
Id. de potassium	0,0064	0,0068	0,0057
Chlorure de sodium	0,0656	0,0632	0,0484
Id. de lithium	traces	traces	traces
Iodure de sodium et bromure	id.	id.	id.
Borates, phosphates	id.	id.	id.
Oxyde de fer	id.	id.	0,0008
Ammoniaque	id.	id.	traces
Surfarsénite de sodium	id.	id.	id.
Matière organique	0,0292	0,0120	0,0240
Total	0,2541	0,2393	0,2267

TABLEAU IV

	SOURCES		
	César	des Espagnols	de la Raillère
	gr.	gr.	gr.
Hyposulfite de sodium	0,0134	0,0167	0,0095
Silicate de sodium	0,0537	0,0436	0,0513
Id. de calcium	0,0130	0,0134	0,0165
Id. de magnésium	0,0020	0,0021	0,0029
Silice en excès	0,0338	0,0384	0,0277
Sulfate de sodium	0,0408	0,0481	0,0388
Id. de potassium	0,0064	0,0068	0,0057
Chlorure de sodium	0,0656	0,0632	0,0484
Id. de lithium	traces	traces	traces
Iodure de sodium	id.	id.	id.
Borates, phosphates, ammoniaque	id.	id.	id.
Oxyde de fer	id.	id.	0,0008
Sulfarsénite de sodium	id.	id.	traces
Matière organique	0,0292	0,0120	0,0240
Total	0,2569	0,2443	0,2256
Poids du résidu à 180°	0,2564	0,2474	0,2276

Bordeaux, janvier 1892.

TABLE DES MATIÈRES

Pages

Constitution géologique de la région. 321
A. Dévonien. 322
B. Granite. 324
C. Roches éruptives diverses 325
a. Microgranulites. 325
b. Diorites 326
c. Diabases et porphyrites. 326
D. Terrain de tap. 327

Gisement des sources. 327
A. Sources émergeant des terrains schisteux (groupe de César) . . . 328
B. Sources émergeant du granite. 330
I. Sources de la Raillère 330
II. Sources du Pré et du Pont-Saint-Sauveur. 331
III. Sources des Œufs et de Mauhourat. 331
IV. Sources du Bois. 332
Relation des sources avec des dykes éruptifs 333
Températures des diverses sources 333
Remarques sur les variations de température et de débit des sources minérales 335

Réfection des captages des sources du Bois. 340

Analyses 344
Analyse des sources de César, des Espagnols, de Panze-Vieux, de Mauhourat, de la Raillère, du Bois et de la source B des Œufs, par MM. E. Filhol et O. Réveil 345
Analyse de la source de Mauhourat, par MM. Byasson frères. 346
Analyse des sources de César, des Espagnols et de la Raillère par M. Willm 347

NOTE

SUR

L'ALLUMAGE DES COUPS DE MINE

DANS LES EXPLOITATIONS GRISOUTEUSES

Par M. L. JANET, Ingénieur au corps des mines.

On sait que les coups de mines sont, dans les mines à grisou, la cause, sinon la plus fréquente d'accidents, du moins celle qui fait le plus grand nombre de victimes.

Les remarquables travaux de la commission française des explosifs, et spécialement la découverte, par MM. Mallard, inspecteur général des mines, et Le Châtelier, ingénieur en chef des mines, de nouvelles substances explosibles susceptibles de détoner sans enflammer le grisou (*), ont rendu un immense service à l'industrie minière, et beaucoup amélioré les conditions de sécurité dans les exploitations grisouteuses.

A la suite de ces travaux, une circulaire ministérielle, en date du 1er août 1890, a invité les préfets à rendre obligatoire l'emploi des nouveaux explosifs, non seulement dans les mines à grisou, mais dans les mines poussiéreuses dont les poussières sont inflammables. L'article

(*) *Annales des mines*, 8e série, tomes XIV et XVI, Étude des questions relatives à l'emploi des explosifs en présence du grisou, par M. Mallard.

2 du modèle d'arrêté préfectoral joint à la circulaire porte que la température de détonation ne devra pas être supérieure à 1.900 degrés, pour les explosifs employés au travail du percement au rocher, ni à 1.500 degrés, pour ceux qui seront employés dans les travaux en couches.

Sans vouloir prétendre qu'il n'y a plus à cet égard aucun progrès à faire, il est permis d'espérer que les accidents causés par les coups de mines deviendront de plus en plus rares.

Mais le danger d'inflammation du grisou n'existe pas seulement au moment de l'explosion du coup de mine, il existe encore au moment de l'allumage.

Les règlements interdisent toujours le tirage des mines lorsque la présence du grisou peut être constatée ; mais il est mauvais de laisser reposer la sécurité de l'exploitation sur une prescription souvent violée en fait.

Cette question de l'allumage n'a malheureusement presque pas fait de progrès depuis bien des années, et il est permis de dire qu'actuellement elle reste une cause sérieuse de danger pour les ouvriers.

En effet, si l'on excepte quelques exploitations où le tirage des mines à l'électricité commence à entrer dans le domaine de la pratique, l'allumage est obtenu partout au moyen de la mèche Bickford, dite de sûreté, dont on enflamme l'extrémité par un morceau d'amadou.

La commission française des explosifs avait signalé l'importance qu'il y aurait à supprimer complètement l'emploi des mèches Bickford dans les mines à grisou.

Elle avait indiqué d'ailleurs divers systèmes permettant de réaliser cette suppression, notamment les amorces de friction, et l'emploi de l'électricité.

Les amorces de friction, analogues à celles qui sont en usage dans l'artillerie, sembleraient devoir réussir aussi dans les mines. Une amorce de ce genre, inventée par M. Cousin, de Condé-sur-Escaut (Nord), avait été

appliquée vers 1868 aux mines d'Anzin. Vers 1881, MM. Mac-Nab, en Angleterre, et Ruggieri, en France (*), essayèrent, sans succès, d'introduire dans le tirage des mines des amorces de leur invention. Enfin un autre appareil, imaginé plus récemment par M. Lauer, lieutenant-colonel du génie autrichien, est actuellement employé aux mines de Karwin (Silésie), et dans diverses exploitations voisines ; les essais qui en ont été récemment fait aux mines d'Anzin ont donné des résultats assez favorables.

Le tirage à l'électricité est appliqué dans quelques exploitations françaises, mais on ne peut dire qu'il soit encore entré dans la pratique courante. Le problème peut être considéré comme résolu pour les forages de puits et le percement des grandes galeries, c'est-à-dire lorsque l'appareil de tirage reste à peu près fixe, mais il n'en est plus de même lorsqu'il s'agit du travail courant ; un des principaux obstacles est le poids relativement important des appareils électriques, qu'il est assez difficile de transporter, surtout dans les mines à couches minces, auprès de chaque coup à allumer. En outre, si l'on ne se sert pas de courants à très faible tension, l'électricité peut donner des étincelles susceptibles d'enflammer le grisou.

Quoi qu'il en soit, il est permis d'espérer que, dans un avenir plus ou moins prochain, les amorces de friction et l'emploi de l'électricité seront tout à fait entrés dans le domaine de la pratique des mines, mais, en l'état actuel, il ne serait guère possible de proscrire l'emploi de la mèche Bickford. Il est dès lors intéressant de chercher à tirer de cet engin imparfait le meilleur parti possible,

(*) Pièces annexées aux procès-verbaux des séances de la Commission du grisou, t. II, p. 74. Rapport de M. Aguillon sur l'étude des moyens de prévenir les explosions du grisou résultant du tirage des coups de mine, 16 février 1881.

et spécialement à améliorer la méthode d'allumage : c'est le but de la présente note.

Dangers que présente la mèche Bickford.

La mèche Bickford se compose essentiellement d'une âme formée par un fil, autour duquel se trouve un cordon de poudre. On l'entoure d'une enveloppe formée de fils de jute enroulés en hélice. On fait passer la mèche, soit dans du goudron pour les mèches noires, soit dans de la colle, puis dans du talc en poudre pour les mèches blanches. Cette enveloppe unique étant souvent insuffisante pour isoler la poudre, on en ajoute une ou plusieurs autres, formées, soit de fils de jute, soit de rubans enroulés également en hélice : certaines mèches de qualité exceptionnelle ont jusqu'à quatre enveloppes successives.

La combustion se propage à l'intérieur de la mèche avec une vitesse d'environ un mètre à un mètre vingt à la seconde.

Les accidents que peut causer la mèche Bickford sont multiples. Il peut en effet y avoir inflammation du grisou ;

1° Par le corps incandescent employé pour l'allumage de l'extrémité de la mèche ;

2° Par la gerbe d'étincelles que produit l'extrémité de la mèche au moment de l'allumage ;

3° Par les projections que peut donner la mèche pendant sa combustion ;

4° Par les gaz provenant de la combustion de l'explosif, qui précède sensiblement la détonation, lorsque l'ouvrier, faisant pénétrer la mèche trop profondément dans la cartouche, la met en contact direct avec l'explosif.

Cette dernière cause de danger, qu'aucun appareil ne permet d'éviter, a le grave inconvénient de faire reposer la sécurité de la mine sur l'expérience d'un ouvrier. Depuis que le tirage des mines est confié, dans les exploi-

tations grisouteuses, à des ouvriers spéciaux ou boute-feux, la mise en contact direct de la mèche avec l'explosif est moins à craindre. Il est seulement désirable que les compagnies houillères apportent encore plus de soin dans le recrutement des boute-feux.

Les projections que peut donner la mèche dans sa combustion normale sont aussi une cause de danger qu'il est bien difficile aux compagnies houillères d'atténuer. Les expériences faites par la commission française des explosifs ont montré que la combustion d'une mèche de sûreté, ne donnant pas de projections, pouvait se produire au milieu d'un mélange grisouteux sans l'enflammer, pourvu, bien entendu, que l'allumage fût effectué en dehors du mélange combustible. La sécurité repose donc sur la qualité de la mèche.

Ces projections résultent de deux causes bien distinctes.

1° La présence dans le cordon central de poudre de grains d'une grosseur appréciable ;

2° La résistance insuffisante de l'enveloppe.

En effet, lorsque le cordon est formé de pulvérin très fin, la combustion se propage lentement en fusant, mais s'il s'y trouve un grain, il y a aussitôt une petite déflagration, qui, si elle déchire l'enveloppe, donne une projection de flamme.

La poudre livrée par l'administration des poudres et salpêtres doit donc être tamisée avec un très grand soin.

Quant à la résistance de l'enveloppe, on l'augmente en faisant des mèches à double, triple, et même quadruple enveloppe.

Aujourd'hui on est arrivé à fabriquer des mèches de sûreté qui ne donnent presque pas de projections, mais leur prix de revient est naturellement beaucoup plus élevé que celui des mèches ordinaires.

Il serait désirable que les compagnies houillères qui,

pour la plupart, se servent encore de mèches à bon marché, de qualité inférieure, comprennent qu'il est mauvais de faire des économies sur un produit qui joue un si grand rôle dans la sécurité de leur exploitation.

Il est impossible aux compagnies houillères de contrôler la fabrication des mèches, mais elles devraient, au moins, ne recevoir chaque lot qu'après des essais très sérieux, consistant par exemple à prendre, pour mille mètres de mèche, dix éprouvettes d'un mètre chacune, et à les faire brûler dans l'obscurité, toute projection d'étincelles devant entraîner le refus du lot entier.

Les mèches blanches doivent être préférées, dans les mines grisouteuses, aux mèches noires, la chaleur dégagée par la combustion de la poudre pouvant enflammer le goudron qui, pour ces dernières, entre dans la composition des enveloppes.

On voit que, malgré toutes les précautions que l'on peut prendre, il est impossible de compter sur une absence complète de projections. Heureusement, dans la pratique, la partie de mèche qui est en dehors du trou de mine, seule dangereuse à ce point de vue, n'a qu'une faible longueur : quant à la partie qui se trouve dans le trou même, le bourrage rend inoffensives les projections qu'elle peut donner.

Il est possible de remédier plus efficacement aux dangers de l'allumage de la mèche.

Pour mettre le feu à la mèche, on se sert ordinairement d'un morceau d'amadou qu'on allume, soit en faisant tomber sur lui les étincelles d'un briquet à pierre, soit en l'appliquant contre le tamis de la lampe de sûreté qu'on incline.

Il est généralement admis que l'amadou n'enflamme pas le grisou, mais il n'y a pas eu à notre connaissance d'expériences directes faites à ce sujet. Nous sommes convaincu qu'il ne l'allume pas habituellement, mais on

doit se demander s'il ne peut pas contenir des impuretés susceptibles de donner une petite flamme, suffisante pour amener une explosion.

Quant aux étincelles du briquet, les récentes expériences de la commission française des explosifs, faites à l'école des mines sur du formène, démontrent leur innocuité complète.

La pratique consistant à allumer l'amadou sur le tamis d'une lampe de sûreté offre beaucoup d'inconvénients. D'abord elle n'est possible qu'avec des lampes Dawy, sans tube de verre, et l'on est ainsi conduit à donner aux boute-feux des lampes n'offrant qu'une sécurité précaire. De plus, sans aller jusqu'à admettre que l'inclinaison de la lampe de sûreté puisse faire sortir la flamme du tamis, on conçoit que cette manœuvre, répétée fréquemment, détériore nécessairement les mailles, et augmente ainsi les chances d'explosion.

D'autre part, au moment où l'amadou est mis en contact avec l'extrémité de la mèche, celle-ci fuse avec projection d'étincelles, et l'on admet généralement que ce jet de feu est susceptible d'enflammer le grisou.

La projection d'étincelles est d'ailleurs de courte durée, elle cesse dès que la mèche a brûlé de quelques centimètres. On n'a pas, à notre connaissance, recherché, par des expériences directes, à partir de quel moment la mèche devenait inoffensive, mais il est probable que l'on se ménage un large coefficient de sécurité, en admettant que la mèche n'enflamme plus le grisou lorsque la combustion s'est propagée sur une longueur de dix centimètres.

Il suffirait, dès lors, pour supprimer les dangers de l'allumage de la mèche, de le réaliser dans un espace clos, ou du moins entouré de toiles métalliques, de manière qu'une explosion ne puisse pas se transmettre au dehors. Une fois la mèche brûlée sur une longueur de 10 centimètres, on peut enlever, s'il y a lieu, l'appareil

qui a servi à l'allumage et se retirer. Il existe un certain nombre de dispositifs qui permettent de réaliser plus ou moins complètement ces conditions.

On peut ranger ces divers systèmes dans deux classes différentes, suivant qu'il s'agit d'un appareil qui peut servir indéfiniment à l'allumage des coups de mines, ou qui ne peut servir qu'une fois : dans le premier cas le boutefeu doit l'enlever, une fois l'allumage opéré ; dans le second il l'abandonne et se retire aussitôt.

Les appareils reposant sur le premier principe présentent, au point de vue de la sécurité, une cause d'infériorité marquée ; nous avons dit plus haut que, pour que la mèche ne soit plus dangereuse, il fallait attendre qu'elle ait brûlé d'environ 10 centimètres. Comme la vitesse de propagation dans la mèche est à peu près d'un mètre par minute, on doit laisser s'écouler six secondes entre l'allumage et le moment où l'on peut enlever l'appareil. Or, le boutefeu a instinctivement le désir de se retirer le plus tôt possible, une fois le feu mis à la mèche, en raison de la crainte bien naturelle d'une explosion anticipée ; on rencontre en effet quelquefois des mèches défectueuses, où la vitesse de propagation est bien supérieure à celle normalement prévue. Dès lors, il faut admettre que le boute-feu ait un bien grand sang froid pour attendre six secondes avant de retirer son appareil, et d'aller se garer des éclats, et il est à craindre qu'il ne remette à l'air libre la mèche, alors qu'elle peut encore produire une inflammation du grisou.

Au lieu de compter six secondes, le boutefeu peut placer sa main sur la mèche, à environ 10 centimètres de son extrémité ; il est averti, par une sensation de chaleur, que l'inflammation de la poudre s'est propagée jusqu'en ce point, et qu'il peut enlever son appareil. Cette manière d'opérer est même préférable, car la vitesse de combustion des mèches de sûreté offre des variations assez

grandes, et il peut arriver qu'en six secondes la combustion ne se soit pas propagée jusqu'à la distance de 10 centimètres, ce qui risque d'amener une inflammation de grisou, où qu'au contraire elle ait de beaucoup dépassé cette limite, ce qui expose l'ouvrier à être blessé par les éclats de l'explosion, avant d'avoir eu le temps de se garer.

En tout cas, il est nécessaire d'augmenter sensiblement la longueur de la mèche, non pas seulement des 10 centimètres que l'on doit laisser brûler avant de se retirer, mais d'au moins une vingtaine de centimètres, pour ne pas être surpris par une propagation trop rapide. Cet accroissement de longueur a l'inconvénient d'augmenter les chances de rencontre d'un défaut de fabrication entre l'extrémité de la mèche et le point ou elle pénètre dans le trou de mine.

Nous allons décrire successivement un certain nombre de dispositifs qui permettent d'allumer les mèches sans qu'il y ait, au moins théoriquement, possibilité d'inflammation d'une atmosphère grisouteuse.

Allumage par un corps incandescent.

L'idée qui se présente la première à l'esprit consiste à placer un corps incandescent, mais n'allumant pas le grisou, au fond d'un tube, dont l'orifice est d'un diamètre juste suffisant pour permettre le passage de la mèche.

Un ouvrier mineur du bassin de Saint-Étienne, M. Lagot, a proposé en 1881 (*) l'emploi d'un charbon nitré brûlant sans flamme. L'appareil est disposé de manière que, lorsqu'un morceau de charbon est brûlé, il en allume un autre, en sorte que, sans toucher au tube, on dispose

(*) *Comptes rendus mensuels de l'industrie minérale*, année 1881, mois de juin.

d'un corps incandescent pendant une journée entière. Il suffit, pour l'allumage, d'amener l'extrémité de la mèche en contact avec le charbon nitré. L'orifice étant, comme nous l'avons dit, d'un diamètre égal à celui de la mèche, la flamme produite, reste confinée dans un espace fermé. Le tube ne doit, bien entendu, être retiré que lorsque la combustion s'est propagée assez loin pour que la mèche soit inoffensive.

L'appareil a été expérimenté aux mines de Lalle (Gard), à la suite d'un accident de grisou, survenu en mai 1883, et causé par l'allumage d'un coup de mine. M. Vialla, ingénieur de cette compagnie, conclut (*) qu'entre les mains d'un chef de poste ou d'un homme spécialement chargé d'allumer les coups de mines, cet appareil peut avoir quelque utilité, mais il lui paraît dangereux de le mettre entre les mains d'un trop grand nombre d'ouvriers. Il arrive en effet assez souvent que, lorsqu'un morceau de charbon est presque complètement consumé, il passe entre les griffes du tube, et peut tomber à terre sans qu'on s'en aperçoive, ce qui constitue un danger dans les mines où les charbons sont facilement inflammables. De plus, il s'éteint quelquefois sans allumer le morceau suivant, et l'on est forcé de retourner au poste de rallumage.

Ces inconvénients sont évidemment beaucoup moins graves aujourd'hui, puisque, dans toutes les exploitations grisouteuses, l'allumage des mines est confié à des ouvriers spéciaux.

Mais il nous semble que l'appareil ne donne qu'une sécurité assez précaire, car il faut admettre, d'une part, que la combustion du charbon nitré n'allume pas le grisou, d'autre part, que le jeu entre la mèche et l'entrée du tube

(*) *Comptes rendus mensuels de l'industrie minérale*, année 1884; mois d'août.

est assez faible pour empêcher que la flamme, qui se produit au moment de l'allumage, détermine l'explosion d'une atmosphère grisouteuse.

En dehors de l'essai fait aux mines de Lalle, nous ne connaissons pas d'exploitation où l'appareil ait été employé d'une manière courante.

Allumage par réaction chimique.

Au lieu d'employer un corps incandescent, on peut faire agir, au fond du tube, deux substances susceptibles de produire, par leur simple contact, une élévation de température assez grande pour déterminer l'inflammation de la poudre.

M. Roth a imaginé de placer au fond du tube du chlorate de potasse, et d'introduire, par une ouverture capillaire, un peu d'acide sulfurique (*); mais on comprend immédiatement que cette manière d'opérer n'est pas pratique dans les mines.

La maison Davey, Bickford, Smith et Ce, de Rouen, a imaginé de placer l'acide sulfurique dans une petite ampoule de verre qu'on écrase au moment voulu. Chaque appareil ne peut, bien entendu, servir qu'une fois.

L'allumeur Bickford se compose d'un tube en métal mince, d'environ $0^m,065$ de longueur, ouvert aux deux extrémités, (voir Pl. XI, *fig.* 1). Dans l'intérieur est placée une petite capsule de verre *c*, contenant un peu d'acide sulfurique, et fermée au chalumeau. Cette capsule est entourée complètement d'un morceau de mousseline imbibée de chlorate de potasse et de sucre (*p*); elle est maintenue en place, d'un côté, par un rétrécissement du tube formé par un sertissage extérieur (*g*), de l'autre côté,

(*) La description de ce système a été donnée dans un mémoire de M. Johann Meyer sur l'allumage des coups de mines (*Œsterreiche Zeitschrift für Berg und Hüttenwesen*, année 1889, p. 49).

par un bout de mèche Bickford (*m*), formant tampon, et laissant libre une longueur de tube suffisante pour permettre d'y introduire la mèche venant du trou de mine, et de l'y sertir solidement.

L'autre extrémité du tube est munie d'un obturateur formé de deux boutons de porcelaine (*d*), percés chacun de trois petits trous et de trois rondelles de toile métallique (*t*), placées entre les deux boutons, et maintenues à distance les unes des autres par de petites bagues métalliques (*b*). Cet obturateur a pour but de permettre le dégagement, sans flamme ni étincelles, des gaz produits par la combustion de la charge de l'allumeur et de la mèche Bickford.

Pour se servir de l'appareil, on coupe bien perpendiculairement l'extrémité de la mèche venant du trou de mine, on place sur elle un allumeur, on le sertit solidement en deux places (*a*, *a'*) sur la mèche (voir Pl. XI, *fig.* 2), comme s'il s'agissait d'une capsule-amorce pour dynamite, et on écrase doucement l'allumeur au moyen d'une pince spéciale (P), dont les mâchoires présentent une saillie qu'on applique dans la rainure existant autour de l'appareil, au tiers de sa longueur, et à la hauteur de laquelle se trouve la petite capsule d'acide sulfurique. Cette capsule est brisée par la compression, et l'acide, se répandant sur le chlorate de potasse, détermine l'inflammation de la mousseline et de la poudre de la mèche. On est averti de cette inflammation par un léger bruit et par un dégagement de fumée à l'extrémité libre de l'allumeur. Le boute-feu n'a plus alors qu'à se retirer pour se mettre à l'abri des éclats du coup de mine.

Les pinces construites par la maison Davey, Rickford, Smith et Ce, réunissent dans le même instrument le coupe-mèche C, le sertisseur S et les mâchoires M servant à l'écrasement des allumeurs.

Les allumeurs au chlorate de potasse ont été essayés

depuis 1889 dans diverses exploitations houillères, notamment aux mines d'Anzin, de Ferfay, de Bessèges et de Carmaux; dans certaines compagnies les résultats ont été satisfaisants, mais dans d'autres les expériences faites ont donné une proportion assez élevée de ratés, de détonations avec projection de l'appareil, et de déchirures du tube sous la poussée des gaz. Toutefois, cet insuccès relatif ne saurait être regardé comme définitif, car un appareil analogue, construit beaucoup moins soigneusement, a été accueilli avec faveur dans les mines anglaises, et sa consommation dans ce pays dépasse déjà 270.000 appareils par an. Peut-être faut-il en chercher les causes dans les conditions où ont été effectuées les essais; certaines compagnies houillères, n'ayant pas encore reçu le nombre suffisant de pinces spéciales pour l'allumage, ont déterminé l'écrasement au moyen de pinces quelconques, ce qui peut expliquer les déchirures de tubes. Quant aux ratés, ils proviennent probablement d'un défaut de contact de la mèche venant du trou de mine et du bout de mèche placé dans l'appareil. Enfin les détonations avec projection de l'appareil en arrière dénotent un sertissage insuffisant de la mèche.

Il est incontestable qu'on peut reprocher à cet allumeur d'être un peu délicat pour être mis entre les mains d'ouvriers; car, pour qu'il donne de bons résultats, il faut une certaine expérience et une certaine douceur de main. Mais nous avons constaté, en faisant personnellement un grand nombre d'essais, que l'on obtient un fonctionnement satisfaisant, si l'on pousse à fond dans le tube la mèche Bickford coupée bien perpendiculairement, si l'on sertit avec force et en deux places l'appareil sur cette mèche, si l'on prend soin d'appliquer exactement la saillie des mâchoires de la pince sur la rainure du tube correspondant à la position de l'ampoule, et si l'on détermine l'écrasement en exerçant un effort très pro-

gressif, et cessant d'appuyer dès qu'on a été averti, par une petite détonation, et par la fumée qui s'échappe à l'extrémité libre du tube, de la rupture de l'ampoule. L'élasticité du métal employé est suffisante pour qu'on puisse arriver à déterminer l'écrasement de l'ampoule sans amener de rupture.

Il est bien clair que, dans les cas de rupture ou de projection du tube, il y a toutes les chances pour que l'inflammation d'une atmosphère grisouteuse se produise. Dans le cas du fonctionnement normal, les trois toiles métalliques paraissent empêcher toute projection d'étincelles; mais des expériences précises seraient évidemment nécessaires pour permettre de se rendre compte du degré de sécurité que présentent ces allumeurs dans le grisou.

Allumage par une amorce fulminante.

Le principe du système consiste à placer la mèche dans le canon d'un pistolet, et à allumer son extrémité au moyen d'une amorce fulminante.

La description d'un appareil de ce genre, dû à M. Müller, a été donnée par M. Johann Meyer dans le mémoire déjà cité sur l'allumage des coups de mines (*), mais nous ne connaissons pas d'exploitation qui en fasse usage.

Un autre appareil analogue est employé, depuis douze ans, dans certaines fosses de la compagnie des mines de Lens (Pas-de-Calais). Le canon en bronze (T) (voir Pl. XI, *fig.* 3), de forme tronconique, a une longueur de 77 millimètres. Le porte-amorce en fer, destiné à recevoir une capsule Gévelot, est percé d'un tube, dont l'axe est dans le prolongement de celui du canon. La masse percutante

(*) *Œsterreiche Zeitschrift für Berg und Hüttenwesen*, année 1889, p. 62.

est formée d'une tête sphérique, guidée par une tige, et actionnée par un ressort à boudin. La tige porte un anneau A, qui permet de la tirer jusqu'à ce qu'elle se trouve maintenue par l'un des crans CC′, venant buter contre un arrêt B, placé à l'extrémité de l'appareil. Le pistolet est alors armé. Pour faire partir le coup, il suffit de presser sur la manette M qui permet de dégager le cran de la tige, et la tête sphérique, vivement poussée par le ressort à boudin, détermine, par percussion, l'explosion de la capsule et en même temps l'allumage de la mèche.

Pour éviter que cette mèche puisse être projetée par la force explosible du fulminate, le canon est entouré d'une chambre cylindrique D dans laquelle peuvent se loger les gaz provenant de l'explosion de la capsule et de la combustion de la mèche, de plus cette chambre communique elle-même par deux ouvertures OO avec la partie antérieure.

L'appareil est composé de deux parties qui peuvent se dévisser de manière à permettre de placer la capsule.

Pour que l'allumage n'enflamme pas une atmosphère grisouteuse, il est nécessaire que la mèche ferme complètement le canon ; c'est pour ce motif qu'on a donné à celui-ci une forme tronconique ; il est alors possible de pousser cette mèche jusqu'à ce qu'elle soit absolument coincée.

L'appareil fonctionne généralement bien et donne peu de ratés. Il est indispensable seulement que le boute-feu ne le retire que lorsqu'il sent, en tenant la mèche à la main, la chaleur de la combustion arriver à une dizaine de centimètres de l'extrémité.

Allumage par la lampe de sûreté.

Il est naturel de chercher à utiliser l'appareil que possède le mineur pour s'éclairer, c'est-à-dire à réaliser l'al-

lumage de la mèche à l'intérieur de la lampe de sûreté. MM. Johnson et Howat ont construit une lampe qui remplit ces conditions ; le brevet est actuellement exploité par la société anglaise « Heath and Frost ». Cette lampe a été étudiée, à la demande de la commission française des explosifs, par la compagnie des mines d'Anzin, et a donné des résultats favorables (*).

Pour que la lampe conserve sa sécurité, il faut arriver à permettre l'allumage, tout en maintenant soigneusement l'isolement de la flamme et de l'atmosphère extérieure.

La mèche à enflammer s'introduit par le bas d'un tube T (voir Pl. XI, *fig.* 4), qui traverse complètement la lampe ; les gaz de la combustion de la poudre s'échappent par le haut ; l'extrémité supérieure du tube est coiffée d'un chapeau cylindrique G, destiné à arrêter les projections, et d'un double tamis, qui empêche les flammèches retenues par le chapeau d'enflammer une atmosphère grisouteuse. L'allumage s'opère au moyen d'un petit fil de fer F, d'environ un millimètre de diamètre, dont on amène l'extrémité en contact avec la flamme de la lampe, en faisant passer ce fil par deux petites ouvertures $O_1 O_2$, pratiquées dans le tube T ; ce mouvement est obtenu par la manœuvre d'une poignée placée sous le réservoir ; on pousse la mèche Bickford jusqu'à ce qu'elle vienne buter contre la partie du fil de fer qui traverse le tube T, et en manœuvrant la poignée dans le sens inverse on fait passer sur l'extrémité de la mèche Bickford la partie rougie du fil qui met le feu à la poudre.

Les ouvertures $O_1 O_2$, qui établiraient une communication entre la chambre de combustion de la lampe et l'atmosphère extérieure, sont masquées, dès que le fil de fer est sorti du tube T, par une gaine mise en mouvement

(*) *Annales des mines*, 8e série, t. XVI.

par un ressort. Cette gaine est au contraire soulevée par le premier mouvement de la poignée, de manière à découvrir les ouvertures $O_1 O_2$, dans lesquelles doit s'engager le fil.

On voit que, dans chacun des deux mouvements du fil de fer, les trous $O_1 O_2$ restent un instant ouverts. Mais il semble bien difficile que l'inflammation puisse se propager à travers une ouverture d'un millimètre environ et un long tube de 6 millimètres de diamètre, alors surtout qu'il est garni d'une mèche Bickford dont le diamètre est presque égal au sien.

Toutefois des expériences de laboratoire très-suivies pourraient seules permettre de dire, d'une manière certaine, si cette lampe peut être employée sans aucun danger d'explosion.

M. Petit, ingénieur aux mines d'Anzin, a proposé, pour éviter toute communication entre la chambre de combustion et l'atmosphère, de supprimer la gaine mobile et son ressort, de réduire au minimum le jeu entre le fil de fer et les ouvertures de passage, et de munir ce fil d'une petite embase, pour que son extrémité vienne buter contre la paroi du tube sans jamais la dépasser.

Ces modifications nous paraissent avantageuses au point de vue de la sécurité : toutefois il est à craindre qu'après un certain nombre d'allumages le jeu entre le fil et les ouvertures augmente sensiblement ; il conviendrait dès lors d'ajouter encore, à la base du tube T, un obturateur qu'on maintiendrait constamment fermé, sauf au moment d'introduire la mèche. De cette manière le tube T serait toujours fermé, excepté pendant un instant très court, soit par l'obturateur, soit par une mèche d'un diamètre à peu près égal au sien.

Le boute-feu doit maintenir la mèche dans le tube T, jusqu'à ce que la combustion se soit propagée sur une longueur d'au moins 10 centimètres.

Allumage par le briquet pneumatique.

Le principe du système consiste à déterminer l'inflammation de la mèche au moyen de l'élévation de température obtenue par la compression de l'air.

Tout le monde connaît l'expérience classique des cours de physique, qui consiste à faire rougir un morceau d'amadou, placé dans un tube de verre, dont on comprime l'air à l'aide d'un piston. L'élévation de température qui se produit est assez considérable pour déterminer l'inflammation de la poudre.

Un appareil reposant sur ce principe a été imaginé récemment par M. Bourdoncle mécanicien à Decazeville (Aveyron), et bien que sa description ait été déjà donnée(*) nous croyons devoir la reprendre sommairement.

Le piston P est constitué par des rondelles de cuir ou de caoutchouc, serrées entre deux disques de cuivre. La tige porte à son extrémité un disque légèrement bombé D (voir Pl. XI, *fig.* 5), qui permet de déterminer à la main un mouvement rapide du piston. Le corps cylindrique C est un tube de bronze, de 12 millimètres de diamètre intérieur, de 2 millimètres d'épaisseur et de 105 millimètres de longueur. La partie inférieure est filetée de manière à recevoir le porte-mèche. Celui-ci affecte la forme d'un disque en cuivre, portant à sa partie supérieure une partie filetée, qui peut se visser sur celle du corps cylindrique, et présente au centre une ouverture circulaire O, dans laquelle on introduit l'extrémité de la mèche. Pour maintenir la mèche en place et obtenir une étanchéité absolue, on engage, dans le dernier pas de vis,

(*) *Comptes rendus mensuels de la Société de l'industrie minérale*, année 1891, mois de janvier. — Cuyper, *Revue universelle*, année 1891, 3e série, t. XV.

une rondelle en caoutchouc, également percée d'une ouverture à son centre. Lorsque l'on réunit le porte-mèche et le corps cylindrique, en les vissant à fond, celui-ci vient appuyer, par sa partie plane inférieure, contre la rondelle de caoutchouc, qui se trouve ainsi comprimée sur ses côtés, et le caoutchouc, refoulé vers le centre, se moule en quelque sorte sur la mèche, et empêche à la fois la projection de celle-ci sous l'influence de la pression intérieure et les fuites d'air.

Une fois la mèche de sûreté introduite dans l'ouverture du porte-mèche, de manière que son extrémité arrive au niveau de la rondelle en caoutchouc, et le vissage du corps cylindrique et du porte-mèche fait à fond, l'appareil est prêt à fonctionner ; il suffit de donner, avec la paume de la main, un coup sec sur le disque de la tige du piston pour allumer la mèche.

Pour que l'action de la main s'exerce d'une manière énergique, il faut que la partie inférieure de l'appareil soit appuyée sur le rocher. Pour remplir cette condition, tout en évitant que la mèche soit écrasée, le porte-mèche a été muni, dans les derniers appareils construits, d'une pièce cylindrique ou légèrement évasée B, percée d'une échancrure E pour le passage de la mèche.

De même qu'avec les systèmes précédemment décrits, il convient d'attendre environ six secondes avant d'enlever le briquet.

L'appareil a été essayé dans la mine grisouteuse des Issards (bassin de Decazeville), appartenant à la société des aciéries de France, à partir du 15 juin 1890, à la demande de M. de Castelnau, alors ingénieur en chef des mines à Rodez ; d'après M. Tarragonet, directeur de cette compagnie, il a donné des résultats très-satisfaisants. Aussi son emploi a-t-il été généralisé dans toutes les mines à grisou de la société des aciéries de France.

Quelques essais ont été faits dans le bassin de Saint-

Étienne, mais ils n'ont pas été assez suivis pour qu'il soit possible d'en tirer des conclusions précises.

Il est nécessaire, pour déterminer l'inflammation, de pousser très vivement le piston dans le cylindre, de manière que la compression de l'air soit assez brusque pour produire une élévation de température suffisante ; on facilite cette inflammation en effilochant un peu le bout de mèche, de manière à mettre la poudre bien à nu. Quoiqu'il en soit, l'appareil ne donne presque jamais de ratés, entre les mains des boute-feux qui ont l'habitude de s'en servir ; l'apprentissage est du reste peu long.

Il faut aussi avoir soin de visser à fond le porte-mèche sur le cylindre, de manière à comprimer autant que possible la rondelle de caoutchouc ; autrement la mèche pourrait être projetée par la compression de l'air, et son extrémité enflammée allumerait le grisou.

L'entretien de l'appareil est facile : il suffit de nettoyer chaque jour le cylindre encrassé par la fumée de la poudre et de graisser les rondelles du piston.

Conclusions.

Le tube Lagot, le pistolet de sûreté de Lens, la lampe « Heath and Frost », le briquet pneumatique Bourdoncle, ont l'inconvénient d'obliger le boute-feu à rester quelques secondes auprès d'un coup de mine qu'ils viennent d'allumer. Les allumeurs au chlorate de potasse permettent au contraire au boute-feu de se retirer dès que la mèche est allumée. C'est là un avantage très-important.

Mais, la dépense par coup de mine est beaucoup plus forte avec des allumeurs au chlorate de potasse ; le prix de chaque appareil est actuellement de 0f,12. Au contraire, les frais d'entretien de la lampe de sûreté, du pistolet de sûreté et du briquet pneumatique sont insignifiants ; la consommation d'amorces, pour le second, est

une dépense peu importante ; il en est de même de la longueur supplémentaire de 10 à 20 centimètres, qu'il faut donner à la mèche Bickford, pour permettre au boute-feu de se retirer en temps utile.

En résumé, des expériences de laboratoire devraient être faites sur chacun de ces appareils pour permettre de se prononcer définitivement sur le degré de sécurité qu'ils présentent dans une atmosphère grisouteuse ; mais il est permis, dès à présent, d'affirmer qu'ils atténuent beaucoup les chances d'inflammation du grisou, au moment de l'allumage des coups de mines. La variété des principes sur lesquels reposent ces appareils est assez grande pour permettre à chaque exploitant de choisir celui en lequel il a le plus de confiance. Il serait donc très désirable de voir leur emploi se répandre dans les exploitations houillères, tant que l'on continuera à faire usage de la mèche Bickford, à défaut de dispositif suffisamment pratique pour la remplacer.

BULLETIN

RÈGLEMENT TYPE DU TRAVAIL DANS LES MINES DU DISTRICT DE DORTMUND.

Les propriétaires de mines et les sociétés et compagnies minières du district de Dortmund ont constitué, dès le 20 novembre 1858, une association pour la défense de leurs intérêts communs. L'association est représentée, aux termes des nouveaux statuts adoptés dans l'assemblée générale du 30 décembre 1891, par un conseil de trente membres que désigne l'assemblée générale : ce conseil est en même temps chargé de la question d'un fonds alimenté par les cotisations des exploitants, dont le taux est proportionnel au nombre des voix afférentes à chacun d'eux.

Cette association vient de rédiger un règlement-type du travail dans les mines, dont le texte a été voté dans l'assemblée générale du 30 décembre 1891.

Le règlement comprend cinq titres :

Titre I. — Contrat de travail.
Titre II. — Durée du travail.
Titre III. — Calcul du salaire.
Titre IV. — Paiement du salaire.
Titre V. — Règlement et pénalités.

Le titre premier exige un préavis de quinze jours pour la dénonciation du contrat de travail; en cas de rupture illégale de ce contrat, il stipule une indemnité tant en faveur du patron qu'en faveur de l'ouvrier, suivant que le contrat a été rompu par le second ou par le premier; la valeur de cette indemnité serait, par jour de travail (mais pour six jours au plus) égale au montant du salaire qui aura servi de base pour la cotisation due à la caisse de maladie.

Les dispositions des titres II, III et IV sont trop importantes pour que l'on puisse se contenter d'en donner une simple analyse : elles sont reproduites textuellement ci-après :

II. — *Durée du travail.*

« Art. 7. — La durée d'un poste de travail est, en règle générale :

« 1° Pour les ouvriers du fond, de 8 heures à compter depuis la dernière cordée de descente jusqu'à la première cordée de remontée;

« 2° Pour les ouvriers du jour, de 12 heures y compris 2 heures de repos.

« Pour les jeunes ouvriers, la durée légale sera observée.

« Art. 8. — Le commencement et la fin du poste, ainsi que la durée de la descente et de la montée, seront fixés par le chef des travaux.

« Art. 9. — En cas de danger pour la vie des ouvriers ou pour la sécurité et la continuation régulière du travail, chaque ouvrier est tenu, dès qu'il en a été requis par son chef, de prolonger la durée du travail au delà de la durée normale du poste.

« Art. 10. — Les ouvriers qui désirent prolonger volontairement leur travail au delà du temps normal ou qui veulent changer de poste doivent, par avance, obtenir l'autorisation de leur chef direct.

« Art. 11. — Il ne sera tenu compte, dans le calcul des salaires, que des postes pour lesquels les jetons de contrôle auront été pris et rendus par l'ouvrier lui-même entre les mains du contrôleur, au moment voulu.

« Il pourra être admis des moyens particuliers de contrôle des postes pour certains travaux spéciaux. »

III. — *Calcul du salaire.*

« Art. 12. — Le salaire pourra être compté soit à la journée, soit aux pièces, suivant qu'il aura été convenu entre l'ouvrier et le chef des travaux.

« Toute diminution du prix de la tâche — les conditions du travail restant les mêmes — ou toute diminution du salaire à la journée devra être portée à la connaissance des ouvriers assez longtemps à l'avance pour qu'ils puissent faire usage de leur droit de donner congé.

« S'il survient un changement notable dans la nature des roches, ou de la couche, l'un et l'autre des contractants seront

en droit de demander une modification immédiate des conditions de l'accord, sans cependant que la modification puisse avoir un effet rétroactif.

« Art. 13. — Le chef des travaux et chacun des anciens de la mine peuvent exiger que l'accord soit rédigé par écrit et que deux expéditions en soient signées par chacun des intéressés.

« Art. 14. — En cas d'interruption partielle ou totale des travaux par suite d'accidents, d'insuffisance dans les ventes ou pour toutes autres causes, les ouvriers n'ont aucun droit à demander d'être payés; si cependant l'interruption dure plus de 3 jours consécutifs, les ouvriers laissés sans travail peuvent, conformément à l'article 4 n° 4, demander leur congé immédiat.

« Art. 15. — Si le salaire est basé en tout ou en partie sur la quantité de charbon abattue et extraite au jour, on prendra pour unité le contenu du vagonnet normalement chargé. S'il vient à être apporté des modifications dans la capacité du vagonnet, il doit en être donné avis aux ouvriers et il doit en être tenu compte dans le calcul du salaire.

« Art. 16. — Un travail exécuté contre les règles ou les règlements, ou incomplètement achevé ne sera pas pris en compte. Si l'ouvrier que concerne cette affaire ne répare pas de suite les défauts constatés, le chef des travaux pourra toujours faire exécuter ce travail aux frais de l'intéressé, pour le montant en être retenu sur le prochain règlement et cela sans préjudice du droit à dommages-intérêts. »

IV. — *Paiement du salaire.*

« Art. 17. — La vérification des travaux à la tâche a lieu en fin de mois.

« Le salaire gagné dans un mois est payable au plus prochain jour de paye dans la seconde moitié du mois suivant; il pourra cependant être payé, dans la première quinzaine du mois, un acompte pouvant aller jusqu'à la moitié du gain à tout ouvrier qui en aura fait la demande en temps voulu à son chef direct.

« Au commencement de janvier, les jours de paye et de versement d'acompte, pour chaque mois de l'année, seront affichés sur le carreau de la mine. Au moment du paiement du salaire il pourra être retenu :

« 1° Les pfennigs qui sont en dessous des dixièmes et qui ne pourraient pas être payés d'une façon simple;

« 2° Les cotisations pour la Knappschaftskasse et pour toutes les autres caisses légalement constituées;

« 3° Une somme proportionnelle aux frais immédiats faits pour fournitures de produits explosifs livrés par l'exploitant, et d'outils, lampes et ustensiles divers généralement fournis et entretenus par l'exploitant, mais dont l'entretien est à la charge de chaque ouvrier pour le cas de détériorations dues à sa négligence;

« 4° Les loyers pour logements et terrains fournis par l'exploitant, ainsi que les sommes dues pour fournitures de chauffage, d'aliments et d'approvisionnements, le tout dans les limites prévues par la loi;

« 5° Les avances en argent déjà prévues ci-dessus;

« 6° Les retenues pour indemniser, tout au moins partiellement, en cas de dégâts causés volontairement à l'exploitation par l'ouvrier;

« 7° Les retenues spécifiées à l'article 6 pour abandon du travail;

« 8° Les amendes prévues au titre V du présent règlement.

« Les retenues prévues aux n°s 1 et 8 doivent être versées à la caisse de secours au profit des ouvriers nécessiteux et de leur famille.

« Art. 18. — L'ouvrier qui aura reçu son congé régulier en fin de mois, ou qui aura été renvoyé dans l'une des formes prévues à l'article 3, ou qui aura repris sa liberté dans l'une des formes prévues à l'article 4, peut exiger le paiement de son salaire dans le délai de trois jours. Il a les mêmes droits pour obtenir le paiement de l'indemnité prévue à l'article 5. Dans tous les autres cas, l'ouvrier ne peut réclamer le paiement de ce qui lui est dû qu'au plus prochain jour de paye.

« Art. 19. — Chaque ouvrier doit posséder un livret de paye réglementaire et il doit chaque mois, au plus tard avant le 10, déposer à l'endroit désigné. Après inscription du salaire et des retenues, le livret de paye sera remis en mains propres à son propriétaire ou, en cas d'absence du propriétaire, aux mains de la personne qui sera reconnue d'une façon certaine comme l'ayant-droit et le fondé de pouvoirs du propriétaire.

« Le paiement du salaire a lieu valablement entre les mains de la personne qui, à la paye, présente le livret de paye. L'employé chargé de la paye est en droit mais n'est pas tenu de refuser le paiement à une personne qui lui serait inconnue.

« Le timbre de paiement apposé au moment de la paye par l'employé préposé à ce service tient lieu de quittance pour les payes effectuées.

« Art. 20. — Les réclamations pour erreurs dans le paiement doivent être présentées aussitôt auprès de l'employé préposé à la paye; celles pour erreurs sur le salaire doivent être présentées au plus tard dans le délai de huit jours après la paye, mais en aucun cas le jour même de la paye, et être adressées par chaque ouvrier à son chef direct sous peine de déchéance de ses droits. »

Quant au titre V, relatif aux pénalités, il prévoit des amendes dont le maximum serait la moitié du salaire dans une série de douze cas : cette liste est d'ailleurs purement énonciative; comme elle n'a aucun caractère limitatif il paraît inutile d'en donner ici le texte.

(*Extrait par* M. M. Bellom, *ingénieur des mines, de la* Circulaire n° 550 du Comité central des houillères de France.)

NOTE SUR L'INSTITUTION DE DÉLÉGUÉS DES OUVRIERS MINEURS DANS LE BASSIN DE SARREBRUCK.

Par M. Maurice BELLOM, ingénieur des mines.

L'*Oberbergamt* (ou Conseil des mines) de Bonn a organisé une représentation ouvrière régulière pour les mines royales de Sarrebrück, par une circulaire du 21 février 1890, qui est accompagnée d'une autre circulaire du 28 du même mois, émanant de la direction des mines de ce district. La première circulaire est relative au principe de l'institution, la seconde donne le détail du mode d'élection.

Les représentants des ouvriers sont désignés dans ces textes sous le nom de *Vertrauensmänner* (hommes de confiance). Cette dénomination est déjà employée dans la législation ouvrière allemande, notamment dans la loi du 6 juillet 1884 sur l'assurance contre les accidents, dans laquelle elle s'applique à des patrons élus par leurs pairs; en la conservant pour désigner les représentants des ouvriers dont il est ici question, on s'exposerait donc à de regrettables erreurs, et, dans une traduction moins littérale, nous croyons que le mot de délégué est préférable, bien qu'il n'y ait pas à faire d'assimilation entre ces délégués et ceux qui ont été institués en France par la loi du 8 juillet 1890.

Cette circulaire du 21 février 1890 constitue le premier pas qui

ait été fait en Allemagne, et il est intéressant de signaler que cette création est due à l'initiative de l'administration et non à celle des patrons. Les ingénieurs des mines de Sarrebrück ne faisaient d'ailleurs que répondre à un vœu exprimé par les ouvriers lors des grèves de Westphalie de 1889. Cette disposition figurait, en effet, dans la convention que le Docteur Hammacher, président de l'Association chargée de la défense des intérêts miniers, se portant fort pour les patrons, signa et fit signer le 15 mai 1889 aux délégués ouvriers que l'Empereur avait reçus la veille. L'article 3 de cette convention, dont les deux premiers fixaient à huit heures, sauf en cas de péril imminent, la durée normale du poste, était conçu en ces termes : « Si l'abondance des commandes obligeait à recourir à des heures supplémentaires, elles ne seraient ordonnées qu'après entente préalable entre la direction de la mine et les délégués (Vertrauensmänner) nommés à cet effet par les ouvriers. » Ce principe, toutefois, ne fut pas appliqué en Westphalie et les concessions que le Docteur Hammacher avait signées au nom des patrons, ne furent pas acceptées sans réserve dans la réunion que ceux-ci tinrent à Essen le 18 mai. Cette réunion aboutit à une déclaration signée par vingt-huit propriétaires agissant comme membres du conseil de l'Association dont le Docteur Hammacher était le président; dans cette déclaration, que ce dernier signa lui-même, se trouvait exprimé un refus catégorique de toute institution de représentants des mineurs. L'administration prussienne, au contraire, reconnut la nécessité d'améliorer les rapports entre les ouvriers et les ingénieurs à l'époque de la grève qui éclata le 17 mai 1889 dans le bassin de Sarrebrück, et, dès le 26 mai, elle fit afficher un règlement qui modifiait à ce sujet l'arrêté de 1877. Les circulaires des 21 et 28 février 1890 peuvent en être considérées comme la continuation.

Le but de l'institution de ces délégués, tel que le définit l'introduction de la circulaire du 21, est double; il s'agit de permettre aux ouvriers :

1° De présenter leurs vœux et doléances à la direction des mines par l'intermédiaire de représentants *régulièrement* élus;

2° D'exprimer, dans des conférences tenues avec le directeur des houillères, leur avis sur les questions relatives à la situation des mineurs.

Est électeur tout ouvrier de 21 ans d'âge et de 3 ans de service dans l'exploitation; est éligible tout ouvrier de 25 ans d'âge et de 5 ans de service. Chaque quartier de la mine placé sous la

direction d'un maître-mineur nomme un délégué qui doit appartenir à ce quartier. L'annonce de l'élection est faite au plus tard un jour à l'avance par proclamation orale. L'élection a lieu sous la surveillance du directeur (ou de l'employé qu'il délègue pour le remplacer), assisté de deux mineurs. La majorité relative suffit pour assurer le succès d'un candidat. Le sort décide en cas de partage. Les délégués sont nommés pour deux ans et rééligibles.

Les fonctions des délégués sont au nombre de cinq; ils doivent :

1° Porter à la connaissance de la direction les vœux et griefs des ouvriers et les discuter de concert avec elle;

2° Traiter les questions relatives à la situation ouvrière et notamment à « l'ordre de travail ». Cet « ordre » constitue une sorte de règlement qui résume les conditions du contrat de louage conclu entre l'ouvrier et la direction des houillères, et qui contient en particulier le nombre d'heures de travail imposé aux mineurs;

3° Répondre aux questions que le directeur est amené à leur poser au sujet du bien-être des ouvriers ou des membres de leur famille;

4° Chercher à maintenir la bonne entente dans le personnel;

5° Faire observer par les ouvriers les prescriptions de « l'ordre de travail », ainsi que les mesures imposées dans un but d'hygiène ou de sécurité.

De ces cinq fonctions les plus importantes sont la deuxième et la cinquième.

La deuxième, qui permet aux délégués de discuter le nombre des heures de travail, n'est autre que celle qui figurait dans l'article 3 de la convention du 15 mai 1889.

La cinquième, qui est une fonction essentiellement technique, consiste dans un rôle de surveillance et non de discussion. Le soin avec lequel on a cru devoir la définir témoigne de la crainte qu'éprouvent les ingénieurs allemands, de voir cette simple surveillance se transformer en une véritable ingérence des délégués dans la direction de l'exploitation proprement dite.

L'INDUSTRIE MINÉRALE EN AUSTRALIE EN 1889.

La valeur des substances minérales extraites en Australie pendant l'année 1889 s'élève à plus de 278 millions de francs. Outre le charbon et l'or, qui constituent les principales richesses minérales, on extrait et on traite des minerais d'argent, de cuivre, d'étain et une petite quantité de minerais de bismuth et d'antimoine.

I. — Charbon.

On trouve le charbon dans la Nouvelle-Galles du Sud, le Queensland, la Tasmanie et l'état de Victoria. L'extraction de 1889 a été de 3.972.435 tonnes, d'une valeur de 45.000.000 de francs, en augmentation de 407.431 tonnes sur l'extraction de 1888.

Nouvelle-Galles du Sud. — Les récentes découvertes qui ont été faites montrent bien le grand développement du bassin carbonifère de cette région. Les assises carbonifères forment les trois systèmes distincts, que M. David, « geological Surveyor », dans un mémoire lu en 1890 à l'association australienne pour l'avancement des sciences, classe comme il suit :

1° *Premier système.* — Appartient probablement à la base de l'étage carbonifère, c'est-à-dire au Culm; on n'y a pas rencontré jusqu'à présent de couches exploitables. Au sommet on trouve deux couches dont la puissance est de $1^m,50$ et de $2^m,10$, mais le charbon est trop terreux pour être exploité.

Ces couches font partie de la série des assises à *Rhacopteris* surmontant les couches à *Lepidodendron*. Une très grande lacune dans la flore les sépare nettement du Permo-carbonifère.

2° *Second système.* — Le système permo-carbonifère, caractérisé par la prédominance des *Glossopteris*, est très développée dans la Nouvelle-Galles du Sud et le Queensland. On distingue, dans la Nouvelle-Galles, trois horizons houillers, qui sont de bas en haut :

L'horizon dit de Greta (Stony Creek);
— — Tomago (East Mailand);
— — Newcastle.

L'épaisseur totale des assises de ce système est d'environ 3.000 mètres; non compris les veines inférieures à 1 mètre, la puissance totale des veines de charbon est de 50 mètres.

A l'exception du petit bassin isolé de « Ward's River », près Stroud, ce système forme, au point de vue géologique, un vaste bassin s'étendant de « Bateman's Bay » au sud, jusqu'à « Port Stephens » au nord. Il s'enfonce sous les Montagnes Bleues à la rivière Talbragar et aboutit au nord à la limite du Queensland où il est recouvert par la formation plus récente appelée « Rolling Downs ». Il ne réapparaît qu'à la source de la rivière Dawson, au centre du Queensland, où l'on voit les horizons de Newcastle et de Tomago. L'horizon de Greta apparaît plus au nord, après la jonction de la rivière Isaac avec le Mackensie.

Les districts houillers permo-carbonifères de la Nouvelle-Galles du Sud sont au nombre de neuf dont les noms suivent : Hunter River (au nord), Ward's River, Sydney, Illawara (au sud), Mittagony (au sud-ouest), Blue Mountains (à l'ouest), Talbragar, Namoi, Gwydir River.

3° *Troisième système.* — La fin de l'époque permo-carbonifère est indiquée par un nouveau changement dans la flore. Les assises du système supérieur sont caractérisées par la présence de *Tæniopteris* et de *Thinnfeldia*.

Auprès de Sydney ce système comprend les schistes de Wianamatta, les grès de Hawkesbury et les schistes de Narrabeen. Des veines d'épaisseur notable se trouvent seulement dans les schistes de Wianamatta, mais elles ne sont pas exploitables. Pour la consommation locale on exploite cependant quelques veines du district de Clarence.

Le sous-secrétaire des mines, dans son rapport annuel pour 1889, constate que l'extraction dans la Nouvelle-Galles a dépassé de 452.188 tonnes l'extraction de 1888.

Le prix moyen de vente du charbon a été de 11f,16 la tonne. On a produit 22.571 tonnes de coke, représentant une valeur de 818.000 francs.

Le nombre des charbonnages était de 103 en 1889 contre 91 en 1888.

Queensland. — La formation carbonifère du Queensland peut être divisée en deux groupes qui comprennent les bassins suivants :

Groupe mésozoïque : Ipswich, Burrum, Broad Sound.

Groupe paléozoïque : Dawson River, Bowen River, Townsville, Little River, Cooktown.

Les seules veines actuellement exploitées sont dans les bassins

d'Ipswich et de Burrum; leur épaisseur varie de 1m,50 à 3 mètres. Le charbon est moyennement dur et propre au chauffage des chaudières et aux usages domestiques. Son poids spécifique est de 1,4 et il donne à l'analyse :

Matières volatiles	30 p. 100
Carbone fixe	59 —
Cendres	11 —

Les veines du bassin de Burrum, exploitées au nombre de 4 ou 5, donnent un charbon friable, cassant et aussi peu cendreux que le Newcastle de la Nouvelle-Galles. Il donne à l'analyse :

Poids spécifique	1,27	Humidité	2,75 p. 100
Coke	68,80 p. 100	Matières volatiles	28,00 —
		Carbone fixe	65,55 —
		Cendres	3,25 —
		Soufre	0,45 —

Le groupe paléozoïque n'a pas encore été suffisamment reconnu; les mines correspondent à celles de Newcastle, Tomago et Greta dans la Nouvelle-Galles du Sud.

Australie occidentale. — Le charbon, reconnu sur plusieurs points, est de mauvaise qualité. On a cependant trouvé des fossiles houillers dans certaines couches, et il paraît probable que l'exploration rationnelle par des sondages au diamant amènera la découverte de couches exploitables.

Victoria. — Dans l'état de Victoria on a découvert une couche de 1m,50 dont l'étendue paraît considérable.

Les couches permo-carbonifères de la Nouvelle-Galles du Sud n'ont pas leur équivalent dans Victoria, si ce n'est dans quelques lambeaux isolés qui apparaissent sous les formations plus récentes de Western Point, South Gippsland, Cape Otway et Wannon. Cependant M. David estime que les grès de Bacchus Marsh, à empreintes de *Gangamopteris*, pourraient être contemporains de certaines assises permo-carbonifères de la Nouvelle-Galles, contenant aussi des empreintes de ce même genre en très grande quantité, associées à des *Glossopteris*. Il montre par là la possibilité de l'existence de veines charbonneuses au voisinage des grès de Bacchus Marsh.

Statistique du charbon. — En 1889, l'extraction totale du charbon en Australie se répartit comme il suit :

	Production en tonnes.	Valeur en francs.
Nouvelle-Galles du Sud	3.655.632	40.821.400
Queensland	265.507	3.027.950
Tasmanie	36.700	825.750
Victoria	14.596	274.775

Cannel-coal. — Sur un grand nombre de points on a trouvé du cannel-coal. Ce produit n'est actuellement exploité que dans la Nouvelle-Galles du Sud. L'extraction en 1889 a été de 40.651 tonnes, représentant une valeur de 1.941.650 francs.

Lignite. — Le lignite se rencontre en couches très puissantes, qui atteignent 57 mètres. Par suite de sa forte teneur en eau (plus de 40 p. 100), ce combustible n'a pas encore été utilisé industriellement.

II. — Or.

La quantité d'or extrait depuis l'origine des mines jusqu'à la fin de 1889 s'élève à 2.279.840 kilogrammes et représente une valeur de plus de 7 milliards de francs. Elle se répartit comme il suit entre les États :

	Production totale en kilogr.	Valeur totale en francs.
Victoria	1.750.568	5.629.501.150
Nouvelle-Galles du Sud	313.907	940.370.925
Queensland	196.818	597.440.200
Tasmanie	17.300	52.984.025
Australie méridionale	1.247	5.361 900

Queensland. — La production de l'or dans le Queensland s'est élevée en 1889 à 22.593 kilogrammes, représentant une valeur de 64.671.500 francs. Elle dépasse de 8.000 kilogrammes la production de 1888, ce qui est dû au développement de la célèbre mine *Mountmorgan*. Celle-ci a broyé dans l'année 74.415 tonnes de minerai qui ont produit 10.125 kilogrammes d'or, soit en moyenne 134^{kr},13 d'or par tonne.

D'après M. R.-L. Jack, l'or de la mine Mountmorgan aurait été déposé par des sources thermales. Le centre de la masse exploitée est formé d'hématite brune, généralement en gros blocs, à structure zonée, comme si l'oxyde de fer avait peu à peu rempli les cavités des remplissages antérieurs. L'hématite contient l'or à un

état de finesse extrême; elle est plus ou moins mélangée de grains de quartz. Ce minéral se substitue graduellement à l'oxyde de fer, et passe à un état spongieux où il est tout à fait comparable à de la pierre ponce.

M. C.-S. Wilkinson a constaté que le terrain encaissant appartenait au Carbonifère inférieur; mais, par suite de métamorphisme dû à des éruptions rocheuses, la montagne est formée, sur une largeur de près de 1 kilomètre, de roches quartzeuses altérées contenant de la pyrite de fer en grosses masses ou en petits cristaux. Des eaux thermales, en s'infiltrant dans les fissures de cette formation pyriteuse ont déposé le quartz ponceux et l'oxyde de fer qui ont été trouvés si riches en or.

Victoria. — Il a été broyé en 1889, dans l'état de Victoria, 732.461 tonnes de quartz, qui ont donné 11.163 kilogrammes d'or, soit en moyenne 15^{kr},24 d'or par tonne. La valeur de l'or produit est de 63.733.800 francs. Les districts les plus célèbres sont ceux de Ballarat et de Sandhurst.

A la fin de 1889 on estimait à 3.848 le nombre des filons aurifères.

On a traité 5.279 tonnes de pyrites et de « blanketings »; la production moyenne a été de 80^{kr},10 d'or par tonne.

Les placers interviennent pour 7.150 kilogrammes dans la production de l'or, en diminution de 273 kilogrammes sur 1888. Le rendement moyen a été de 3^{kr},05 par tonne de sable et de 7^{kr},20 par tonne de gravier cimenté.

Les sociétés minières ont distribué plus de 13 millions de dividendes, et ont employé environ 27.000 mineurs. Les salaires varient, suivant les districts, de 4^{f},20 à 6^{f},25 par journée de huit heures.

Nouvelle-Galles du Sud. — On estime que les alluvions aurifères de la Nouvelle-Galles seront bientôt épuisées, mais les découvertes de filons aurifères se multiplient dans les districts de Bathurst, Lachlan, Cobar, Albert, Armidale, Kimberley.

Le nombre des mineurs était, en 1889, de 10.192. Ils ont produit 3.725 kilogrammes d'or, représentant une valeur de près de 11 millions de francs.

III. — Argent.

Les minerais d'argent les plus riches ont été trouvés sur les monts Barrier, à la limite nord-ouest de la Nouvelle-Galles du

Sud. La galène argentifère fut découverte en 1876 à Thackaringa et à Umberumberka; mais on ne songea à l'exploiter qu'en 1883. Depuis cette époque on a trouvé de riches minerais d'argent, surtout à Brokenhill et à Purnamoota; la mine *Proprietary* à Brokenhill est la plus célèbre. Celle-ci a extrait en 1889, 161.500 tonnes de minerai; 145.041 tonnes ont été fondues et ont donné 193.962 kilogrammes d'argent et 25.170 tonnes de plomb. Elle emploie 2.140 ouvriers et a distribué 29 millions de dividendes.

La valeur de l'argent et du plomb produits par l'Australie en 1889, s'élève à environ 51.000.000 de francs, savoir :

Nouvelle-Galles du Sud	49.279.950 fr.
Queensland	1.537.500
Victoria	143.125
Australie méridionale	12.250

IV. — Cuivre.

En 1889, des minerais de cuivre ont été extraits dans les états de l'Australie méridionale, de la Nouvelle-Galles du Sud et de Queensland. La valeur du cuivre produit et des minerais vendus s'élève à environ 13.000.000 de francs :

Australie méridionale	7.382.200 fr.
Nouvelle-Galles du Sud	5.166.025
Queensland	300.000

Australie méridionale. — La première mine de cuivre, *Burra-Burra*, fut ouverte en 1842, au capital de 308.000 francs, divisé en actions de 100 francs. Depuis cette époque jusqu'à sa fermeture en 1877, elle a distribué 20 millions de dividendes, et la valeur totale du cuivre extrait a été d'environ 120 millions.

La mine *Wallaroo* a produit, de 1860 à la fin de 1886, des minerais de cuivre à 10 p. 100 représentant une valeur de 51 millions; et la valeur du cuivre produit de 1861 à la fin de 1886 par la mine *Moonta* est de 112 millions.

Nouvelle-Galles du Sud. — La découverte des minerais de cuivre dans la Nouvelle-Galles remonte à 1858. La mine la plus importante est celle de *Great Cobar* qui, de 1876 à 1889, a produit 22.943 tonnes de cuivre raffiné et a distribué 3.850.000 francs de dividendes. Les travaux ont été arrêtés en août 1889 par suite de la baisse du cuivre.

V. — Étain.

La valeur de l'étain et des minerais d'étain livrés au commerce en 1889 dépasse 15.000.000 de francs. La production se répartit comme il suit :

Nouvelle-Galles du Sud	10.379.275 fr.
Tasmanie	820.750
Queensland	3.910.150
Victoria	27.800
Australie méridionale	8.500

La grande diminution que l'on constate dans la production de l'étain est due à l'épuisement des alluvions superficielles.

VI. — Produits divers.

La valeur des produits minéraux autres que ceux énumérés ci-dessus est très faible; elle n'atteint pas 500.000 francs. Le bismuth entre dans cette somme pour 300.000 francs environ. La valeur des produits exportés par la Nouvelle-Galles du Sud se décompose d'ailleurs comme il suit :

Bismuth	283.725 fr.
Antimoine	83.600
Minéraux divers	42.175

L'état de Victoria a en outre exporté pour 7.000 francs environ d'ardoises et pour 18.000 francs de dalles pour carrelage.

(*Extrait par* M. L. Babu, *ingénieur des mines, de* The Year-Book of Australia, 1891.)

LES MINES DE CUIVRE D'ASHIO (JAPON) (*)

La mine d'Ashio, la plus riche des mines de cuivre du Japon, qui fournit à elle seule la moitié de la production de tout l'empire, appartient à un industriel de ce pays, M. Fouroukawa, qui

(*) Voir *Annales des mines*, 8e série, t. XII, p. 531.

s'est créé dans l'industrie des mines une fortune évaluée à près de 10.000 *yen* (*) de revenu par jour. Outre la mine d'Ashio, il possède encore celles de Kousakoura (cuivre), de Karouizawa (argent), de Innaï (or et argent) et d'Ani (charbon, argent et cuivre). La mine d'Ashio appartenait, il y a 320 ans, au gouvernement des Shogouns, qui, n'en tirant pas de profit, l'ont vendue pour un prix dérisoire à un particulier. Celui-ci s'y est ruiné, et dix propriétaires s'y sont succédés jusqu'à M. Fouroukawa, qui a su la mettre en valeur. Il l'a achetée, il y a treize ans, 60.000 y. Elle est considérée comme valant aujourd'hui 4.000.000 y.

Ashio est un gros bourg, dépendant au point de vue administratif du village de Dosan, situé à 2.500 pieds d'altitude, à 150 kilomètres au nord de Tokio, dans une région très fréquentée en été par les touristes, et non loin de Nikko, l'une des villégiatures les plus recherchées du Japon. De Omama, station située à huit heures de chemin de fer de Yokohama, on parvient à Ashio par une route longue de 8 lieues, dont moitié en plaine, dans l'une des parties les mieux cultivées et les plus riches du Japon. Le village d'Ashio est principalement habité par des rouliers, des bûcherons et des charbonniers, qui vivent de la mine. L'exploitation elle-même est à une lieue et demie du village, au fond d'une gorge abrupte, et forme une cité ouvrière de plus de 15.000 âmes. Les environs immédiats d'Ashio sont malsains et fiévreux : la population est maladive et d'aspect chétif.

L'exploitation occupe 10.000 ouvriers tant hommes que femmes. Elle comprend des ateliers de triage, de lavage, et une fonderie, où l'on traite, avec les minerais d'Ashio, ceux de la mine de Kotaki. Cette exploitation est située à 3 milles en amont d'Ashio. Un câble aérien sert au transport des minerais.

Le rapport de M. Klobukowski, consul de France à Yokohama, qui est intéressant à plus d'un point de vue, ne donne malheureusement sur l'exploitation d'Ashio que des renseignements assez peu précis. Il semble pourtant que le gisement soit de nature filonienne, car l'exploitation est décrite comme se composant de cinq galeries superposées, communiquant au moyen d'un puits vertical, desservi par des cages qu'une machine à vapeur sert à actionner. Un travers-bancs de 2 kilomètres et demi fait communiquer la surface avec le sommet des travaux. L'exploitation ne semble pas se développer beaucoup dans le sens de la direction du filon : M. Klobukowski dit qu'il lui a suffi de dix mi-

(*) Le *yen* vaut 5f,15.

nutes pour parcourir dans toute sa longueur une des galeries de niveau. Il semble donc qu'on ait affaire ici à un filon nettement caractérisé, mais où la minéralisation serait concentrée dans une de ces zones relativement peu étendues, que les mineurs des Montagnes Rocheuses désignent du nom de *ore-chutes*. Quant à la mine de Kotaki, qui appartient au même propriétaire, et n'est qu'une dépendance de celle d'Ashio, M. Klobukowski dit qu'elle est située sur le même filon ; ce serait donc une nouvelle zone minéralisée, une nouvelle colonne de minerai, distante de trois lieues de la première. Mais le rapport n'indique pas sur quels faits cette assertion est fondée.

Les ateliers de triage emploient exclusivement des femmes. Sur ces ateliers, ainsi que sur ceux de lavage et sur la fonderie, le rapport ne donne qu'un seul renseignement : c'est que les machines sont de provenance anglaise, et surtout américaine. Ceci concorde avec le fait que, depuis quelques années, diverses maisons de construction des États-Unis, et notamment de Chicago, ont trouvé au Japon un débouché considérable pour les appareils de traitement des minerais, entre autres les *water-jackets*, qui sont employés d'une manière si heureuse dans la métallurgie des Montagnes-Rocheuses.

Les établissements d'Ashio possèdent donc un outillage perfectionné, et sont organisés d'une façon toute moderne : une chute d'eau fournit la lumière électrique qui sert à éclairer la mine ; les galeries sont bien boisées et bien entretenues ; le travers-bancs d'entrée est muni d'une voie Decauville, avec garages, et la traction s'y effectue par chevaux. A l'extrémité de cette voie de roulage sont deux machines à vapeur, dont l'une sert à la ventilation et l'autre à l'extraction. A l'extérieur l'usine est montée avec les derniers perfectionnements des ingénieurs américains ; on a vu qu'on y avait installé, sur une longueur de 3 milles, un tramway aérien ; enfin, on construit une ligne ferrée à voie étroite, qui doit rejoindre à Nikko le chemin de fer de Tokio, et qui évitera ainsi le charroi coûteux des produits finis d'Ashio à Mayebashi.

A côté de ces détails, qui montrent avec quelle intelligence et quel sens pratique les Japonais s'assimilent les perfectionnements de l'industrie étrangère, M. Klobukowski signale un fait qui montre bien leur caractère imprévoyant : l'usine d'Ashio se sert uniquement de bois comme combustible, et les besoins considérables de la métallurgie et de la mine ont conduit à dévaster le pays à l'entour. On peut aujourd'hui marcher pendant quatre

heures autour de l'usine sans voir un arbre, ni même un arbrisseau : tout est détruit ; au lieu d'exploiter régulièrement des forêts admirables, on préfère les raser, sans souci des dégâts qui seront plus tard la conséquence de ce déboisement. Il est certain qu'il y a là beaucoup d'incurie et d'imprévoyance : mais il est juste d'ajouter que les Américains n'ont pas été meilleurs ménagers de leurs richesses forestières.

Un seul côté de l'exploitation, à Ashio, a conservé un caractère rudimentaire, c'est l'abatage. Grâce au faible taux des salaires, qui varient de 0f,30 à 0f,40 pour les hommes, et pour les femmes de 0f,10 à 0f,20, M. Fouroukawa n'a pas trouvé avantage à introduire l'usage des perforatrices ni des explosifs, et on continue à abattre le minerai au ciseau et au marteau.

Le minerai brut tient 18 p. 100 de cuivre. Au sortir de l'usine, la teneur du métal est de 95 p. 100. On l'envoie, en gueuses de 26 kilogrammes, à Tokio, où il est raffiné dans une usine qui appartient au même propriétaire.

La production annuelle de l'usine d'Ashio est de 15.000.000 de livres, soit près de 8.000 tonnes de métal.

(*Extrait par* M. Ed. de Billy, *ingénieur des mines, d'un* Rapport adressé à M. le ministre des affaires étrangères, *par* M. Klobukowski, *consul de France à Yokohama*, en date du 15 septembre 1891.)

ÉTUDE

SUR LES

GITES MÉTALLIFÈRES DE PONTGIBAUD

Par M. LODIN, Ingénieur en chef des mines, Professeur à l'École supérieure des mines.

4.33 (4)

ÉCOLE NATIONALE DES MINES BIBLIOTHÈQUE 1

INTRODUCTION

Les gîtes métallifères de Pontgibaud ont fait déjà l'objet de deux mémoires insérés dans les *Annales des Mines*, l'un de M. Guényveau (1re sér., t. VII, p. 162 à 188), l'autre de MM. Rivot et Zeppenfeld (4e sér., t. XVIII, p. 137 à 257 et 361 à 446) : ce dernier mémoire remonte à plus de quarante ans. Depuis cette époque les travaux souterrains ont pris un développement considérable et ont permis d'acquérir une idée plus précise de l'allure du faisceau métallifère ; d'autre part, l'étude géologique de la région a été faite récemment de la manière la plus complète par M. l'ingénieur en chef Michel Lévy ; ces deux circonstances, jointes au développement progressif de la science, permettent d'essayer aujourd'hui des rapprochements impossibles autrefois. Nous pensons donc qu'une étude nouvelle des filons de Pontgibaud peut présenter quelque intérêt, non seulement au point de vue purement descriptif, mais aussi à celui de l'analyse des lois générales régissant les gîtes minéraux.

Nous ne reprendrons pas l'historique des anciens tra-

vaux effectués dans le district de Pontgibaud; il a été exposé avec détail par M. Guényveau d'abord, par MM. Rivot et Zeppenfeld ensuite, jusqu'à l'année 1850. A cette époque, les concessions de Pontgibaud étaient entre les mains de la société en commandite Pallu et Ce; cette société, constituée en 1838 avec un capital disponible de 600.000 francs, avait eu à lutter dès ses débuts contre de graves difficultés financières. Elle dut contracter successivement des emprunts de 400.000 et de 250.000 fr.; les mines de Barbecot et Pranal ayant été noyées successivement en 1844 et 1845, on fut obligé de reporter toute l'activité des travaux à Rosier à partir de cette dernière date.

La situation de l'affaire était en réalité des plus précaires au moment où MM. Rivot et Zeppenfeld publiaient leur étude; les installations d'épuisement étaient insuffisantes et on luttait péniblement contre les eaux.

Pour obvier à ce grave inconvénient, on avait préparé le projet d'une grande galerie d'écoulement partant du confluent de la Sioule et du Sioulet avec une pente régulière de 0^m^,0015 et venant aboutir à Rosier après un parcours de plus de 18 kilomètres effectué suivant la vallée de la Sioule. Les frais entraînés par un semblable travail auraient été très élevés et le temps nécessaire à son exécution bien considérable à une époque où la perforation mécanique et les explosifs puissants n'étaient pas encore en usage.

On ne pouvait sérieusement chercher dans l'exécution d'un travail d'aussi longue durée le remède à une situation qui s'aggravait tous les jours; il fallait avoir recours à des moyens plus rapides, mais les ressources faisaient défaut à la société.

Un des principaux intéressés de l'affaire, M. N. Bontoux, réussit à faire partager à un ingénieur anglais bien connu, M. Richard Taylor, sa confiance dans la valeur

des gîtes de Pontgibaud et réussit, par son intermédiaire, à trouver en Angleterre les fonds nécessaires au développement des travaux. La constitution de la Société anonyme des mines et usines de Pontgibaud fut autorisée par un décret du 8 avril 1853, sur la base d'un capital nominal de 5 millions de francs.

Les travaux furent repris à Pranal et reçurent à Rosier et à Roure une activité nouvelle; en même temps des recherches étaient entreprises dans l'espace inexploré compris entre ces deux centres, distants d'environ 8 kilomètres l'un de l'autre. Ces recherches aboutirent bientôt, en 1854, à la découverte du gîte de Mioche, situé à 2 kilomètres environ au nord de Rosier, puis, un an après, à celle du gîte de la Grange, entre Mioche et Rosier. En même temps les travaux entrepris à Roure faisaient constater dans la direction du sud un développement considérable et inattendu des gîtes déjà connus.

Malgré ces résultats favorables, la situation financière de la société resta médiocrement satisfaisante pendant plusieurs années; il fallut émettre en 1858 des obligations pour une somme nette de 250.000 francs. La période prospère ne devait commencer véritablement qu'avec la mise en exploitation du gîte de la Brousse, découvert en 1862; à peine attaqué, ce gîte fournit des quantités considérables de minerai très argentifère; en même temps la production de Roure se développait dans une proportion considérable. Aussi la Société de Pontgibaud fut-elle en mesure, dans la période 1863-1879, de distribuer à ses actionnaires une somme totale de 6.400.000 francs.

Pendant cette période si prospère, on n'avait peut-être pas poussé les travaux d'exploration avec toute l'activité nécessaire: on comptait sans doute sur le développement en profondeur des colonnes riches exploitées près de la surface. Mais les niveaux inférieurs se montrèrent en général moins productifs et surtout moins riches en

argent; il fallut entreprendre des recherches nouvelles et le produit de l'exploitation diminua par suite dans une certaine mesure.

Vers la même époque une autre circonstance vint modifier considérablement la situation de la Société de Pontgibaud; cette société fusionna en 1879 avec la Société des usines de Couéron (Loire-Inférieure), et le capital nominal de l'affaire fut porté à 7 millions, correspondant à 14.000 actions. La conséquence de cette fusion a été de donner à la partie métallurgique de l'affaire un rôle bien plus important que par le passé; depuis 1879 les bénéfices obtenus et distribués par la Société de Pontgibaud ne donnent plus une idée précise des résultats de son exploitation minière.

Dans la description de la situation actuelle de celle-ci, et dans l'exposé des conclusions que l'on peut en tirer en ce qui concerne l'allure des gîtes métallifères, nous observerons les divisions suivantes :

1° Description topographique et géologique de la région;

2° Étude des gîtes métallifères situés dans les limites actuelles des concessions de Pontgibaud ou dans leur voisinage immédiat;

3° Conclusions que l'on peut tirer de cette étude en ce qui concerne le mode et l'époque de formation des gîtes.

ÉTUDE TOPOGRAPHIQUE DE LA RÉGION DE PONTGIBAUD (*)

La petite ville de Pontgibaud est située sur la Sioule, à une altitude de 670 à 700 mètres et à une vingtaine de kilomètres à l'ouest de Clermont. La zone métallifère exploitée est située sur la rive gauche de la Sioule, à peu de distance de cette rivière; elle présente un développement total de 13 à 14 kilomètres dans la direction nord-sud.

(*) Voir Pl. XII.

La région de Pontgibaud est un plateau ondulé, d'une altitude moyenne de 800 mètres environ, composé principalement de schistes cristallins. La vallée de la Sioule forme une coupure profonde à travers ce plateau; elle est dirigée du sud au nord jusqu'à quelques kilomètres au delà de Pontgibaud et se dévie ensuite vers la direction nord-ouest.

La première partie du cours de la Sioule, prolongée par son affluent, la Miouse, constitue une ligne de démarcation importante au point de vue de la structure géologique du pays. On peut dire en effet qu'elle forme à peu près exactement la limite occidentale des formations volcaniques si développées dans la chaîne des Puys et dans la région du Mont-Dore.

Du côté ouest de la Sioule, on ne rencontre que quelques lambeaux basaltiques isolés, dont les plus importants sont ceux de La Mothe, Laudine, le puy de La Vialle, le puy de Banson, et enfin le petit cône volcanique récent de Chalusset.

Inversement, la vallée de la Sioule paraît constituer à peu près exactement la limite est de la région métallifère, telle qu'on la connaît aujourd'hui. Il n'existe sur sa rive droite aucune exploitation et on ne peut guère y signaler d'autres affleurements que ceux de deux filons de mispickel aurifère avec gangue quartzeuse, l'un au sud de Saint-Pierre-le-Chastel, près du fond de la vallée, l'autre au lieu dit Madras, sur le plateau, à 1 kilomètre environ au sud-est de Pontgibaud.

Un peu plus loin, dans la même direction, vers Allagnat, on a indiqué des affleurements de sulfure d'antimoine qui n'ont jamais fait l'objet de travaux suivis.

L'absence de filons sur la rive droite de la Sioule, peut bien n'être qu'apparente; les formations volcani-

ques recouvrent en effet de ce côté les schistes cristallins d'une manière presque continue, masquant les affleurements qui peuvent exister au-dessous d'elles ; la constatation de l'existence de filons dans les schistes devient donc bien difficile.

Il en est de même en ce qui concerne le fond de la vallée de la Sioule, entre Pontgibaud et le confluent de la Miouse. Dans cette partie, la vallée est relativement large et le fond en est occupé par des alluvions à peu près horizontales ; elles semblent s'être déposées dans un lac qui s'est formé à partir du moment où la Sioule a été barrée, à la hauteur de Pontgibaud, par des coulées successives de basalte et de labradorite. La surface de ces alluvions est fort peu inclinée ; son altitude correspond à celle du barrage de Pontgibaud (670 mètres environ).

On ne peut rien affirmer de positif sur la valeur, au point de vue métallifère, des zones recouvertes soit par les roches volcaniques, soit par les alluvions, mais il y a lieu de présumer que ces zones ne contiennent pas de gîtes bien importants, d'après ce que l'on peut observer dans les ravins qui mettent les schistes à découvert. Les affleurements de filons sont peu nombreux dans ces ravins et on ignore absolument s'ils correspondent à des filons productifs ; parmi ces affleurements inexplorés, on peut citer ceux qui apparaissent dans la vallée de Royat.

Notre étude se trouvera donc restreinte à peu près exclusivement à la région située à l'ouest de la Sioule et plus spécialement à la surface des concessions appartenant à la Société de Pontgibaud ; cette surface comprend d'ailleurs les seuls gîtes de la région qui aient été jusqu'ici exploités d'une manière régulière.

Les concessions de la Société de Pontgibaud sont au nombre de trois :

1° La concession de Barbecot, instituée le 6 décembre 1826, sur une étendue de 617 hectares.

2° La concession des Combres, instituée le 27 février 1828, sur une superficie de 472 hectares.

Ces deux concessions n'ont subi aucune modification depuis leur origine. La première renferme les travaux de la mine de Pranal, la deuxième est actuellement inexploitée.

3° La concession de Roure avait anciennement la forme d'un cercle de 2.400 toises de rayon, ayant son centre à l'ancienne mine de Roure, d'après les lettres patentes du 25 avril 1789 ; elle a subi un remaniement complet par décret en date du 11 août 1866. Aujourd'hui elle a pour limite nord les limites sud des deux anciennes concessions de Barbecot et des Combres ; sur ses trois autres côtés, elle est délimitée par des lignes droites ayant pour sommets le château de Pontgibaud, le hameau de Monteillet (commune d'Olbi), le moulin de Cohade, le sommet du puy de Banson et enfin le hameau de Coeffe (commune de Montfermy), le premier et le dernier point appartenant à la délimitation de Barbecot et de Pranal. Sa surface est de 5.184 hectares.

L'ensemble des concessions appartenant à la Société de Pontgibaud représente donc une étendue totale de 6.273 hectares ; il a la forme générale d'un rectangle très allongé dans la direction nord-sud et dont les limites est et nord coïncident presque avec la vallée de la Sioule, tout en la dépassant un peu. La longueur de ce rectangle est d'environ 14 kilomètres et sa largeur de $4^{km},5$. Ces limites correspondent assez exactement à celles de la zone métallifère actuellement reconnue ; cette zone s'allonge en effet dans la direction nord-sud, avec une dimension transversale assez restreinte.

La surface occupée par les concessions constitue dans son ensemble un plateau de gneiss et de micaschiste, dont l'altitude s'élève progressivement à mesure que l'on marche vers l'ouest et surtout le sud-ouest ; cette alti-

titude, de 750 mètres environ au bord de la vallée de la Sioule, atteint et dépasse même 900 mètres vers la limite occidentale de la concession de Roure.

De l'autre côté de la vallée de la Sioule, la suface des schistes cristallins présente une pente analogue, mais en sens inverse. La continuité générale de cette surface est telle que d'une certaine distance on se rend à peine compte de l'existence de la vallée profonde dans laquelle la Sioule coule actuellement. Le creusement de cette vallée paraît donc correspondre à une période assez récente; pendant la période tertiaire et peut-être une partie de la période quaternaire, le cours d'eau occupait le thalweg d'une dépression plus large, beaucoup moins profonde, dont on peut reconnaître assez facilement la forme générale. C'est sur les pentes peu inclinées de cette ancienne vallée que les évents volcaniques des époques pliocène et quaternaire ont déversé leurs puissants épanchements.

Les caractères de la vallée actuelle de la Sioule varient beaucoup d'un point à l'autre dans l'étendue des concessions de Roure, de Barbecot et des Combres. A son entrée dans la concession de Roure, la Sioule, de même que son affluent principal la Miouse, coule pendant 2 kilomètres environ dans une gorge assez étroite, puis, à partir du confluent des deux cours d'eau, la vallée s'élargit brusquement; le fond en est occupé par des prairies et présente, jusqu'à Pontgibaud, une inclinaison moyenne assez faible, de 3 mètres environ par kilomètre. Les alluvions sur lesquelles coule la rivière se sont évidemment déposées dans un lac quaternaire, qu'elles ont comblé progressivement d'amont en aval.

L'origine du lac lui-même est d'ailleurs facile à déterminer; elle est due à ce que la vallée a été barrée à plusieurs reprises, à la hauteur de Pontgibaud, par des coulées volcaniques. La plus ancienne de ces coulées,

partie d'un point difficile à déterminer exactement aujourd'hui, est de nature basaltique; son extrémité se trouve à 3 kilomètres environ en aval de Pontgibaud. A une époque plus récente, les laves labradoritiques du Puy-de-Côme et du Puy de Louchadière sont venues recouvrir de nouveau l'emplacement du bourg de Pontgibaud et s'appuyer contre une masse puissante de granulite qui forme précisément en ce point le bord occidental de la vallée. Les coulées de lave ont donc barré la vallée à deux ou trois reprises et provoqué la formation d'un lac en amont; le barrage, formé de roches dures, a résisté longtemps à l'érosion, assez pour permettre aux alluvions de niveler complètement le fond de la vallée, mais il a fini néanmoins par être entamé. Aujourd'hui la rivière coule, en face de Pontgibaud, dans un défilé étroit et accidenté, entre les coulées volcaniques à l'est, et la granulite à l'ouest. Un peu plus bas, elle a traversé complètement la coulée basaltique et approfondi son lit d'une dizaine de mètres au-dessous de la base de cette coulée, ainsi qu'on peut s'en rendre compte facilement en suivant la route de Pontgibaud à Pranal.

Toute cette partie de la vallée est fortement inclinée; depuis le pont de Pontgibaud (cote 666^{m}) jusqu'à l'extrémité de la coulée basaltique, au nord de Péchadoire, la Sioule descend de 60 mètres sur un parcours de 3 kilomètres. A partir de ce deuxième point, la pente de la vallée diminue en même temps que sa direction et ses caractères généraux se modifient. Depuis le confluent de la Miouse, la vallée était assez large, sensiblement rectiligne et dirigée presque exactement du sud au nord; en aval du pont de Malecros, elle tourne vers le nord-ouest et se resserre beaucoup; en même temps elle devient très sinueuse, profonde d'environ 200 mètres et encaissée dans des micaschistes durs, coupés de nombreux filons granulitiques; dans cette partie sa pente est encore

rapide, tout en étant moins forte que de Pontgibaud à Péchadoire. La cote du thalweg est d'environ 530 mètres à Montfermy, à la limite de la concession des Combres; elle n'est plus que de 468 mètres au confluent du Sioulet, point situé en dehors du groupe des concessions de Pontgibaud, mais intéressant néanmoins parce qu'il devait être le point de départ de la grande galerie d'écoulement étudiée vers 1850 en vue d'assurer l'avenir des mines de Pontgibaud.

Les variations du profil longitudinal et de la coupe transversale de la vallée de la Sioule dans la traversée des concessions de Pontgibaud n'ont pas été sans influence sur l'ordre de développement des travaux de mines dans l'étendue de ces concessions.

C'est dans la gorge étroite et profonde de Barbecot et Pranal que l'exploitation a été reprise au commencement de ce siècle; on comptait tirer parti du relief accentué du terrain pour explorer les filons par galeries et de la force motrice fournie par les chutes de la Sioule pour continuer cette exploration en profondeur.

La partie de la vallée de la Sioule qui s'étend de Pontgibaud jusqu'au pont de la Miouse était loin de présenter les mêmes facilités pour l'exploration par galeries des affleurements connus dès cette époque sur ses pentes ouest. La différence d'altitude entre ces affleurements et le fond de la vallée ne dépasse guère une centaine de mètres; la fraction utile de cette hauteur se trouvait réduite en certains points par l'étendue des travaux anciens. De plus, les filons, au lieu de couper la vallée, comme ceux de Barbecot et de Pranal, lui sont sensiblement parallèles. Pour les atteindre, il aurait fallu exécuter des galeries d'écoulement ayant de 1.500 à 2.000 mètres de développement. On comprend qu'à une époque où l'avenir des gîtes était incertain et où les procédés de perforation des galeries étaient loin d'être aussi perfec-

tionnés qu'aujourd'hui, on ait renoncé à entreprendre des travaux d'aussi longue haleine. L'exploitation de toute la région centrale et méridionale des concessions de Pontgibaud, à la Brousse, Mioche, la Grange, Rosier et Roure, a donc été faite par puits, au moyen de machines à vapeur.

A Pranal et à Barbecot, les recherches en galeries n'ont pas eu des résultats aussi favorables qu'on l'avait espéré à l'origine des travaux; l'exploitation ne s'est développée qu'à Pranal, à la fois en direction et en profondeur; l'approfondissement des travaux a été facilité par la force motrice fournie par la Sioule. L'exploration de région est d'ailleurs restée incomplète; à ce point de vue, il est regrettable qu'on n'ait pas exécuté, en partie du moins, la grande galerie d'écoulement étudiée pendant la dernière période d'existence de la société Pallu.

Du confluent de la Sioule et du Sioulet (altitude 468 mètres) jusqu'à Barbecot, cette galerie aurait eu un développement de 8 à 9 kilomètres et aurait recoupé sur ce parcours, à une profondeur assez considérable, un grand nombre de filons connus à la surface. La hauteur asséchée aurait été de 70 mètres aux Combres, de 83 mètres à Pranal, de 95 mètres à Barbecot. Ce travail aurait été d'une exécution longue et dispendieuse, mais il aurait fourni des données précises sur la constitution d'une région qui est restée peu productive, et qui aurait peut-être donné des résultats importants si elle avait été mieux explorée.

Le prolongement de la galerie jusqu'à Rosier et à Roure aurait présenté également un réel intérêt; il aurait donné une dénivellation utile de 170 mètres à Pontgibaud, de 238 mètres à Rosier (orifice du stollen) et de 250 mètres à Roure, vers la hauteur du puits Virginie. On aurait pu atteindre sans épuisement les plus grandes profondeurs explorées jusqu'ici dans cette der-

nière région. Mais il faut reconnaître que l'exécution d'un travail aussi considérable, comprenant 18.600 mètres de galerie principale, 6 kilomètres de galeries secondaires et 40 puits, représentant ensemble 5.080 mètres, était hors de proportion avec les ressources de la Société à cette époque et avec les délais dont on pouvait disposer.

CONSTITUTION GÉOLOGIQUE DE LA RÉGION.

Les schistes cristallins sont le principal élément constitutif du sous-sol des concessions des Combres, de Barbecot et de Roure; leur composition varie d'ailleurs beaucoup d'un point à l'autre.

Leur zone inférieure est constituée par des gneiss granulitiques, le facies du gneiss normal faisant défaut dans la région; la zone supérieure est formée de micaschistes, ordinairement chloriteux, d'apparence et de dureté assez variables. La ligne de démarcation des deux assises est mal définie et difficile à tracer à la surface; elle est peu éloignée de l'axe de la zone métallifère, mais elle s'infléchit vers l'est à la hauteur de la partie moyenne de celle-ci. Il en résulte que la roche encaissante des filons présente un caractère gneissique bien net aux deux extrémités de la région exploitée, c'est-à-dire vers Pranal et vers Roure, tandis que les mines de la Brousse, la Grange et Mioche sont dans les schistes chloriteux.

Le plongement général des schistes cristallins est dirigé vers l'ouest; ces schistes sont d'ailleurs assez plissés et leur allure ne reste guère régulière sur de grandes étendues.

Au sud, le gneiss s'appuie sur un massif de granite à mica noir qui se développe surtout vers l'ouest, dans la direction de Gelles. Ce massif ne paraît pas avoir exercé d'influence directe sur la formation des filons métallifères;

ceux-ci ne le coupent nulle part, à la surface du moins. Il se pourrait qu'il en fût autrement en profondeur; en effet, la ligne de contact du granite et du gneiss, orientée d'abord est-ouest, dans le ravin de Neufond, près de Roure, tourne brusquement vers la direction nord-sud à la hauteur du puits Virginie; à partir de ce point elle court parallèlement à l'affleurement du filon de Roure, à une distance d'environ 500 mètres à l'ouest de celui-ci. Il est bien probable que le gneiss repose sur le granite suivant une surface peu accidentée, médiocrement inclinée sur l'horizon; dans cette hypothèse, le filon de Roure devrait pénétrer dans la roche granitique à une profondeur modérée, facilement accessible par des travaux souterrains.

Jusqu'ici on n'a pas encore constaté ce phénomène, bien que les travaux de Roure aient été poussés jusqu'à 270 mètres de la surface. Mais il semble que le voisinage du granite ait exercé une certaine influence sur la roche gneissique, très dure dans cette région et coupée de nombreux filons granulitiques. C'est ce que l'on constate depuis Roure jusque vers les villages de Say et de Saysoubre, au voisinage desquels se trouvent les derniers affleurements connus dans la direction méridionale.

Dans l'étendue des concessions de Pontgibaud, les schistes cristallins ne sont recouverts par aucune formation antérieure à la période tertiaire; les schistes cambriens, disséminés en lambeaux assez nombreux sur le plateau granitique qui supporte la chaîne volcanique des Puys, ne s'étendent pas jusqu'à la vallée de la Sioule; du côté opposé de celle-ci on n'en retrouve qu'un lambeau insignifiant, près de Gelles.

La série sédimentaire recommence dans la région par des arkoses miocènes dont on rencontre, vers le sud de la concession de Roure, quelques lambeaux, dépourvus d'intérêt au point de vue spécial qui nous occupe.

Une autre formation sédimentaire, encore plus récente, est au contraire assez répandue dans l'étendue des concessions de Pontgibaud : ce sont des alluvions ponceuses, avec sables et cailloux roulés, dont les éléments paraissent provenir du massif du Mont-Dore. Ces alluvions fluviatiles se rencontrent au-dessous de coulées de basalte qui les ont protégées contre l'érosion ; elles se rattachent au pliocène moyen (notation p^0 sur la feuille de Clermont). Le pliocène supérieur manque dans la région et les alluvions anciennes y sont peu développées. Il est cependant intéressant de signaler leur existence à Pranal, au-dessous de la coulée du volcan de Chalusset.

Roches éruptives. — Les roches éruptives sont abondantes dans la région de Pontgibaud. Les unes se rattachent au type acide et sont antérieures à la formation des filons, formation sur laquelle elles ont exercé une influence considérable, Les autres se rattachent au type basique ; elles se présentent en coulées et leur apparition, relativement récente, est postérieure au dépôt du remplissage métallifère.

Le type acide est représenté par des filons, soit de granulite à mica blanc et parfois à tourmaline, soit de microgranulite, prenant quelquefois l'aspect d'un porphyre quartzifère avec gros cristaux de feldspath. Cet aspect est particulièrement caractérisé dans un puissant filon qui coupe la vallée de la Sioule un peu en amont de Pranal. Les filons de granulite et de microgranulite traversent toute la masse des schistes cristallins ; ils sont extrêmement nombreux et les affleurements signalés sur la carte géologique ne représentent certainement qu'une faible partie de ceux qui existent. Ces affleurements sont assez difficiles à reconnaître ; masqués souvent par une assez forte épaisseur de terre végétale, ils se confondent avec elle par suite de l'intensité de la décomposition

qu'ils ont subie. Cette décomposition n'est d'ailleurs pas limitée au voisinage de la surface ; elle s'étend fréquemment à une profondeur considérable, ainsi qu'on a pu le constater dans les travaux souterrains. Il ne semble cependant pas qu'il faille en attribuer l'origine à la formation même des gîtes métallifères ; ceux-ci sont, il est vrai, très fréquemment encaissés dans une roche feldspathique si complètement kaolinisée que sa nature véritable est à peine reconnaissable, mais ce n'est pas là une règle absolue ; à Pranal, les filons de granulite sont restés durs et compacts malgré l'imprégnation métallifère qu'ils ont subie. Il semble bien plutôt que la décomposition de l'élément feldspathique ait été provoquée par une action superficielle et que l'étendue considérable de cette altération dans le sens vertical, constatée dans certains centres d'exploitation comme Roure et la Brousse, tienne simplement aux circonstances qui ont facilité la circulation des eaux atmosphériques ou prolongé la durée de leur action. Les considérations exposées plus loin sur le rôle des érosions locales feront mieux comprendre le sens et la portée de l'observation qui précède.

L'allure des filons de granulite et de microgranulite est aujourd'hui assez bien connue dans son ensemble par suite du développement des travaux souterrains ; elle est extrêmement irrégulière. La puissance de ces filons varie depuis quelques centimètres jusqu'à 15 ou 20 mètres ; leur direction oscille entre le nord-nord-est et le nord-nord-ouest ; elle est loin d'être uniforme pour un même filon. Dans certains points, notamment à Pranal, les filons s'anastomosent les uns avec les autres, formant ainsi un réseau très complexe. En faisant abstraction de ces irrégularités locales, on peut admettre que le faisceau des veines granulitiques est dans son ensemble orienté un peu à l'est du nord vrai, comme celui des filons métallifères.

L'éruption des granulites et des microgranulites a été suivie de celle de porphyrites (γ^2 de la feuille de Clermont), parfois micacées. Ces roches forment dans la région de Pontgibaud des filons assez peu nombreux et qui ne semblent pas avoir exercé d'influence bien sensible sur la formation des gîtes métallifères, bien que celle-ci leur soit évidemment postérieure. Un type bien net de ces roches se rencontre à Pranal, dans les travaux du filon Saint-Mathieu.

A l'époque tertiaire, l'Auvergne a été le siège d'une activité éruptive considérable qui s'est largement manifestée non loin de Pontgibaud, dans le massif du Mont-Dore d'une part, dans la chaîne des Puys d'autre part. Le Mont-Dore présente la disposition d'un grand volcan central; ses éruptions, tantôt acides, tantôt basiques, se sont prolongées pendant la plus grande partie des périodes miocène et pliocène. Les produits de la première phase d'activité éruptive y ont été principalement des roches acides, phonolithes, rhyolithes et perlites, assez peu développées relativement; puis sont venus les trachytes et les andésites, soit à sanidine, soit à augite et à hornblende. L'apparition des grandes coulées de basalte, qui se sont étalées tout autour du massif, correspond à la dernière période d'activité du volcan.

Les éruptions de la chaîne des Puys sont beaucoup plus récentes, probablement postpliocènes ; elles sont parfois acides (domites ou andésites), le plus souvent basiques et formées alors de basaltes et de labradorites. Parmi les roches de la première catégorie, les plus acides, c'est-à-dire les domites, se présentent sous forme de massifs isolés, de forme arrondie, dont le Puy-de-Dôme fournit le type; les andésites, au contraire, ainsi que les roches basiques, forment sur les pentes ou dans le fond des vallées des coulées étendues dont quelques-unes sont venues toucher la limite est des concessions

de Pontgibaud. On a vu plus haut que la coulée labradoritique de Louchadière, se superposant à une traînée basaltique plus ancienne, a barré le lit de la Sioule à Pontgibaud même, et provoqué ainsi la formation d'une plaine alluviale fort étendue en amont.

Dans l'intérieur des concessions des Combres, de Barbecot et de Roure, l'activité volcanique a été bien moins accentuée et de moindre durée que dans les deux grands centres mentionnés ci-dessus. Les roches acides de la série trachytique y font complètement défaut; les roches basiques y sont représentées par des basaltes d'âges divers. Les plus anciens (β^1 de la feuille de Clermont) occupent les points culminants de la région, c'est-à-dire, du sud au nord, le puy de Banson (1043^m), le puy de la Vialle (960^m), le puy de Neufond (970^m), le plateau de Laudine (875^m), et enfin le plateau coté 816-803 au nord de la Mothe. Ces basaltes forment souvent des massifs isolés, à contour extérieur irrégulièrement arrondi; leur altitude diminue régulièrement à mesure qu'on avance vers le nord et l'on pourrait à première vue les considérer comme des lambeaux d'une grande nappe émanée du Mont-Dore. Mais quand on examine de plus près la question on constate que ces basaltes s'allongent parfois en coulées dirigées perpendiculairement à la direction de la Sioule (Banson, Laudine), et que leur surface inférieure présente une inclinaison dirigée constamment vers la grande vallée. Il est donc bien probable que ce sont des produits d'éruptions indépendantes et que l'absence d'évents volcaniques reconnaissables tient simplement à l'importance de la dénudation. Celle-ci a dû être considérable, car ces basaltes recouvrent les alluvions supérieures du pliocène moyen ; ils appartiennent, d'après les recherches les plus récentes (*), au commencement du pliocène supérieur.

(*) Michel Lévy : *Bulletin de la Société géologique de France*, 3e série, t. XVIII, p. 778.

Vers le sud de la concession de Roure, on rencontre des basaltes compacts comme les précédents, mais dont les coulées se sont épanchées à un niveau bien inférieur. L'une d'elles recouvre le plateau où est bâti le village de Roure ; elle a été traversée dans le fonçage du puits Virginie. L'autre occupe, à partir du village de Say, le ravin qui se dirige de ce village vers la Sioule, et se prolonge ensuite sur la rive gauche de cette rivière ; on peut facilement l'observer au voisinage de la route avec un facies columnaire bien caractérisé. Ces basaltes en coulées (β^2 de la feuille de Clermont) ont apparu à la fin du pliocène supérieur ou au commencement du quaternaire ; on ne peut déterminer leur point d'origine aux environs de Roure, mais il est possible, dans certains points de la région du Mont-Dore, d'établir les relations de basaltes analogues avec des débris de cratères encore reconnaissables.

Une relation semblable est facile à établir pour le basalte quaternaire (β^3 de la feuille de Clermont) qui a fait éruption à Chalusset, près de Pranal. On observe, en effet, dans cette localité un cône de scories d'où est sortie une nappe basaltique s'étendant dans la vallée de la Sioule jusqu'au delà des affleurements des filons des Combres. Cette nappe recouvre une partie des affleurements des filons de Pranal ; elle en est séparée par des alluvions quaternaires indiquant que le basalte a coulé, lors de son éruption, dans le fond d'une ancienne vallée.

Dans les travaux du filon Saint-Mathieu, à Pranal, on a rencontré une sorte de cheminée remplie de cendres volcaniques ; on l'a considérée comme représentant un évent latéral du volcan de Chalusset. Cette explication est admissible, mais elle est malheureusement fondée sur des données fort incomplètes, car l'exploration de la cheminée en question a été arrêtée presque immédiatement à cause de la grande quantité d'eau qu'elle donnait.

C'est un basalte analogue à celui de Chalusset qui occupe le fond de la vallée de la Sioule, en aval de Pontgibaud ; on ne retrouve plus actuellement aucun indice permettant de reconnaître son point d'éruption. La vallée de la Sioule s'est creusée de 10 à 15 mètres, depuis qu'ont apparu ces basaltes modernes.

DESCRIPTION DES GÎTES MÉTALLIFÈRES.

La zone métallifère de Pontgibaud peut se subdiviser en trois régions principales :

1° Au nord, la région de Pranal, groupée autour des travaux de la mine du même nom et comprenant, avec cette mine, les travaux des Combres à l'ouest, de Barbecot et de Brot à l'est, et quelques recherches d'importance secondaire ;

2° Au centre, la mine de la Brousse, à laquelle se rattachent les recherches de Bromont, de la Mothe et de Bouzarat ;

3° Au sud, les mines de Rosier et de Roure, qui ont été les plus productives du district de Pontgibaud.

On peut y rattacher, au nord, les anciens travaux de Mioche et de la Grange ; au sud, les recherches de Say et de Saysoubre, le tout paraissant porter sur un seul faisceau de fractures. A l'ouest se trouvent les anciens travaux du filon Saint-Denis, à l'est la recherche infructueuse de la Rancoule.

Groupe de Pranal.

Travaux des Combres. — Les affleurements des Combres se trouvent sur la rive gauche de la Sioule à 400 mètres environ en amont du moulin du même nom. Orientés heure I de la boussole, c'est-à-dire environ N. 10° O., ils sont composés principalement de quartz.

On y avait exécuté, vers 1828, trois puits profonds de 12 mètres qui avaient fait constater l'existence de travaux anciens.

Les recherches furent reprises en 1855 par la nouvelle société; elle se borna à se rendre compte de la puissance du filon et de la richesse de son remplissage en attaquant quelques massifs restés en place; elle abandonna bientôt ces travaux peu productifs.

Le filon s'y était montré avec une puissance de $0^m,20$ à $0^m,25$ seulement; son remplissage était quartzeux avec de la pyrite disséminée et des mouches de galène renfermant 3.000 à 3.500 grammes d'argent par tonne de plomb.

En 1888, on a entrepris des recherches sur la rive droite de la Sioule, à 300 mètres au nord des anciens travaux; on a exécuté quelques tranchées superficielles et une quarantaine de mètres de galeries. Le filon, puissant de $0^m,25$ à $0^m,30$, avait la même allure que sur la rive gauche; il était encaissé dans le micaschiste, et accompagné d'un filon de roche feldspathique fortement kaolinisée. Il présentait probablement le même caractère dans les anciens travaux, sans qu'on puisse aujourd'hui rien affirmer de précis à cet égard.

Travaux de Chalusset. — En 1846 et en 1854, des travaux de recherches ont été exécutés en galerie sur deux filons situés près du village de Chalusset. Ces filons présentaient les mêmes traits généraux que ceux des Combres, c'est-à-dire une orientation heure I, et une puissance de $0^m,40$ à $0^m,50$ avec un remplissage composé de quartz, de pyrite et d'une faible proportion de galène riche en argent. On y a exécuté en tout une trentaine de mètres de galeries.

D'après MM. Rivot et Zeppenfeld, des recherches peu étendues auraient été entreprises vers 1846 sur d'autres affleurements de la même région. Exécutées très près de

la surface, elles auraient rencontré presque immédiatement les basaltes, sans qu'on eût constaté aucune altération du remplissage au voisinage de ceux-ci. Ce fait prouverait, d'après MM. Rivot et Zeppenfeld, que le dépôt du remplissage serait postérieur à l'éruption de la roche basaltique. Le raisonnement est peu concluant; dans cette hypothèse on ne comprendrait pas que les filons ne se prolongent jamais dans les basaltes. L'absence d'altération des affleurements dans la nappe basaltique ne prouve rien d'ailleurs ; car ces affleurements ont été protégés contre l'action thermique de la coulée par une certaine épaisseur d'alluvions caillouteuses.

Il ne semble pas qu'on ait rencontré aux Combres et à Chalusset les dégagements d'acide carbonique qui ont été si gênants à Pranal.

Mine de Pranal. — Cette mine a été le siège principal des travaux souterrains dans la région de Pontgibaud, depuis 1826 jusqu'en 1844; inondée à cette époque par suite d'un accident arrivé aux pompes, elle est restée abandonnée jusqu'en 1854. Depuis cette dernière date, l'exploitation n'y a jamais été suspendue; mais son siège s'est déplacé. Elle portait primitivement sur un réseau filonien complexe, situé à l'est; peu à peu, elle s'est déplacée vers l'ouest en suivant un filon croiseur, dit filon Suzanne, et a fini par se développer sur un grand filon situé à l'ouest, connu sous le nom de filon Saint-Mathieu; elle y est concentrée aujourd'hui (*).

Filon Henri. — Le premier filon découvert a été le filon Henri ; ce filon, orienté N. 40° E. et plongeant de 80 degrés vers le S. E., a été reconnu sur plus de 600 mètres en direction.

(*) Voir planches XIII et XVI.

Il a été exploré sur les deux rives de la Sioule, mais il ne s'est montré bien productif nulle part. Sur la rive droite, il est encaissé dans un gneiss compact et se compose principalement de granulite très dure, d'une structure un peu schisteuse; cependant on y a rencontré une certaine quantité de minerai entre la galerie d'écoulement et le niveau de 20 mètres, à une distance de 200 à 300 mètres du puits incliné du Chalard. Ce puits est relié aux travaux de la rive gauche de la Sioule par une seule galerie, le niveau de 70 mètres; ce niveau a rencontré un peu de minerai vers le pied du puits, mais il est resté improductif partout ailleurs. Dans les travaux du Chalard, la galène est ordinairement à grandes facettes, assez pauvre en argent; le remplissage présente d'ailleurs les mêmes caractères qu'au sud de la Sioule.

Le puits Saint-Martin, centre principal d'exploitation de la région est de Pranal, est situé immédiatement au bord de la rivière; sa profondeur, de 73 mètres au-dessous de la galerie d'écoulement, n'a pas été modifiée depuis 1850.

Au sud de ce puits, le filon a été l'objet d'explorations étendues tant au niveau d'écoulement qu'aux niveaux de 50 et de 70 mètres.

Sa roche encaissante est partout un gneiss assez dur; son remplissage est formé d'une roche feldspathique en fragments anguleux, de quartz et de barytine; la galène moyennement riche en argent (1.200 à 1.500 grammes d'argent par tonne de plomb) ne s'y est rencontrée avec quelque abondance que dans une région commençant à une vingtaine de mètres du puits Saint-Martin, vers la rencontre du filon Suzanne, et se terminant à une centaine de mètres plus au sud, vers l'intersection du filon Saint-Armand. Près de cette intersection, on a rencontré une quantité notable de bournonite.

La colonne métallifère du filon Henri a été exploitée

depuis le niveau de 50 mètres jusqu'à l'affleurement du filon sous la coulée basaltique de Chalusset, affleurement rencontré à quelques mètres au-dessus de la galerie d'écoulement. Elle constitue une exception dans la constitution du filon Henri; ce gîte, dans son ensemble, mérite assez bien la qualification de croiseur que Rivot lui avait appliquée.

Au sud du filon Saint-Armand, le filon Henri est devenu presque immédiatement stérile en se resserrant dans le gneiss dur; sa puissance, qui était de 1 mètre à $1^m,50$ dans la partie productive, s'est réduite d'abord à $0^m,80$, puis à $0^m,60$; le remplissage se composait de quartz empâtant des débris de roche feldspathique. Le filon a conservé les mêmes caractères jusqu'à l'intersection du filon Amantine et à une certaine distance au delà. Au niveau de la galerie d'écoulement l'exploration a été poussée jusqu'à 300 mètres au sud du puits Saint-Martin; elle a été arrêtée à la rencontre du basalte.

A une époque beaucoup plus récente, on a rencontré dans les travaux du filon Saint-Mathieu, aux niveaux de 50 mètres et de 70 mètres, une veine composée de granulite, de quartz et d'un peu de blende, qui paraît représenter le prolongement du filon Henri. Cette veine traverse le filon Saint Mathieu sans le rejeter et les deux remplissages se confondent; ils doivent donc être d'origine contemporaine.

Le filon Henri, bien que peu productif par lui-même, a été le point de départ des travaux de Pranal. Les recherches de l'ancienne société se sont développées exclusivement à l'est de ce filon; celles de la nouvelle société ont été au contraire poussées principalement à l'ouest. Les premières avaient fait découvrir trois filons, dits Saint-Armand, Saint-Félix et Amantine; les autres ont conduit à la découverte du filon Suzanne d'abord, du filon Saint-Mathieu ensuite.

Filon Saint-Armand. — Ce filon se détache du filon Henri à 160 mètres au sud du puits Saint-Martin (au niveau d'écoulement); il est orienté N. 5° E.; son plongement est vertical près du filon Henri et devient d'environ 75 degrés à une certaine distance vers l'est. Sa puissance varie de $0^m,30$ à $0^m,80$; elle est de $0^m,50$ en moyenne. Son remplissage se compose de quartz, de barytine médiocrement abondante, d'un peu de pyrite et enfin de galène; la granulite en fragments était abondante dans les zones supérieures, elle devenait plus rare vers le niveau de 90 mètres où les débris anguleux du gneiss encaissant étaient relativement prédominants.

En même temps que cette substitution s'opérait, la valeur productive du filon diminuait; assez grande depuis l'affleurement sous le basalte jusqu'au niveau de 70 mètres, elle était beaucoup moindre à 90 mètres. La teneur relative en argent diminuait en même temps; par tonne de plomb, elle n'était plus que de 1.600 à 1.800 grammes, tandis qu'elle avait atteint 2.500 grammes près de l'affleurement.

D'après Rivot, le rendement moyen du minerai brut aurait été de 20 p. 100 de schlich à 60 p. 100 de plomb, ce qui correspond à 12 p. 100 de ce métal. Dans les travaux plus récents, le rendement en plomb s'est réduit à 8 p. 100.

En direction, le filon Saint-Armand a été productif sur une centaine de mètres, depuis le point où il se détache du filon Henri jusqu'un peu au delà du puits Bontoux. Au delà de ce puits, il se dévie vers la direction N. 30° E., se resserre dans le gneiss dur, devient assez irrégulier d'allure et semble finir par se réunir au filon Amantine.

Le puits Bontoux, qui a servi à l'exploitation des filons Saint-Armand, Saint-Félix et Amantine, recoupe le filon Saint-Armand un peu au-dessous de la galerie d'écoulement. Il débouche au jour à 65 mètres environ au-dessus

de cette galerie et il a été approfondi suffisamment au-dessous pour permettre l'ouverture du niveau de 90 mètres sur le filon Saint-Armand : ce niveau n'a d'ailleurs qu'un développement peu important, 75 mètres environ. Sur les autres filons de la région, les travaux n'ont pas dépassé en profondeur le niveau de 70 mètres.

Filon Saint-Félix. — Ce filon est parallèle au filon Saint-Armand; il en est distant horizontalement de 25 mètres environ. Il a été suivi sur une soixantaine de mètres en direction; il s'est montré régulier d'allure, mais peu productif; on y a rencontré cependant, vers la galerie d'écoulement et vers le niveau de 50 mètres, quelques massifs exploitables.

Le remplissage de ce filon ressemblait beaucoup à celui du filon Saint-Armand; mais la galène y tenait seulement 1.500 grammes d'argent par tonne de plomb. D'après Rivot, le rendement moyen du minerai brut aurait été de 20 p. 100 de schlich, à 50 p. 100 de plomb, ce qui correspond à 10 p. 100 de ce métal.

Filon Amantine. — Ce filon est séparé du filon Saint-Félix par un intervalle horizontal de 25 mètres environ, c'est-à-dire sensiblement égal à celui qui existe entre le filon Saint-Armand et le filon Saint-Félix. Il est orienté N. 175° E. (N. 5° O.); son plongement, dirigé vers l'est, comme celui des deux filons précédents, est de 65 à 70° seulement.

Il s'est montré productif à partir du voisinage immédiat du filon Henri et est resté tel sur une longueur de plus de 100 mètres. Les travaux antérieurs à 1844 y avaient atteint une profondeur d'environ 40 mètres au-dessous de la galerie d'écoulement; ils avaient été exécutés par descenderies, dans des conditions assez difficiles au point de vue de l'épuisement. Ceux de la société nouvelle n'ont pas dépassé le niveau de 70 mètres.

Les efforts faits par l'ancienne société pour exploiter en profondeur le filon Amantine s'expliquent par la richesse de ce filon qui avait une puissance d'environ 2 mètres près du filon Henri, de 0m,50 à 1 mètre en allure normale et qui de plus fournissait une proportion élevée de galène, à l'origine du moins. En effet, dans les anciens travaux du filon Amantine, le rendement en plomb atteignait 30 à 40 p. 100 du poids du minerai brut; ce rendement s'est réduit à 8 p. 100 dans les travaux exécutés par la nouvelle société. Le plomb tenait 3.500 grammes d'argent par tonne près de la surface, 2.500 grammes seulement dans les niveaux inférieurs.

Le remplissage renfermait une forte proportion de granulite en fragments, de la barytine, une faible quantité de quartz et très peu de pyrite. La galène s'y raréfiait progressivement dans la direction du sud, en même temps que la granulite devenait moins abondante.

Le filon Amantine se réunit au filon Saint-Armand à 125 mètres environ au sud du puits Bontoux; vers cette jonction, la granulite disparaît complètement, ainsi que le minerai; le gneiss forme les deux épontes, et le remplissage ne se compose plus que de quartz laiteux, avec salbandes d'argile noirâtre.

L'exploration de la veine stérile, qui représente les deux filons réunis, a été effectuée principalement au niveau d'écoulement; à ce niveau, elle a été poussée jusqu'à une distance de 410 mètres du puits Bontoux, soit environ 650 mètres du puits Saint-Martin. Elle a fourni des résultats peu concluants et vient seulement d'être reprise sur des bases nouvelles.

La veine quartzeuse, suivie primitivement, avait d'abord présenté une certaine régularité d'allure, tout en restant improductive; peu à peu elle s'était amincie. A une distance de 200 mètres à partir du puits Bontoux, elle était réduite à une simple cassure argileuse, avec

un peu de quartz, orientée N. 45° E., plongeant vers le nord-ouest sous un angle très voisin de la verticale.

En même temps apparaissait au mur une roche feldspathique très différente de la granulite qui accompagnait la galène dans les zones productives. C'est un porphyre très dur, à gros cristaux d'orthose, tout à fait analogue à celui qu'on observe à la surface, près de la Sioule, à une centaine de mètres en amont du puits Saint-Martin. La puissance du filon est en ce point d'une quinzaine de mètres; elle est encore plus forte dans les travaux souterrains, car une recoupe poussée au niveau de 50 mètres sur une quarantaine de mètres de longueur, n'aurait pas traversé entièrement le filon porphyrique. Toutes les données que l'on possède semblent bien indiquer que ce grand filon, dirigé vers le N. N. E., a opposé une résistance considérable au passage des filons Saint-Armand, Saint-Félix et Amantine et qu'ils les a amenés à se réunir en une cassure unique, stérile et plongeant en sens inverse de l'inclinaison présentée par ces filons dans leurs zones productives.

Des recherches faites à l'ouest du filon de porphyre n'ont donné aucun résultat; la plus importante, commencée à 275 mètres du puits Bontoux, a traversé 45 mètres de gneiss dur, puis a rencontré une fissure (point γ du plan, Pl. XIII) remplie de cendres volcaniques. Cette fissure, que l'on a considérée comme un évent latéral du volcan de Chalusset, donnait beaucoup d'eau; on n'a pas cru devoir poursuivre plus loin les recherches dans ce sens.

L'étude du plan d'ensemble des travaux conduit à se demander si la cassure stérile explorée à l'extrémité sud des travaux du puits Saint-Martin, ne représente pas le prolongement non seulement du faisceau est de Pranal, mais aussi du filon Saint-Mathieu, qui se développe dans la région ouest sur plus d'un kilomètre d'étendue. Le ni-

veau de 70 mètres du filon Saint-Mathieu arrive, en plan, à une quarantaine de mètres seulement du point γ, mais aucune communication n'existe actuellement entre les deux systèmes de travaux. L'avancement vers le sud de la galerie d'écoulement, suspendu pendant de longues années, a été repris récemment. Il a montré d'abord une puissante fracture où des bandes de gneiss décomposé alternent avec des zones argileuses, le tout appuyé sur le grand filon porphyrique mentionné plus haut. Les progrès de l'avancement dans ces roches fissurées ont provoqué une venue d'eau considérable, dont le chiffre semble devoir se maintenir entre $2^{m3},8$ et 3 mètres cubes d'eau par minute; il en est résulté non seulement une suspension momentanée des travaux de recherches, mais encore une inondation des travaux du filon Saint-Mathieu, par l'intermédiaire d'anciens abatages.

Jusque là on n'avait eu à faire face, dans les travaux de Pranal, qu'à un épuisement de 700 à 800 litres par minute; l'accroissement de la venue d'eau par suite du développement des recherches au sud a eu momentanément des inconvénients assez sérieux, mais en compensation il peut être considéré comme un indice favorable au point de vue de la probabilité de succès de ces recherches.

Filon Suzanne. — Les travaux de Pranal étaient restés longtemps limités à la région orientale dont nous venons de donner la description. Vers l'année 1858, on fut amené à entreprendre à l'ouest du filon Henri des recherches qui devaient aboutir à la création d'un nouveau siège d'exploitation.

Ces recherches eurent pour point de départ un faisceau de veines insignifiantes, qui se détachaient du filon Henri au niveau d'écoulement, vers un point situé à 125 mètres au sud du puits Saint-Martin. Ces veines

avaient été recoupées par une petite traverse pendant la dernière période d'activité de l'ancienne société; on n'y avait attaché alors aucune importance. Lorsqu'on les explora plus méthodiquement, on constata qu'elles se développaient vers l'ouest et qu'elles reliaient le filon Henri à un autre filon, dirigé N. 170°E. (N. 10°O.), c'est-à-dire presque parallèle au filon Amantine et plongeant comme lui vers l'ouest sous un angle de 70°; cette inclinaison va en augmentant progressivement dans la direction de l'ouest.

Le nouveau filon, désigné sous le nom de filon Suzanne, avait une puissance variant entre $0^{m},40$ et $0^{m},80$ avec une moyenne de $0^{m},60$; son remplissage se composait de fragments de roche granulitique, de quartz tantôt blanc, tantôt noirâtre, d'un peu de barytine, de blende et de pyrite, enfin de galène tenant 2.500 grammes d'argent par tonne de plomb.

La zone productive commençait à une dizaine de mètres du filon Henri; elle s'est développée en direction sur 200 mètres, jusqu'à la rencontre d'un croiseur sensiblement perpendiculaire, présentant un remplissage de microgranulite très compacte avec un peu de quartz, mais sans minerai. En hauteur, la zone productive du filon Suzanne s'est élevée jusqu'à l'affleurement; elle est descendue jusqu'au niveau de 50 mètres et quelques abatages ont pu encore être ouverts au niveau de 70 mètres (Pl. XVII).

Le minerai brut du filon Suzanne donnait en moyenne un rendement en plomb représentant 8 p. 100 de son poids.

Au delà du croiseur, on voit disparaître non seulement le remplissage métallifère, mais encore la roche granulitique. Le filon n'est plus représenté que par une fente dans le gneiss, fente qui semble même disparaître complètement avant d'atteindre le filon Saint-Mathieu.

A une centaine de mètres de sa jonction avec le filon

Henri, le filon Suzanne lance dans la direction N. 20° E. une branche, dite veine est du filon Suzanne, qui bientôt dévie vers N. 45° E. en perdant toute valeur productive.

Son remplissage est formé de granulite et de quartz avec un peu de galène tenant seulement 1.200 grammes d'argent par tonne de plomb; il n'a pas plus de $0^m,10$ de puissance entre des épontes de gneiss et va ensuite en s'amincissant progressivement. Il a été l'objet d'abatages peu étendus près de sa jonction avec le filon Suzanne.

Vers cette jonction, du côté opposé du filon principal, on observe quelques veines minces qui représentent peut-être le prolongement de la même fracture.

Filon Saint-Mathieu. — Ce filon a été découvert en 1861, par une traverse poussée des travaux du filon Suzanne au niveau de 8 mètres; son exploration a d'abord été développée au moyen de traverses analogues ouvertes à 50 et 70 mètres. En 1868 on se décida à foncer le puits Saint-Georges pour faciliter l'exploitation du nouveau gîte.

Les travaux du filon Saint-Mathieu se développent actuellement jusqu'à la profondeur de 110 mètres, la plus considérable que l'on ait atteinte dans la région de Pranal. Leurs points extrêmes sont distants d'environ 1.200 mètres dans le sens horizontal; le filon lui-même présente un développement bien caractérisé sur 1.000 mètres au moins et il a été productif sur une grande partie de cette étendue.

La direction du filon Saint-Mathieu est très variable, même dans les parties où l'allure de ce filon est bien réglée : au nord de la Sioule elle est d'environ N. 24° E.; elle devient N. 45° E. vers le puits Saint-Georges, puis revient à N. 24° E. Plus au sud le filon s'infléchit encore davantage dans le même sens et son orientation devient

nord-sud; il semble se réunir, avec les filons Saint-Armand et Amantine, en une grande fracture unique, stérile, déjà décrite plus haut.

L'inclinaison du filon est partout dirigée vers l'ouest, sauf au voisinage du puits Saint-Georges, où elle se renverse momentanément après avoir passé par la verticale; elle est ordinairement de 70 à 80 degrés, mais elle tombe à 65 degrés dans la région méridionale.

Le filon Saint-Mathieu est encaissé dans le gneiss, comme les autres filons de Pranal; sa puissance varie de $0^m,60$ à $1^m,20$. Son remplissage se compose ordinairement de granulite en débris anguleux, de quartz blanc ou noir, de pyrite, de blende, de galène, accessoirement de bournonite et de tétraédrite. Ce remplissage est dur et compact; les éléments feldspathiques qu'il renferme à l'état bréchiforme n'ont pas subi la décomposition que l'on constate si souvent dans les autres filons de Pontgibaud, à Roure et la Brousse notamment. Ce caractère lui est d'ailleurs commun avec tous les filons de Pranal. Les filons de cette région renferment assez souvent des géodes tapissées de cristaux de quartz, de barytine et de galène; on y rencontre également des cristaux de bournonite et de tétraédrite, beaucoup plus rares que les précédents, mais parfois de dimensions considérables.

Le filon Saint-Mathieu présente deux zones métallifères : la principale a pour centre le puits Saint-Georges; l'autre, moins importante, est située dans la région méridionale des travaux.

La première zone commence à 200 mètres environ du puits Saint-Georges. Au nord de la Sioule, elle a été exploitée entre les niveaux de 50 mètres et de 110 mètres; au sud de la rivière, elle se continue sur environ 400 mètres en direction. Dans cette région, elle remonte vers la surface et finit par venir affleurer sous le basalte,

mais en même temps son étendue en profondeur se restreint, bien que le niveau de 110 mètres ait été exploité, d'une manière plus ou moins continue, sur une longueur de 250 mètres environ à partir du puits Saint-Georges. Dans toute cette colonne métallifère, la proportion de blende augmente ordinairement d'une manière bien caractérisée avec la profondeur.

Après avoir traversé une zone à peu près stérile sur une centaine de mètres en direction, les niveaux du filon Saint-Mathieu ont rencontré une nouvelle région productive, mais moins étendue et moins riche en argent que la première. Les plombs qui en proviennent ne tiennent, en effet, que 1.800 à 2.000 grammes d'argent par tonne, tandis que ceux de la première colonne en renfermaient 2.500 grammes. Le remplissage est moins blendeux; la granulite qu'il renferme est très riche en éléments feldspathiques.

Le rendement moyen du minerai brut n'est pas très élevé pour le filon Saint-Mathieu. En minerai lavé, tenant 50 p. 100 de plomb, il est de 10 à 12 p. 100 seulement, ce qui représente 5 à 6 p. 100 de plomb dans le remplissage.

La granulite n'est pas la seule roche feldspathique que l'on rencontre dans la région sud du filon Saint-Mathieu. Les niveaux de 70 mètres et de 90 mètres y ont traversé pendant quelque temps un orthophyre à pâte vert-noirâtre, avec cristaux d'orthose blancs, étroits et allongés; cette roche est très différente de celle qui constitue le grand filon limitant vers l'est les travaux de Pranal. Elle semble former un filon dirigé sensiblement nord-sud, qui aurait été réouvert sur une certaine étendue par la cassure métallifère; celle-ci s'y est montrée à peu près stérile.

Elle est d'ailleurs fréquemment bifurquée dans cette région, et les deux branches donnent lieu à des abatages

parfois assez productifs, mais toujours irréguliers. Aux avancements sud des niveaux de 50 mètres et 70 mètres, le filon était stérile et resserré dans le gneiss; aux niveaux de 90 mètres et de 110 mètres, on n'a pas exploré la région correspondante.

Le mode de terminaison du filon du côté du nord est plus obscur que du côté du sud. A l'extrémité de la zone riche, au delà de la Siotule, le gîte s'est brusquement resserré dans un gneiss très dur, et la roche feldspathique du remplissage a disparu. La plupart des niveaux ont été arrêtés presque immédiatement après avoir dépassé la colonne exploitable; celui de 70 mètres a seul été poussé assez loin au delà de cette colonne pour fournir quelques données précises. Une recherche dirigée vers l'ouest, sur une longueur de 80 mètres, est restée dans le gneiss sans trouver aucune trace de filon; dans la direction opposée, on a recoupé à 100 mètres de distance un filon granulitique avec un peu de minerai, et 50 mètres plus loin un filon analogue, mais absolument stérile. Peut-être le premier représente-t-il le prolongement du filon Saint-Mathieu, mais les recherches y ont été trop peu développées pour qu'on puisse rien affirmer à cet égard.

Plus au nord, en remontant le ravin de Chabanne, en dehors de la région concédée, mais près de sa limite, on observe un affleurement assez bien caractérisé qui semble correspondre à l'alignement général du faisceau de Pranal, et sur lequel il serait intéressant d'entreprendre quelques explorations.

Le filon Saint-Mathieu, comme tous les filons de Pranal, donne lieu à des dégagements d'acide carbonique assez importants pour gêner souvent les travaux d'avancement. Pour pouvoir conduire ces travaux sans trop de difficultés, on est obligé d'avoir recours à la ventilation artificielle.

Des dégagements analogues d'acide carbonique se ma-

nifestent dans la plupart des filons qui affleurent dans la vallée de la Sioule ; on peut les constater facilement dans le lit de la rivière et dans le canal d'arrivée des eaux motrices, en amont de Pranal, entre cette mine et les anciens travaux de Barbecot. Dans ces derniers, la question de l'aérage avait été autrefois une difficulté assez sérieuse. Les recherches des Combres, au contraire, ne semblent pas avoir été gênées par les émanations gazeuses.

L'origine de ces émanations doit probablement être cherchée dans le voisinage de l'évent volcanique de Chalusset ; c'est du moins ce que l'on peut présumer d'après l'analogie existant entre ces phénomènes et ceux que l'on constate dans les environs de Royat, à proximité d'un autre centre d'éruptions modernes.

Travaux de Barbecot (Pl. XIII).— Ces travaux ont porté sur un filon sensiblement parallèle au filon Henri de Pranal, c'est-à-dire orienté N. 40° E. et plongeant de 80 degrés vers le sud-est. Ils ont été commencés au XVIIIe siècle, repris en 1830, abandonnés en 1844, à la suite d'une inondation, repris de nouveau en 1853 et abandonnés définitivement en octobre 1863.

Ils forment deux groupes séparés par la Sioule ; les plus importants sont situés au nord de cette rivière.

Les travaux antérieurs à 1844 avaient été exécutés presque exclusivement en galerie d'écoulement, sauf quelques descenderies insignifiantes poussées au-dessous du niveau des eaux ; ils avaient rencontré au début une colonne métallifère très riche en argent (3 à 4 kilogrammes d'argent par tonne de plomb), mais plus loin la teneur avait beaucoup diminué et était même tombée à 700 grammes.

En 1853, on fonça, à 125 mètres environ de la Sioule, un puits incliné dans le filon, dit puits Léontine, et on

exécuta deux galeries, l'une au niveau de 20 mètres, avec un développement de 300 mètres ; l'autre au niveau de 35 mètres, avec un développement de 150 mètres. On y retrouva, près du puits Léontine, la colonne métallifère sur laquelle les anciens exploitants avaient travaillé, mais cette colonne s'amincissait en profondeur et disparaissait presque complètement au-dessous du niveau de 20 mètres. La proportion relative de galène y était faible et la teneur en argent ne dépassait pas 1.500 à 1.800 grammes par tonne de plomb.

Vers l'extrémité nord des recherches en profondeur, on avait trouvé une autre région métallifère, mais elle était encore moins productive que celle du puits Léontine. Aussi abandonna-t-on en 1863 ces travaux, bien que la venue d'eau y fût modérée et que les dégagements d'acide carbonique y fussent moins gênants que dans les travaux situés au sud de la Sioule.

Ceux-ci étaient desservis par le puits Sainte-Barbe, puits vertical profond de 40 mètres. Une galerie est-ouest, longue d'une centaine de mètres et exécutée au niveau de 35 mètres, avait recoupé trois veines ; la plus orientale avait été suivie au nord sur 40 mètres environ jusqu'au milieu du lit de la Sioule. Cette veine paraît correspondre au prolongement du filon de Barbecot ; elle est peu métallifère et la galène y tient 1.600 grammes d'argent par tonne de plomb. Comme d'ailleurs elle donnait beaucoup d'eau et que l'acide carbonique y était très abondant, on ne tarda pas à en arrêter l'exploration.

Le remplissage du filon de Barbecot présente les mêmes caractères que celui des filons de Pranal. L'élément le plus abondant est une roche granulitique à l'état fragmentaire, ressoudée par du quartz et de la barytine avec galène peu abondante. La puissance de ce remplissage atteignait jusqu'à 2 mètres dans la région nord,

aux points de séparation de certaines branches latérales ; elle était de 0m,60 à 1 mètre sur la rive gauche de la Sioule. La proportion relative de quartz était plus importante dans cette région que sur la rive droite. La roche encaissante est partout le gneiss dur.

Travaux de Brot (Pl. XIII). — Au nord des travaux de Barbecot, à Brot, on a exécuté, de 1854 à 1860, des recherches sur deux filons orientés N. 20° E. dans leur partie nord, nord-sud à leur extrémité sud ; ils plongent vers l'est comme le filon de Barbecot. Ils semblent converger avec ce filon en un point situé non loin du puits Sainte-Barbe ; peut-être pourrait-on les assimiler aux veines rencontrées du côté de l'ouest par la galerie exécutée au fond de ce puits.

Les caractères généraux des filons de Brot rappellent ceux des filons de Barbecot ; le remplissage se compose de débris de granulite, d'un peu de quartz et de barytine, d'une assez forte proportion de matières ferrugineuses représentant sans doute de la pyrite décomposée, enfin de galène à grandes facettes, tenant seulement 500 grammes d'argent par tonne de plomb. La puissance moyenne du remplissage est faible, 0m,40 à 0m,60 seulement.

Les travaux exécutés à Brot comprenaient deux niveaux, ouverts, en galeries d'écoulement, à 20 mètres de distance verticale, sur 250 mètres environ en direction.

Le premier a rencontré une quantité de galène assez importante, mais le niveau inférieur s'est montré presque stérile. Cette circonstance, jointe à la faible teneur du minerai en argent, a fait abandonner les travaux.

Affleurements divers situés dans la concession de Barbecot. — Les affleurements de filons sont très nombreux dans la concession de Barbecot ; entre cette mine et

Pranal, il en existe un grand nombre, qui n'ont jamais été l'objet d'une exploration sérieuse. Il en est de même en ce qui concerne la concession des Combres, entre Montfermy et Pranal ; il est regrettable, au point de vue de la reconnaissance de ces gîtes, qu'on n'ait donné aucune suite au projet de galerie d'écoulement mentionné plus haut.

A l'est de la vallée de la Sioule, en amont de Barbecot, on a exploré sommairement deux gîtes qui ne paraissent pas avoir une bien grande importance.

Le premier affleure au S. S. O. du village de Villelongue, dans un ravin qui descend vers Péchadoire. On y a exécuté, vers 1884, une galerie de 20 à 25 mètres de long et un puits de 30 mètres de profondeur. Le filon, encaissé dans le gneiss, avait 0m,80 à 1m,50 de puissance ; il se composait de débris d'une roche feldspathique assez décomposée, de quartz, de blende en assez grande abondance et de galène tenant 1.500 grammes d'argent par tonne de plomb. La galène n'était pas en forte proportion ; l'eau et l'acide carbonique gênaient les travaux ; ceux-ci ont par suite été abandonnés au bout de peu de temps.

Dans la vallée de la Sioule, entre Péchadoire et Fougères, un petit puits a été foncé sur un affleurement de glaise noirâtre : on a ouvert au fond une galerie de 12 mètres. On a suivi ainsi un filon de roche feldspathique altérée, avec un peu de quartz et une petite quantité de zinkénite, tenant 5 kilogrammes d'argent par tonne. Ces travaux n'ont pas été assez productifs pour qu'on ait cru devoir les poursuivre.

Région entre Pranal et La Brousse.

Travaux de la Combe. — Au sud-ouest des travaux de Pranal, au-dessus du village du même nom, on a exécuté,

vers 1880, une petite recherche en galerie sur un affleurement barytique. On a constaté l'existence d'un filon nord-sud, de $0^m,50$ à $0^m,60$ de puissance, composé principalement de quartz avec débris d'une roche feldspathique décomposée et mouchetée de galène tenant seulement 500 à 600 grammes d'argent par tonne de plomb. L'exploration a été arrêtée au bout d'une vingtaine de mètres. Le prolongement du filon de la Combe semble passer entre le groupe de Pranal et celui de Chalusset.

Au sud de la Combe, le gneiss passe peu à peu au micaschiste; jusqu'à La Mothe, c'est-à-dire sur une étendue de plus d'un kilomètre dans la direction nord-sud, on ne rencontre à la surface aucun indice métallifère bien caractérisé. On observe seulement des débris quartzeux ou barytiques et des colorations ocreuses, indices probables de l'existence de filons; on aperçoit en outre des affleurements kaoliniques, correspondant sans doute à des filons de granulite analogues à ceux qui accompagnent les gîtes métallifères de la vallée de la Sioule. Aucune recherche n'a été entreprise jusqu'ici dans cette zone qui sera bientôt explorée, à une assez grande profondeur, par une galerie partie des travaux de Pranal.

Travaux de la Mothe. — Aux environs du village de la Mothe, il a été exécuté des recherches assez étendues, tant à la surface qu'en profondeur. Les premières n'ont donné aucun résultat concluant; faites surtout de 1885 à 1888, elles ont fait reconnaître seulement des filons de roches feldspathiques, fortement décomposées à l'ordinaire, mais dépourvues de minéralisation.

Les recherches souterraines ont été exécutées à deux époques bien distinctes; elles sont représentées par deux grandes traverses dirigées l'une de l'est à l'ouest, l'autre en sens inverse sous le plateau qui supporte le village de la Mothe.

La première a été attaquée du côté de l'est, en 1858, elle a rencontré, tout près de son origine, une petite veine très irrégulière qu'elle a suivie sur une quarantaine de mètres dans la direction du nord. Cette veine était composée principalement d'une roche kaolinisée, représentant sans doute une granulite altérée, avec une petite quantité de galène qui tenait seulement 500 grammes d'argent par tonne de plomb, comme à Brot et à la Combe. Un petit puits de 8 mètres de profondeur n'a montré aucune amélioration dans les caractères de cette veine; on en a donc abandonné l'exploration et on a repris la direction est-ouest, à travers des micaschistes tendres et feuilletés. Après avoir ainsi parcouru 200 mètres sans rencontrer de filon métallifère ni même de filon granulitique, on a abandonné la recherche vers 1862.

En 1885, on commença une exploration en sens inverse dans le ravin profond qui passe à l'ouest de la Mothe : de ce côté, le micaschiste est beaucoup plus dur, et présente des caractères plus favorables. Cette galerie a atteint une longueur de 330 mètres dans la direction de l'est; elle a recoupé deux filons, l'un à 40 mètres, l'autre à 225 mètres de son origine.

Le premier est dirigé environ N. 170°E. (N. 10°O.); par sa direction et sa position, il semble correspondre au prolongement du grand filon de la Brousse, situé assez loin au sud. Sa puissance est de $0^m,50$ à 1 mètre; son remplissage se compose d'une roche feldspathique kaolinisée, avec quartz, barytine et quelques mouches de galène tenant seulement 300 grammes d'argent par tonne de plomb. Ce filon a été suivi sur 26 mètres vers le nord, puis abandonné comme inexploitable.

Le deuxième filon présente un remplissage analogue, avec un peu moins de barytine; la galène a une teneur tout aussi faible en argent. Ce dernier filon était divisé en deux veines, au point où on l'a recoupé, mais un peu

plus loin, les deux veines se sont réunies en une seule, de 0m,60 de puissance. On a cru devoir abandonner l'exploration après avoir exécuté 15 mètres de galerie dans la direction du N. 40° E.

Recherches du moulin de Bromont. — Dans le ravin où débouche la recherche précédente, à une distance de 5 à 600 mètres en amont, près de l'étang de Bromont, on a exécuté des recherches vers 1872 pour explorer des veines métallifères qui auraient été découvertes, disait-on, lors de la construction du radier d'un moulin. Ces recherches ont consisté en un puits de 10 mètres de profondeur, et une galerie de 20 mètres au fond de ce puits; elles n'ont donné aucun résultat utile et sont restées dans un micaschiste dur, qui prenait vers l'ouest une apparence gneissique.

Recherches de Bromont. — C'est dans une roche analogue que l'on a foncé en 1887, dans le village même de Bromont, un puits de 30 mètres sur le prolongement du filon de la Brousse, dont les derniers travaux dans la direction du nord sont distants de 300 mètres seulement. Une galerie de 45 mètres a été exécutée au fond du puits dans la direction d'un affleurement argileux visible à la surface; elle a traversé des roches de moins en moins dures, se transformant peu à peu en un schiste micacé assez tendre; enfin elle a recoupé un filon kaolinique, orienté N. 170° E. (N. 10° O.), avec débris de quartz broyé, mais sans minerai. La recherche n'a pas été poussée plus loin.

Recherches à l'est de la Brousse. — A 500 mètres à l'est du grand filon de la Brousse, à la hauteur de l'extrémité nord de ces travaux, on avait observé depuis longtemps un affleurement de quartz ferrugineux, mêlé d'élé-

ments feldspathiques. On y a creusé, en 1868, un puits de 25 mètres de profondeur, au fond duquel on a exécuté 200 mètres de galerie en direction, après avoir recoupé le filon. Celui-ci avait une puissance de 0m,50 à 1 mètre; encaissé dans un gneiss compact, il était bien caractérisé, mais il ne contenait que des traces de carbonate de plomb.

Cet affleurement paraît être le prolongement du filon de Mioche, représentant lui-même l'extrémité nord du grand faisceau métallifère de Roure et Rosier.

Recherches de Charier. — A 4 kilomètres environ à l'ouest de la mine de la Brousse, entre Charier et Malsagne, c'est-à-dire en dehors de la région concédée, on a fait, vers 1880, quelques travaux de recherches sur un filon encaissé dans le gneiss; son remplissage, puissant de 0m,50 à 1 mètre, était formé de granulite peu abondante, de quartz et de barytine, le tout moucheté de galène tenant de 2.000 à 2.400 grammes d'argent par tonne de plomb. On a exécuté sur le gîte deux puits inclinés, profonds d'une vingtaine de mètres chacun; la venue d'eau était assez importante, ce qui a amené l'abandon des travaux.

Région de La Brousse (*).

Filon de La Brousse. — Le filon de la Brousse a été un des plus productifs de la région de Pontgibaud; si le groupe de Roure et Rosier a fourni dans son ensemble une quantité plus considérable de minerai, il a donné des bénéfices moins importants.

La découverte du filon de la Brousse a été relativement tardive; les anciens travaux avaient porté exclusivement sur les régions de Pranal et de Roure, laissant

(*) Voir Pl. XIV et XVII.

dans l'intervalle une vaste lacune totalement inexplorée. En 1854, c'est-à-dire aux débuts de la société nouvelle, on avait entrepris quelques recherches superficielles sur des affleurements situés au sud de Bromont, mais on les avait bientôt abandonnées. En 1862, on découvrit accidentellement des échantillons de carbonate et de phosphate de plomb en un point situé non loin des premiers travaux, sur la pente nord du ravin qui passe entre Bromont et le hameau de la Brousse ; les recherches furent reprises et firent découvrir un massif important de minerai riche en argent. L'exploitation donna des résultats très avantageux dès le début ; en 1864, on commença le fonçage du puits Basset, qui fut le centre des travaux de la région nord et fut peu à peu approfondi jusqu'à 140 mètres.

A partir de 80 mètres de profondeur, le développement de la colonne riche s'accentua vers le sud ; pour mieux desservir l'exploitation, on entreprit, en 1874, le fonçage du puits Alice, situé à 140 mètres au sud du puits Basset. Ce puits a atteint aujourd'hui 240 mètres de profondeur, et assure l'épuisement des travaux en même temps que la plus grande partie du service d'extraction.

Le filon de la Brousse présente un tracé peu sinueux. Sa direction générale est N. 168° E. (N. 12° O.) ; dans la région nord, elle dévie vers N. 162° E. (N. 18° O.), dans la région sud, vers N. 174° E. (N. 6° O.).

Les travaux sur le filon de la Brousse ont atteint aujourd'hui un développement de près de 1.000 mètres en direction, mais ce chiffre total est obtenu en additionnant les longueurs de deux niveaux différents, celui de 40 mètres, poussé à 315 mètres au nord du puits Basset et celui de 80 mètres, poussé à 650 mètres au sud du même puits. Tous les deux ont été arrêtés dans une région stérile du filon, après avoir dépassé depuis assez longtemps la zone productive.

Celle-ci forme deux colonnes reliées l'une à l'autre entre les niveaux de 140 et de 180 mètres. Celle du nord était la seule qui affleurât au jour ; elle y présentait son maximum de développement. Au niveau de la galerie d'écoulement, elle s'étendait sur une longueur d'environ 250 mètres et présentait une richesse très considérable tant comme abondance de minerai que comme teneur en argent. Au niveau de 20 mètres, la longueur exploitable s'était réduite à 150 mètres ; elle resta sensiblement constante jusqu'à 60 mètres, puis elle recommença à décroître et se réduisit à 40 mètres environ au niveau de 120 mètres.

Dans cette région, le filon était constitué par deux veines métallifères situées l'une vers le toit, l'autre vers le mur d'une puissante masse de granulite fortement kaolinisée ; ces deux veines étaient encaissées dans la granulite même, sans arriver au contact avec des épontes formées de micaschiste passant souvent au schiste chloriteux. La veine du mur, la plus importante des deux, se présentait avec $0^m,80$ à $1^m,50$ de puissance dans les étages supérieurs ; celle du toit n'avait ordinairement que $0^m,30$ à $0^m,50$. Ces deux branches du filon étaient souvent reliées par des veines transversales ; l'épaisseur exploitable atteignait par suite $2^m,50$ à 3 mètres vers les points de bifurcation. La puissance du filon granulitique lui-même va jusqu'à 15 ou 20 mètres ; les schistes chloriteux qui en forment les épontes, sont peu inclinés et d'allure assez régulière.

Vers les limites de la colonne riche, la puissance du filon de granulite et celle des deux veines métallifères diminuaient en même temps ; ces veines se rapprochaient progressivement et finissaient par se réunir en une seule qui s'amincissait à son tour ; le minerai disparaissait du remplissage et celui-ci se réduisait à un filet de quartz, tantôt accompagné d'un peu de granulite, tantôt en-

caissé directement dans le schiste micacé ou chloriteux.

La jonction des deux branches de la première colonne métallifère s'est effectuée vers une profondeur de 100 à 120 mètres ; à partir de ce moment le filon s'est montré peu productif aux environs du puits Basset. Mais en suivant vers le sud la veine déjà appauvrie, on a découvert une deuxième colonne métallifère qui n'arrivait pas jusqu'à la surface. La limite supérieure de cette colonne dépassait à peine le niveau de 60 mètres, au sud du puits Alice; le maximum de son développement horizontal, atteignant 300 mètres environ, a été rencontré au niveau de 160 mètres. Au-dessous de ce niveau, la veine métallifère s'est resserrée rapidement dans tous les sens; elle a cessé d'être exploitable un peu avant le niveau de 200 mètres.

La deuxième colonne, bien que réunie à la première entre les niveaux de 140 et de 180 mètres, présente des caractères assez différents. Au lieu d'être composée de veines multiples, ramifiées dans un puissant filon de granulite, elle est ordinairement représentée par une branche unique, qui s'intercale entre le micaschiste du mur et le filon granulitique, réduit lui-même à une épaisseur de $1^{m},50$ à 2 mètres. Le remplissage est principalement composé de quartz et de débris de granulite, avec de la barytine et de la galène, moins argentifère que dans la première colonne; on y rencontre parfois un peu de calcite et de blende.

Ces deux derniers minéraux étaient relativement abondants dans la partie supérieure de la colonne sud, vers 60 mètres; peu considérable à ce niveau, la puissance du filon a augmenté rapidement au-dessous et a atteint $2^{m},50$ à 3 mètres au niveau de 100 mètres; vers ce dernier niveau, le filon détache dans le micaschiste du mur une branche métallifère qui n'est pas accompagnée de granulite comme la veine principale. Cette veine était assez

riche au voisinage même de la jonction; elle a donné lieu à quelques abatages avantageux jusqu'au niveau de 140 mètres, mais elle s'est amincie progressivement ensuite, et au niveau de 160 mètres, où on l'a récemment explorée sur une certaine longueur, elle s'est montrée inexploitable. On n'a pas encore constaté son existence aux niveaux inférieurs.

La veine principale, ou veine du toit, se continue au contraire avec une assez grande régularité jusqu'au niveau de 240 mètres, le plus profond des travaux actuels; mais elle s'amincit et surtout s'appauvrit en même temps que le filon granulitique du toit diminue de puissance. Au-dessous de 190 mètres, elle est presque absolument stérile et constituée simplement par une veine de quartz intercalée entre le micaschiste au mur et une bande kaolinique au toit.

En même temps que se produisent ces phénomènes d'amincissement et d'appauvrissement, l'inclinaison diminue; tandis qu'elle était de 70° à 80° dans les niveaux supérieurs, elle tombe à 55° entre les niveaux de 200 et 240 mètres.

Une diminution analogue de l'inclinaison a été constatée vers l'extrémité nord de la zone métallifère. Au bout du niveau de 40 mètres, qui a été poussé beaucoup plus loin que tous les autres, le micaschiste encaissant était devenu tendre et très riche en mica; le filon s'était réduit à une veine de quartz stérile.

Dans la même direction, les niveaux de 80 et de 100 mètres ont été poussés moins loin et arrêtés dans un micaschiste plus dur; le filon y était également stérile, quartzeux et dépourvu de granulite. Au niveau de 120 mètres, on a retrouvé un peu de granulite en dehors de la zone exploitable, mais cette granulite était relativement peu abondante; de plus elle était dure, tandis que celle qui se rencontre dans la région centrale des travaux

est altérée jusqu'au niveau de 240 mètres, le plus profond des niveaux actuels.

Vers le sud, le filon s'est appauvri comme vers le nord; la roche encaissante était un micaschiste moins micacé, plus feldspathique que dans la région opposée. Les niveaux les plus avancés dans la direction sud sont ceux de 80 et de 100 mètres, le premier surtout, qui a été poussé jusqu'à 650 mètres du puits Basset. De ce côté, comme vers le nord, la granulite, qui constitue pour ainsi dire la roche encaissante secondaire du filon métallifère, a disparu un peu au delà de la limite de la zone productive; on ne l'observe plus au sud du puits d'aérage, situé à 370 mètres du puits Basset.

A une distance de 100 à 130 mètres au sud du puits d'aérage, on a cependant vu reparaître simultanément, sur une petite étendue, la granulite et la galène; celle-ci était tantôt à grandes facettes, peu argentifère et accompagnée de sulfate de baryte, tantôt à grain fin, riche en argent et accompagnée de quartz noir. Ce petit massif métallifère n'était pas exploitable; il est isolé au milieu d'une région étendue où le micaschiste constitue directement la roche encaissante du filon.

Pour compléter la description du gîte de la Brousse, il reste à indiquer certaines particularités locales du remplissage. Près de la surface, au-dessus de la galerie d'écoulement, la galène présentait des symptômes très nets d'altération; elle était mélangée de beaucoup de cérusite, de pyromorphite et d'un peu de mimétèse. La proportion de ces minéraux oxydés a diminué rapidement en profondeur, bien qu'on en ait rencontré des échantillons isolés jusque vers 80 mètres.

Au niveau de 20 mètres, la barytine était très abondante; la blende et la pyrite faisaient presque absolument défaut. La première colonne métallifère a présenté ces caractères presque dans toute son étendue; la colonne du sud était plus quartzeuse, plus pyriteuse et moins barytique; la proportion de blende y était assez forte dans la partie supérieure ainsi que dans la branche du mur, encaissée directement dans le micaschiste.

Le rendement moyen du minerai brut en minerai lavé (à 50 p. 100 de plomb) a été de 25 p. 100 pour la première colonne, de 11 à 12 p. 100 pour la deuxième, ce qui correspond à 12,5 p. 100 et 6 p. 100 de plomb.

La teneur relative en argent a été assez variable d'un point à l'autre. Près de la surface, le plomb tenait 6 kilogrammes d'argent par tonne; il se rencontrait surtout dans certains carbonates noirâtres, en moindre proportion dans la galène, en quantité encore plus faible dans la pyromorphite. Dans les niveaux inférieurs de la colonne du nord, la teneur moyenne était de 5 kilogrammes d'argent par tonne de plomb; cette teneur a varié de 4 kilogrammes à $3^{kg},5$ dans la colonne du sud. Elle est de $1^{kg},5$ seulement dans les rares échantillons de galène rencontrés à 240 mètres.

Une dernière particularité à signaler dans la région de la Brousse est la rencontre faite dans le fonçage du puits Alice, vers 200 mètres de profondeur, d'un porphyre à gros cristaux que l'on a observé de nouveau dans la traverse du niveau de 240 mètres.

La venue d'eau est actuellement de 500 litres par minute pour l'ensemble des travaux de la Brousse.

Recherches de Bouzarat. — La partie sud des travaux du filon de la Brousse, à partir du puits d'aérage, se trouve au-dessous du plateau basaltique de Laudine, qui recouvre les affleurements et rend toute recherche superficielle impossible sur une étendue d'environ 700 mètres.

Au sud du plateau, vers le lieu dit Bouzarat, on observe un affleurement de roche feldspathique kaolinisée,

qui reste visible, de distance en distance, jusqu'à 700 à 800 mètres au sud, sans d'ailleurs présenter de minéralisation apparente sur tout ce parcours. La direction générale de cet affleurement concordait avec celle du filon de la Brousse dans sa partie centrale, la seule connue en 1868; aussi se décida-t-on, à cette époque, à entreprendre des travaux de recherches à Bouzarat, malgré la stérilité apparente de la roche granulitique. On ouvrit une galerie qui rencontra au bout de 35 mètres un filon de roche kaolinisée, avec une puissance d'une quinzaine de centimètres et sans minerai.

A une petite distance on perdit cette veine, puis on en retrouva une deuxième que l'on suivit pendant un certain temps, toujours sans aucun résultat utile : on finit par arrêter la recherche en direction, après lui avoir donné un développement de 180 mètres. La roche encaissante était un schiste très micacé, tendre et peu favorable à la formation de filons puissants.

Des recherches superficielles entreprises en 1891, un peu plus à l'ouest, n'ont pas eu un meilleur résultat. Il subsiste donc encore aujourd'hui une zone de 1.300 mètres presque inexplorée entre les travaux de la Brousse et ceux de Mioche, qui constituent l'extrémité nord du groupe de Rosier et Roure.

Mine de Mioche (*).

Les travaux de la mine de Mioche se divisent en deux groupes d'importance inégale. Le plus ancien en date et le plus considérable comme développement est le groupe méridional, attaqué en 1854 et abandonné en janvier 1866; les recherches y ont atteint 100 mètres de

(*) Voir Pl. XV et XVIII.

profondeur au-dessous de la galerie d'écoulement avec 350 mètres d'étendue horizontale.

Le deuxième groupe, situé au nord, n'est relié au premier que par la galerie d'écoulement, il comprend seulement des travaux supérieurs à cette galerie, sur une trentaine de mètres de hauteur et sur une étendue de 250 mètres environ en direction. Cette région n'a été abandonnée définitivement qu'en 1882.

L'ensemble des travaux de Mioche se développe en tout sur 800 mètres en direction, le groupe nord et le groupe sud étant séparés par une zone stérile d'environ 200 mètres, traversée seulement par la galerie d'écoulement.

La découverte du gîte a été effectuée près du ruisseau de Mioche; en ce point, on avait constaté des traces d'anciens travaux, exécutés sur un affleurement bien caractérisé, à la fois feldspathique et quartzeux, avec quelques veines de galène. L'ouverture d'une galerie d'écoulement dans la direction est-ouest fit reconnaître l'existence d'un faisceau important de veines métallifères présentant en ce point une ouverture totale de 75 mètres entre ses branches extrêmes. La veine la plus importante du faisceau était celle dite n° 3; son remplissage contenait une forte proportion de granulite avec un peu de quartz; au second rang venait la veine n° 6, dont le remplissage était relativement plus quartzeux. Les autres veines étaient moins productives que les précédentes, tout en présentant les mêmes caractères généraux.

Après avoir reconnu par la galerie d'écoulement l'étendue horizontale de cette sorte de stockwerk, on en entreprit l'exploitation à ciel ouvert jusqu'à une quinzaine de mètres au-dessous de la galerie : on remblaya ensuite l'excavation, qui avait 40 à 50 mètres d'ouverture et on ouvrit au sud le puits Taylor, qui, foncé progressivement jusqu'à plus de 100 mètres, servit à assurer l'exploitation

souterraine. Celle-ci s'est développée principalement sur la veine n° 3 : au niveau de 40 mètres, elle a atteint sur cette veine un développement d'une centaine de mètres en direction, mais l'étendue horizontale de la colonne métallifère a rapidement diminué aux niveaux inférieurs et l'abatage a cessé au niveau de 80 mètres. Le niveau de 100 mètres, le plus profond de la mine de Mioche, n'a donné aucun résultat utile.

Le faisceau exploité dans les travaux de Mioche est orienté sensiblement nord-sud; à son extrémité méridionale seulement le filon dévie vers N. 16° E. Les veines 3 et 6, les plus importantes de ce faisceau, ont un plongement de 70 à 80 degrés vers l'est; ce plongement persiste jusqu'à la limite sud des travaux.

Le remplissage comprenait, outre la granulite et le quartz, de la barytine, assez abondante à la surface, mais plus rare en profondeur, de la blende et de la pyrite en petite quantité, enfin de la galène tenant 1.600 grammes d'argent par tonne de plomb. Le minerai brut moyen rendait 5 à 6 p. 100 de ce métal; la proportion était plus élevée près de la surface, mais elle s'abaissait à 3 p. 100 dans les travaux inférieurs.

La venue d'eau était d'environ 200 litres par minute au puits Taylor.

Les branches multiples exploitées au voisinage du puits semblent se réunir aux deux extrémités des travaux. Du côté sud, le filon s'amincit progressivement dans un micaschiste tendre, sans perdre d'ailleurs ses caractères. Du côté nord, au contraire, il conserve une puissance considérable, de 2 mètres en moyenne, allant jusqu'à 4 mètres en certains points, mais il ne contient pas de minerai, du moins au niveau de la galerie d'écoulement, le seul où il ait été exploré. A l'inverse de ce qui se passe au sud, la roche encaissante est assez dure dans cette région et passe progressivement au gneiss.

Dans cette région, à 400 mètres environ au nord du puits Taylor, on a rencontré une colonne métallifère qui a eu 70 mètres environ de développement horizontal et 30 mètres de hauteur maxima au-dessus de la galerie d'écoulement. Une descenderie poussée à 20 mètres au-dessous de cette galerie a montré encore du minerai, mais en moindre proportion qu'au-dessus. L'exploitation de ce minerai en contre-bas de la galerie aurait été assez difficile, bien que la venue d'eau totale dans cette région ne fût que d'environ 100 litres par minute; aussi a-t-on renoncé à poursuivre ces travaux. En direction, l'exploration a été arrêtée à 650 mètres au nord du puits Taylor; le filon était formé de granulite décomposée et se resserrait dans le gneiss.

Dans la colonne du nord, il avait $0^{m},60$ de puissance; le remplissage se composait surtout de granulite kaolinisée, contenant beaucoup de grains de quartz. La galène y était plus argentifère que dans la colonne principale, car le plomb obtenu tenait 2.500 grammes d'argent par tonne.

Une recherche exécutée au niveau d'écoulement sur une veine qui se détachait vers l'ouest a fini par recouper un filon de quartz noir, stérile, aquifère, orienté N. 8° E., plongeant vers l'est et distant horizontalement de 100 mètres environ du filon principal. On n'a pas exploré en direction cette veine quartzeuse qui représente peut-être le prolongement du filon Saint-Denis, exploité à Roure sur une certaine étendue.

Du côté de l'est, au niveau de la galerie d'écoulement, une traverse a recoupé quatre filons de granulite, dont deux plongeant vers l'ouest et les autres vers l'est; ils étaient tous stériles.

Mine de La Grange (*).

Les travaux de la mine de la Grange ont commencé en 1855 et se sont poursuivis jusqu'en 1876. On avait constaté à la surface l'existence d'un affleurement puissant d'environ 3 mètres, feldspathique et quartzeux, avec un peu de minerai; on dirigea vers cet affleurement une galerie est-ouest qui recoupa le filon à 360 mètres de son origine et fut arrêtée au bout de 425 mètres, sans avoir donné lieu à aucune autre découverte de quelque importance.

Près du point où la galerie avait recoupé le filon, on fonça le puits Nosky, qui a servi à assurer l'exploitation jusqu'à la profondeur de 120 mètres. Le développement des travaux a été d'un peu plus de 500 mètres en direction, au niveau de la galerie d'écoulement.

Le filon de la Grange est dirigé N. 172° E (N. 8° O.) et plonge de 75° vers l'est; on ne peut douter qu'il ne soit le prolongement du filon de Mioche, car les avancements sud de ce filon et les avancements nord de celui de la Grange se dirigent les uns vers les autres et ne sont séparés que par un intervalle de 175 mètres.

On a vu que le filon de Mioche s'amincissait progressivement vers le sud en pénétrant dans un micaschiste tendre, sans perdre d'ailleurs ses caractères normaux. Le filon de la Grange se comporte de même vers son extrémité nord ; sa puissance y est de $0^m,50$ à $0^m,60$ seulement, et son remplissage est formé surtout de granulite, avec peu de quartz et sans minerai.

A mesure que l'on avance vers le sud, la roche encaissante devient plus dure et passe progressivement au gneiss ; la puissance du filon augmente et reste comprise

(*) Voir Pl. XV et XVII.

entre deux et six mètres dans la région centrale, près du puits Nosky. C'est dans cette région que se trouve la colonne métallifère exploitée de 1855 à 1876; cette colonne avait un développement horizontal d'une centaine de mètres et s'inclinait vers le nord dans la profondeur. Elle a beaucoup diminué d'importance au-dessous du niveau de 80 mètres et n'a pas pu être exploitée au-dessous de 100 mètres. Le remplissage de cette colonne se composait de granulite altérée, de quartz assez abondant, d'un peu de pyrite, très peu de blende et de galène tenant 2.500 grammes d'argent par tonne de plomb. En profondeur, la proportion de quartz est allée en augmentant et celle du minerai en diminuant; le niveau de 120 mètres, peu développé d'ailleurs, a montré le filon stérile.

Dans la direction du sud, le filon s'est aminci progressivement et s'est réduit à $0^m,30$ à $0^m,40$ de puissance; la granulite avait disparu et il ne restait qu'une veine argileuse avec du quartz. La roche encaissante était dans cette région un gneiss assez dur.

Les travaux de la Grange donnaient lieu à une venue d'eau de 250 à 300 litres par minute.

Recherches faites à l'est de Mioche et de la Grange. — On a entrepris, il y a longtemps déjà, à l'est des filons de Mioche et de la Grange, deux recherches en galerie qui n'ont abouti à aucun résultat utile.

La première, exécutée de 1860 à 1863, à 300 mètres environ à l'est des travaux sud de Mioche, a rencontré au bout de 75 mètres une veine argileuse et quartzeuse que l'on a suivie sur une centaine de mètres dans la direction du nord; on y a rencontré un peu de galène tenant 3.000 grammes d'argent par tonne de plomb. Reprise ensuite de l'est à l'ouest dans le gneiss dur, la galerie a coupé deux autres petites veines stériles qui n'ont pas été suivies.

La deuxième recherche, plus étendue, a donné des résultats encore moins concluants. Elle a consisté en une grande galerie est-ouest, de plus de 500 mètres de long, amorcée en 1862 au-dessus de la laverie de la Rancoule, qui desservait à cette époque les mines de Mioche et de la Grange. On avait d'abord rencontré près de l'entrée une veine argileuse sans importance; au delà, le gneiss encaissant était devenu tellement tendre et aquifère, au voisinage des pentes du ravin de la Rancoule, que l'on avait dû se dévier vers le sud pour placer la galerie dans une roche plus solide. On avait ensuite traversé du gneiss dur et recoupé une petite veine de pyrite qui n'avait pas été suivie. Les travaux ont été arrêtés en 1866.

Filon Saint-Denis (*).

Le filon Saint-Denis est situé au sud-ouest de la mine de la Grange, à l'ouest de la mine de Rosier ; il est orienté N. 174° E. (N. 6° O.) et plonge vers l'est sous un angle de 70 à 80°. Ce filon est connu depuis une époque très reculée ; on y a découvert de vieux travaux, encore partiellement accessibles, qui paraissent remonter à l'époque romaine. Ces travaux formaient deux groupes, l'un près du ravin de Rosier, l'autre à 180 mètres au sud. Le premier, de beaucoup le plus important, était desservi par une galerie d'écoulement et par un puits d'une vingtaine de mètres de profondeur ; il s'étendait jusqu'à 24 mètres au-dessous de la galerie et avait un développement horizontal d'une quarantaine de mètres.

La Société Pallu a exécuté, sur le filon Saint-Denis, des travaux qui ont été décrits dans le mémoire de MM. Rivot et Zeppenfeld. D'après ces auteurs, on aurait

(*) Voir Pl. XIV et XIX.

rencontré, au voisinage des anciens abatages, une épaisseur de $0^m,15$ à $0^m,25$ de galène, tenant 5 à 6 kilogrammes d'argent par tonne de plomb et accompagnée d'un peu de cuivre gris encore plus argentifère que la galène.

On a exploré de nouveau le filon Saint-Denis, de 1880 à 1884 ; on a foncé au-dessous de 70 mètres le puits qui avait été arrêté à 56 mètres de profondeur, et poussé des galeries vers le nord aux niveaux de 30, 50 et 70 mètres. La puissance du filon est de $0^m,60$ à $0^m,80$ près du puits ; elle augmente d'abord jusqu'à $1^m,50$ vers le nord, puis diminue ensuite jusqu'à se réduire à presque rien. Le remplissage est granulitique, avec du quartz noir, très dur, un peu de pyrite, un peu de blende et de la galène tenant $2^{kg},5$ d'argent par tonne de plomb. Non seulement la galène était moins riche en argent qu'au voisinage des vieux travaux, mais encore elle était moins abondante, car le rendement moyen du remplissage n'a été que de 2 à 3 p. 100 de plomb.

Au nord, le filon se resserrait complètement dans un micaschiste tendre et décomposé ; au sud, au contraire, il était encaissé dans un gneiss dur où il se divisait en plusieurs branches, toutes stériles et qui se refermaient rapidement.

En somme, le filon Saint-Denis, exploré sur une longueur de 300 mètres, n'a été exploitable que près de la surface, au voisinage du ravin de Rosier ; son remplissage est beaucoup plus quartzeux et moins feldspathique que celui des autres filons de Pontgibaud. La venue d'eau y était d'environ 300 litres par minute.

A l'ouest du filon Saint-Denis on a rencontré deux filons quartzeux stériles qui lui sont sensiblement parallèles ; ils n'ont été explorés que sur une faible longueur. Ce sont probablement ces filons qui avaient été suivis par les travaux anciens ouverts sur la rive gauche du ravin, à 40 mètres au-dessus de la galerie d'écoulement. Une traverse

poussée de 120 mètres vers l'ouest, n'a rencontré ensuite que des cassures stériles dans le gneiss, plongeant toutes vers l'est.

Les divers filons recoupés par le stollen de Rosier, et mentionnés dans le mémoire de MM. Rivot et Zeppenfeld, n'ont fait l'objet d'aucune exploration depuis 1850 ; il n'y a donc rien à ajouter aux renseignements contenus dans ce travail.

Mine de Rosier (*).

Le filon principal de Rosier a été découvert vers 1840 par la société Pallu ; il avait été recoupé par la grande galerie est-ouest, dite stollen de Rosier, commencée en 1838 et poussée dès 1842 au delà du filon Saint-Denis. Il ne semble pas qu'on ait constaté l'existence de travaux anciens sur le premier filon comme sur le deuxième.

Pour assurer l'exploitation du filon principal de Rosier et de la branche qui s'en détache vers le sud-est, dans la direction du filon Virginie de Roure, la Société Pallu avait foncé un puits principal (puits Saint-Joseph) à une soixantaine de mètres de profondeur au-dessous du stollen, sur la rive droite du ravin de Rosier, et, vers la rencontre du stollen avec le filon, un puits secondaire appelé alors puits Saint-Marc et depuis Petit-Puits. Les travaux s'étaient étendus vers le sud jusqu'à 400 mètres du puits Saint-Joseph ; dans la direction du nord, ils n'avaient eu que 175 mètres de développement.

La nouvelle société a approfondi le puits Saint-Joseph jusqu'au niveau de 105 mètres, ouvert à 125 mètres de distance au nord le puits John, à 350 mètres de distance au sud le puits Nora, jusqu'à une profondeur de 80 mètres pour le premier et de 60 mètres pour le second. Vers le

(*) Voir Pl. XIV et XVIII.

sud, ses travaux n'ont pas dépassé notablement ceux de la société Pallu, mais vers le nord ils se sont étendus jusqu'à une distance de 300 mètres du puits Saint-Joseph.

L'extension ainsi donnée aux travaux de Rosier n'a pas fourni de résultats nouveaux d'une bien grande importance, et l'on ne peut aujourd'hui ajouter que peu de chose à la description de MM. Rivot et Zeppenfeld. Il convient seulement d'atténuer le caractère un peu trop géométrique de cette description et d'attacher moins d'importance aux directions locales de certaines parties des filons.

En réalité, il semble que les travaux de Rosier aient porté sur deux filons seulement. Le plus important est dirigé nord-sud dans son ensemble, mais il subit de nombreuses déviations locales et sa direction oscille entre N. 10° O. (entre le puits John et le Petit-Puits) et N. 21° E. (au nord du puits Nora) ; son plongement est généralement de 70 à 80° vers l'est, mais il est presque vertical au voisinage du puits Saint-Joseph.

Ce filon, désigné sous le nom de filon du Puits dans la région nord, de filon Saint-Marc vers son extrémité sud, paraît constituer le prolongement du filon de Mioche et de la Grange et se continuer au sud par le filon Agnès de la mine de Roure. Le développement horizontal des travaux sur ce filon a été de 750 mètres environ.

A la hauteur du Petit-Puits se détache, dans la direction N. 162° E (N. 18° O.), un autre filon plongeant vers l'ouest-sud-ouest, sous un angle très rapproché de la verticale ; il est connu sous le nom de filon n° 3 ou filon B. Les travaux sur ce filon n'ont pas atteint 200 mètres en direction, mais ils ont fait reconnaître deux importants massifs de minerai ; l'un d'eux, désigné encore aujourd'hui sous le nom de *Grand-Marchepied*, a été peut-être le plus riche qu'on ait rencontré dans les travaux de Pontgibaud. Le filon présentait en ce point une direction

N. 21° E., parallèle à une partie voisine du filon Saint-Marc, tout en conservant un plongement très raide vers l'ouest. On avait conclu autrefois du changement d'orientation que l'on se trouvait en présence d'un filon spécial, dit filon n° 2, tandis que le reste du filon B était considéré comme constitué par deux croiseurs distincts et parallèles. En réalité, comme on le verra plus loin, la colonne du Grand-Marchepied n'était nullement coupée par un croiseur à chaque extrémité ; le minerai passait sans interruption de la direction N. 18° O. dans la direction N. 21° E. ; il n'y a donc aucune raison pour décomposer le filon B en sections indépendantes, ainsi que l'ont fait MM. Rivot et Zeppenfeld.

Ce filon semble d'ailleurs être le prolongement du filon Virginie de la région de Roure, de même que le filon Saint-Marc serait celui du filon Agnès.

Bien qu'un intervalle inexploré, de 550 mètres environ, sépare les travaux de la Grange de ceux de Rosier, il ne semble pas douteux que le filon principal de cette deuxième localité ne soit le prolongement du filon de la Grange. Mais il faut reconnaître que les explorations exécutées dans la région septentrionale des travaux de Rosier sont loin d'avoir élucidé la question autant qu'on pouvait l'espérer. Au nord du puits John, le filon est assez irrégulier et encaissé dans un micaschiste d'allure très tourmentée. En profondeur, les niveaux de 45 et de 60 mètres sont les seuls qui aient dépassé le puits John d'une centaine de mètres chacun ; ils n'ont donné aucun résultat concluant.

Le niveau d'écoulement a été poussé plus loin que les précédents, à 210 mètres au nord du puits John ; il a rencontré un peu de minerai exploitable jusqu'à une centaine de mètres dans cette direction, mais ensuite le filon est devenu absolument stérile et s'est resserré dans le micaschiste. Dans toute cette région, le remplissage du filon est feldspathique et très peu quartzeux.

Un peu avant d'arrêter définitivement les recherches, à une dizaine de mètres de l'avancement extrême, on a exécuté une traverse, poussée à 63 mètres vers l'ouest et à 42 mètres vers l'est. Elle a recoupé, d'un côté comme de l'autre, plusieurs veines de granulite sans minerai, et vers l'ouest, une cassure argileuse, également stérile, que l'on a pu considérer, avec quelque vraisemblance, comme le prolongement du filon B.

A la hauteur du puits John, on a perdu la fracture initiale et on est allé rejoindre le filon principal par des traverses dont la direction varie suivant les niveaux ; il semble qu'il y ait eu en ce point un rejet mal défini qui interromprait le prolongement vers le sud du filon décrit ci-dessus.

Le filon suivi entre le puits John et le Petit-Puits a été désigné souvent comme représentant le filon B ; il s'est montré stérile au voisinage immédiat du rejet, mais à partir d'une distance de 80 mètres environ, il est devenu très productif jusqu'à la bifurcation située au sud du Petit-Puits. La puissance de la colonne métallifère variait ordinairement entre 1 et 2 mètres ; elle allait jusqu'à 3 mètres dans les parties les plus riches, au voisinage du puits Saint-Joseph ; le remplissage se composait de granulite décomposée dans laquelle couraient des veines de quartz avec un peu de pyrite, un peu de blende et une forte proportion de galène riche en argent. La proportion de ce métal par tonne de plomb a été en moyenne de 3.500 à 4.000 grammes, tandis qu'elle était de 1.200 grammes seulement dans les petits massifs exploités au nord du puits John. Le rendement moyen en minerai lavé a été de 13 à 16 p. 100 dans la région centrale de Rosier ; la puissance réduite de la galène y a atteint jusqu'à 50 centimètres. L'exploitation a été pour-

suivie dans cette région jusqu'au niveau de 85 mètres; celui de 105 mètres a été trouvé inexploitable et les recherches n'ont pas été poussées plus loin en profondeur.

Au sud du Petit-Puits, le filon B a présenté deux colonnes métallifères. La première, située assez près de la bifurcation, se trouve dans la partie du filon orientée N. 18° O. et décrite sous le nom de premier croiseur par MM. Rivot et Zeppenfeld; elle a une cinquantaine de mètres de longueur; la seconde, qui n'a guère que 25 mètres de longueur, est orientée N. 21° E.; elle a été décrite par MM. Rivot et Zeppenfeld, sous le nom de filon n° 2. On peut discuter la question de savoir si ces éléments de direction différente font partie d'une cassure unique ou s'ils sont d'âge différent, mais il n'est pas douteux que le remplissage métallifère ne s'y soit déposé en une seule fois, puisqu'il passe sans discontinuité d'un élément dans l'autre. Le remplissage se compose de granulite décomposée, de quartz blanc laiteux, fort abondant, de pyrite plus ou moins altérée et de galène tenant de 4.000 à 5.500 grammes d'argent par tonne de plomb. La puissance réduite de la galène était de $0^m,15$ à $0^m,25$ dans le massif nord (premier croiseur), et atteignait $0^m,50$ dans le massif sud (filon n° 2 ou Grand Marchepied).

Dans ce dernier, l'un des plus remarquables que l'on ait rencontrés à Pontgibaud, l'épaisseur totale du filon était d'environ 2 mètres. Cette puissance s'est conservée jusqu'à une profondeur de 60 mètres; mais elle s'est réduite à presque rien au niveau de 85 mètres. Déjà le niveau de 60 mètres avait rencontré le premier massif fort appauvri.

Au sud du *Grand-Marchepied*, le filon B a repris sa direction normale N. 20° O. et est devenu stérile en même temps que sa puissance diminuait; le remplissage se composait toujours de granulite altérée et de quartz blanc. Les recherches n'ont pas été poussées bien loin; la plus avancée au sud a été celle du niveau de 45 mètres, arrêtée à 240 mètres au sud du puits St-Joseph. Une traverse poussée des travaux St-Marc au niveau de 60 mètres a rencontré deux veines de granulite qui pouvaient correspondre au filon B, mais ces veines étaient stériles.

La branche ouest du filon de Rosier, au sud de la bifurcation du Petit-Puits, a porté le nom de filon St-Marc et filon Ste-Hélène. Sa direction est assez ondulée; dans l'ensemble elle est N. 174° E. (N. 6° O.), du Petit-Puits au puits Nora, mais certains éléments sont orientés N. 20° E; son plongement est dirigé vers l'est.

On a rencontré sur cette branche deux massifs métallifères, que l'on a exploités jusqu'au niveau de 60 mètres. Le remplissage y présentait les mêmes caractères que dans le reste des travaux de Rosier, seulement il était très quartzeux. Le premier des deux massifs a été très productif: il présentait une puissance moyenne de $0^m,15$ à $0^m,25$ de galène avec une teneur de 5 kilogrammes d'argent par tonne de plomb; le second était beaucoup moins riche et la teneur en argent n'y était que de 2.200 à 2.500 grammes par tonne de plomb.

Le rendement du minerai brut n'a été que de 4 à 8 p. 100 de ce métal dans les travaux exécutés à une date relativement récente sur le filon principal de Rosier.

Au sud du puits Nora, le filon n'avait plus que $0^m,40$ à $0^m,60$ d'épaisseur; il contenait de la granulite avec beaucoup de quartz et des traces seulement de galène. La roche encaissante était un gneiss très dur.

Les travaux sur le filon St-Marc ont été arrêtés à 390 mètres au sud du puits St-Joseph, à 125 mètres seulement des avancements nord du filon Agnès, de Roure. Les travaux du filon Virginie de Roure, qui paraît représenter le prolongement du filon B de Rosier, sont séparés par un intervalle horizontal de 250 mètres de ceux de ce dernier filon. Il aurait été facile de relier les deux groupes de travaux et intéressant de le faire, mais

on n'a pas osé ajouter à l'épuisement de Roure la venue d'eau de 300 à 400 litres par minute constatée à Rosier.

En effet, dans l'état actuel des choses, on pouvait craindre que les machines de Roure ne fussent incapables de faire face à ce surcroît de travail, étant donné qu'elles ont déjà à élever de 600 à 700 litres d'eau par minute.

Mine de Roure.

A l'opposé de ce qui s'est passé à Rosier, la mine de Roure est restée à peu près inexplorée pendant toute la durée de la Société Pallu; c'est la nouvelle Société qui a effectué la reconnaissance des gîtes principaux de cette région. Les travaux qu'elle y a exécutés ont atteint un développement d'environ 1.700 mètres dans la direction nord-sud, et de 500 mètres dans le sens transversal, avec une profondeur maxima de 250 mètres au-dessous de la galerie d'écoulement.

Le développement successif des travaux de Roure s'est effectué d'une manière assez singulière.

Des travaux avaient été exécutés à une époque reculée sur des affleurements visibles sur la rive gauche du ruisseau de Sauzes, à l'ouest du village de Roure : à la fin du XVIIIe siècle, la Compagnie Lyonnaise avait repris ces travaux vers le point où a été depuis foncé le puits Richard. Tout fut abandonné à partir de 1792. A une date plus récente, la Société Pallu avait exécuté une galerie à travers les vieux travaux et foncé jusqu'à une profondeur de 35 mètres au-dessous de cette galerie de petits puits qui lui avaient semblé indiquer que le gîte était inexploitable.

Abandonnant ce filon, qui représentait le prolongement de la fracture principale passant par Mioche, la Grange et Rosier, la Société Pallu avait reporté, vers 1842, ses recherches à une distance de 200 mètres

environ à l'est, sur un affleurement très riche dirigé N. 40° E., et plongeant au sud-est sous un angle considérable; cet affleurement fut désigné sous le nom de filon St-Georges. On ne tarda pas à reconnaître que ce filon se réunissait vers le nord avec un filon orienté nord-sud et plongeant fortement vers l'ouest, qui fut désigné sous le nom de filon n° 3, mais n'était autre chose que le prolongement du filon B de Rosier.

Le puits Sainte-Marie fut foncé jusqu'à une centaine de mètres de profondeur pour assurer l'exploitation de ces deux filons; cette exploitation fut très productive, mais elle eut fort peu d'étendue dans le sens horizontal; elle était à peu près terminée lors de la constitution de la société actuelle.

Celle-ci au contraire reprit activement l'exploration des vieux travaux de Roure. Le filon attaqué par les anciens avait été recoupé en 1853 par la galerie d'écoulement partie des travaux Sainte-Marie ; près du point où celle-ci avait recoupé le gîte, on fonça l'année suivante le puits Anna. Poursuivant l'exploration du filon vers le sud, on ouvrit en 1856 le puits Agnès, en 1860 le puits Virginie, distant de près de 700 mètres du premier point d'attaque. En 1861, on commença le fonçage du puits Taylor destiné à desservir l'exploitation des parties inférieures du filon, désigné sous le nom de filon Agnès et très productif sur une grande partie de l'étendue explorée.

Vers cette époque, une traverse poussée vers l'est à partir du puits Virginie recoupa un filon nouveau, désigné sous le nom de filon Virginie, qu'on explora à la fois vers le nord et vers le sud. En même temps l'on continuait dans la dernière direction les recherches sur le filon Agnès, sans obtenir d'ailleurs de résultats bien satisfaisants.

Dans la direction nord, au contraire, les recherches exécutées sur le filon Virginie firent découvrir des mas-

sifs importants ; les travaux se développèrent progressivement dans ce sens et finirent par se relier à l'ancienne exploitation du puits Sainte-Marie, mettant ainsi en évidence l'identité du filon n° 3 de cette exploitation avec le filon Virginie. C'est à une époque relativement récente qu'on est arrivé à ce résultat ; le puits du Moulin, situé à 90 mètres au sud du puits Sainte-Marie, a été foncé en en 1880 seulement.

Les travaux de Roure, dont on vient de voir le développement historique, forment un ensemble assez complexe et fort étendu. Ils ont porté principalement sur deux grands filons, le filon Agnès à l'ouest et le filon Virginie à l'est, plongeant en sens inverse et devant, par suite, se réunir en profondeur. Les deux filons se séparent à Rosier, à la hauteur du Petit-Puits et s'infléchissent ensuite en sens opposé, de manière à présenter à leur affleurement un écartement maximum de 250 mètres environ à la hauteur du puits Richard. Plus au sud, ils se rapprochent progressivement et leur distance horizontale se réduit à 70 mètres environ, un peu avant d'arriver au puits Virginie. A partir de ce puits leur allure change beaucoup, probablement à cause de l'influence exercée sur eux par un gros filon porphyrique ; ils prennent tous les deux la direction N. 40° E. et restent parallèles jusqu'au puits James. Au sud de ce puits on n'a guère suivi le filon Virginie ; le filon Agnès s'infléchit de nouveau vers N. 4° E., mais il reste à peu près constamment stérile sur la longueur d'environ 700 mètres reconnue dans cette direction. La roche encaissante devient en même temps très dure ; ces circonstances défavorables expliquent l'arrêt des recherches vers le sud.

Les filons Agnès et Virginie ne sont pas les seuls éléments métallifères connus dans la région de Roure. De ces filons principaux se détachent diverses branches, généralement peu étendues, mais parfois très productives. Le filon Agnès est accompagné du filon Émilie, qui se réunit avec lui en profondeur ; du filon Virginie se détachent le filon Saint-Georges et le filon croiseur situé à la hauteur du puits Agnès, sans parler d'un réseau très complexe de veines divergentes situé en face des puits Richard et Taylor ; enfin, entre les deux filons, à la hauteur des puits Anna et Sainte-Marie, on a rencontré une petite veine métallifère, dite filon Caroline, dont les relations exactes n'ont pu être établies et dont l'importance est d'ailleurs insignifiante.

L'étude de ces diverses branches secondaires sera faite en même temps que celle des filons principaux, suivie elle-même du nord au sud, en commençant par le filon Virginie. Les travaux sur ce dernier filon se décomposent d'ailleurs en deux groupes bien distincts, sans communication entre eux, si ce n'est au niveau d'écoulement ; ce sont : 1° ceux du puits Sainte-Marie, au nord ; 2° ceux compris entre le puits du Moulin et le puits James, au sud.

Les travaux du filon Agnès peuvent également se subdiviser en deux groupes : l'un s'étendant du puits Anna au puits Virginie, et comprenant la presque totalité des travaux productifs ; l'autre comprenant les recherches faites au sud du puits Virginie.

Travaux du puits Sainte-Marie (*). — Ces travaux ont été presque entièrement exécutés par la Société Pallu ; la nouvelle société s'est bornée à enlever ce qui restait de minerai aux étages les plus profonds et à exécuter quelques explorations peu étendues, sans résultat utile d'ailleurs.

Le fonçage du puits Sainte-Marie avait été commencé

(*) Voir la Pl. XV, et la coupe longitudinale annexée au mémoire de MM. Rivot et Zeppenfeld.

en 1842 sur un très bel affleurement appartenant, non pas au filon principal, mais bien à une branche détachée de celui-ci dans la direction N. 40° E., branche dite filon Saint-Georges ou filon n° 1. Le fonçage fut poussé rapidement jusqu'à une centaine de mètres de profondeur et arrêté à ce niveau par suite de l'appauvrissement très marqué de la colonne métallifère.

Le filon Saint-Georges, ou filon n° 1, dans la masse même duquel le puits avait été foncé, était considéré par MM. Rivot et Zeppenfeld comme un filon distinct, coupé et rejeté par le filon principal. Ces auteurs fondaient leur opinion sur un fait d'importance minime, la présence en deux points différents du filon n° 3 (Virginie) de veines de pyrite de fer, veines qu'ils considéraient comme caractéristiques du remplissage du filon Saint-Georges. Le premier point était celui où se détachait ce dernier filon ; le deuxième, distant du premier de quelques mètres au sud, aurait représenté l'autre partie du filon Saint-Georges, à l'est du filon Virginie.

Les explorations faites depuis dans la région n'ont pas confirmé cette manière de voir; on n'a rencontré le prolongement du filon Saint-Georges dans les travaux souterrains ni vers le nord-est, ni vers le sud-ouest, dans la région du puits Richard, où ce prolongement aurait dû passer. A la surface on voit bien dans la première direction, sur le chemin de Roure, vers la laverie, des affleurements feldspathiques et quartzeux, mais ils sont tout à fait stériles. On est donc amené à admettre que le filon Saint-Georges est simplement une branche du filon Virginie, très riche au point où elle se sépare du filon principal, mais s'appauvrissant rapidement et se perdant finalement dans la roche encaissante.

Le filon Saint-Georges était formé de veines de quartz, galène et pyrite, avec beaucoup de barytine près de la surface, courant dans la masse d'un puissant filon gra-

nulitique. Parmi ces veines, on en distinguait deux principales dont l'une, à l'est, portait plus spécialement le nom de Saint-Georges; l'autre, à l'ouest, avait reçu celui de Saint-Léopold. Ces deux veines se séparaient l'une de l'autre au nord du puits Sainte-Marie, divergeaient ensuite vers le sud et devenaient peu à peu stériles dans cette direction. Quand les deux veines se réunissaient, la zone métallifère avait une puissance totale de 4 à 5 mètres ; la puissance réduite a atteint alors jusqu'à 2 mètres de galène. La veine Saint-Georges présentait à elle seule une épaisseur totale de $1^m,50$ à $2^m,50$ et une épaisseur réduite de $0^m,50$ à 1 mètre.

La teneur en argent était non moins remarquable que la puissance du gîte, tout en présentant des variations locales très accentuées. Jusqu'à une trentaine de mètres de profondeur, elle était de 4 à 5 kilogrammes par tonne de plomb ; vers 40 à 50 mètres au-dessous de la surface, elle est tombée entre 2 et 3 kilogrammes, pour se relever plus bas aux environs de 6 kilogrammes. Dans les travaux les plus profonds, vers 100 mètres, la teneur en argent n'était plus que de 2.000 à 2.500 grammes. Il est bien difficile de déduire une loi quelconque de ces variations.

Le filon Saint-Georges contenait, outre la galène, de la pyrite en assez forte proportion; ordinairement distribuée en veines irrégulières, elle formait des masses importantes à la limite de la colonne métallifère.

La blende semble avoir fait complètement défaut dans les travaux du filon Saint-Georges ainsi que dans la région voisine du filon Virginie.

La colonne métallifère du filon Saint-Georges présentait une puissance et une richesse des plus remarquables, mais son étendue horizontale était assez restreinte. Elle a varié entre 50 et 60 mètres depuis la surface jusqu'à 55 mètres de profondeur, avec un maximum très marqué vers

20 mètres, maximum dû surtout à un enrichissement local de la veine Saint-Léopold, qui a été exploitable sur 120 mètres de longueur à ce niveau. Mais au-dessous de la profondeur de 55 mètres la colonne s'est resserrée rapidement; à 100 mètres, elle n'était plus exploitable que sur une dizaine de mètres en direction, et son remplissage, médiocrement argentifère, était devenu très quartzeux. Aussi n'a-t-on pas jugé opportun de pousser plus loin le fonçage du puits Sainte-Marie, ouvert dans le filon jusqu'à 60 mètres de profondeur et peu solide par suite dans sa partie supérieure.

Ce puits a servi à assurer l'exploitation non seulement du filon Saint-Georges, mais aussi du filon Virginie dans la région voisine du croisement. Ce dernier filon est certainement identique avec le filon B de Rosier, bien qu'il soit séparé de celui-ci par une région inexplorée, de 300 mètres environ d'étendue horizontale. Dans l'intervalle on a exécuté, à 8 mètres au-dessus de la galerie d'écoulement de Roure, une recherche d'une centaine de mètres sur une veine argileuse stérile, encaissée dans un gneiss altéré, qui peut à la rigueur représenter une partie intermédiaire du filon, sans qu'on ait d'ailleurs aucune certitude à cet égard.

Dans les travaux Sainte-Marie, le filon n° 3 (Virginie) a été exploré sur 200 mètres en direction; il est orienté nord-sud et plonge fortement vers l'est. Sa puissance est de $0^{m},70$ à $0^{m},80$; son remplissage est formé de granulite avec veines de quartz plus ou moins mélangé de galène, de très peu de pyrite et de barytine en abondance près de la surface.

La région du filon située au nord du croisement avec le filon Saint-Georges s'est montrée stérile; il en était de même de ce dernier près du croisement.

La zone métallifère ne commençait qu'à une petite distance au sud et elle s'étendait sur 180 à 110 mètres dans

cette direction; dérangée vers son milieu par un brouillage considérable, elle s'appauvrissait progressivement vers le sud. Les explorations dirigées dans ce sens par la Société Pallu avaient été très restreintes; on ne les a pas reprises depuis de crainte d'amener dans les travaux principaux de Roure la venue de 300 litres d'eau par minute constatée au puits Sainte-Marie; il reste donc une région d'une centaine de mètres réellement inexplorée entre la colonne riche du puits Sainte-Marie et la zone métallifère importante exploitée encore aujourd'hui sur le filon Virginie, en face des puits Richard et Taylor, foncés sur le filon Agnès.

La première colonne exploitée par le puits Sainte-Marie, très rapprochée de celle du filon Saint-Georges, présentait une composition de remplissage fort analogue à celle de ce filon, à cette seule différence près que la pyrite, beaucoup plus rare, était en mouches au lieu d'être en veines continues. La blende était très rare; la barytine, abondante à la surface, disparaissait complètement au-dessous d'une soixantaine de mètres de profondeur.

La galène, plutôt en veinules qu'en mouches, présentait une épaisseur réduite variant de $0^{m},15$ à $0^{m},30$; sa teneur en argent était, vers 30 mètres, de 4 à 5 kilogrammes par tonne de plomb; entre 40 et 50 mètres, de $2^{kg},5$ à 3 kilogrammes; au-dessous de 60 mètres, de 4 kilogrammes; enfin vers 100 mètres, la teneur était retombée à 2 kilogrammes en même temps que la proportion relative de galène avait fortement diminué.

Les travaux n'ont pas dépassé ce dernier niveau; l'exploitation était déjà fort restreinte à partir du niveau de 60 mètres; au-dessous de ce niveau on s'est borné à quelques abatages peu étendus, vers 80 mètres de profondeur.

Le brouillage mentionné plus haut comme affectant la

colonne métallifère la coupait un peu au sud du point où les traverses parties du puits Sainte-Marie avaient recoupé le filon, vers 30 et 50 mètres de profondeur. Sur une étendue de 8 à 10 mètres, le filon et la roche encaissante étaient broyés et leurs débris étaient mélangés de sable et de cailloux roulés paraissant provenir de la surface. Au niveau de 50 mètres, on a rencontré, à une cinquantaine de mètres plus au sud, un deuxième brouillage, représenté par une masse argileuse où se trouvaient des masses arrondies d'une matière noire, tendre et poreuse, ressemblant à des cailloux roulés d'une lave scoriacée. Aux niveaux inférieurs, on n'a rien constaté de semblable.

Ce phénomène singulier est assez difficile à expliquer d'une manière satisfaisante; il est à rapprocher de faits analogues signalés dans le Cornwall.

Dans ce district métallifère, on a signalé depuis longtemps déjà la présence, dans les filons soit cuivreux, soit stannifères, de fragments arrondis de roches diverses différant nettement de la roche encaissante et ayant tous les caractères de cailloux roulés provenant de la surface.

Sans passer ici en revue les indications fournies par divers auteurs sur des faits de ce genre, nous croyons intéressant de mentionner ici deux observations que nous avons pu faire personnellement en 1873, dans le district de Gwinear.

Le filon de New-Rosewarne présente deux remplissages distincts : l'un cuivreux au toit, l'autre stannifère au mur. Ce dernier se composait alors d'une sorte de conglomérat formé de fragments de schiste (killas) et de porphyre quartzifère (elvan), cimentés par un remplissage de quartz, cassitérite, mispickel et chlorite radiée. Les fragments d'elvan, arrondis comme des cailloux roulés, présentaient des caractères très différents de ceux de la roche porphyrique constituant le seul filon éruptif re-

coupé par le filon métallifère; ils devaient donc être d'origine superficielle, bien qu'on les rencontrât jusqu'à une profondeur d'une centaine de mètres.

Dans le gîte voisin de North-Rosewarne, le remplissage présentait des caractères analogues; les cailloux roulés d'elvan étaient relativement moins abondants, mais on rencontrait assez fréquemment des blocs arrondis d'un granite à grain fin dont l'analogue n'existe pas dans les environs. Nous avons pu observer nous-même une boule semblable, de $0^m,50$ de diamètre, à une profondeur de 75 mètres au-dessous de la surface.

L'explication la plus naturelle de ces faits singuliers consisterait à admettre qu'un phénomène sismique a provoqué l'ouverture d'une large crevasse au-dessous d'alluvions à cailloux roulés et amené par suite la chute d'une partie de ces alluvions dans la crevasse, qui se serait refermée ensuite. La production d'un phénomène de ce genre n'aurait rien de surprenant dans la région de Pontgibaud où les manifestations volcaniques de toute nature se sont produites fréquemment pendant une assez longue période.

Filon Virginie (*). — A une époque bien postérieure au développement des travaux Sainte-Marie, vers 1880, on a foncé à la hauteur de l'extrémité sud de ces travaux, mais à une certaine distance à l'ouest, un puits dit du Moulin, qui n'a pas dépassé une profondeur d'une quarantaine de mètres. Par ce puits et par le puits Taylor, foncé sur le filon Agnès, mais relié au filon Virginie par de grandes traverses aux niveaux de 100 et de 225 mètres, on a exploité sur ce dernier filon un massif métallifère très important, séparé par un intervalle de moins de 100 mètres des travaux Sainte-Marie.

Cet intervalle paraît être stérile; le filon Virginie y

(*) Voir Pl. XV et XIX.

serait représenté par une veine mince de granulite, sans minerai, très fréquemment dérangée par des cassures transversales.

Le massif métallifère qui se développe au sud de cette zone improductive présente des caractères assez analogues à ceux de la région du puits Sainte-Marie. Il a pour origine initiale un réseau complexe de filons de granulite, encaissés dans le gneiss. Cette roche est tendre près de la surface, mais très dure en profondeur; elle est devenue ordinairement granulitique au voisinage des filons de la roche éruptive.

Le remplissage métallifère s'est ramifié en branches multiples dans ce réseau complexe et s'y est montré très productif. La masse ainsi imprégnée donne en moyenne 6 à 8 p. 100 de plomb, tenant ordinairement 3 kilogrammes d'argent par tonne, parfois jusqu'à 6 kilogrammes.

Cette espèce de stockwerk a eu, en certains endroits, une puissance de 30 mètres. Du côté de l'ouest, c'est-à-dire vers le filon Agnès, il n'est pas délimité d'une manière très nette; du côté est au contraire, il est coupé brusquement par une veine argileuse, orientée nord-sud magnétique, c'est-à-dire N. 162° E. (N. 18° O.) et sensiblement verticale, au delà de laquelle on n'a pas trouvé trace de minerai. Il a été très productif près de la surface, et donne encore lieu à des abatages importants aux niveaux de 80 mètres et de 100 mètres; ces abatages se sont surtout développés aux bifurcations de veines métallifères. Le gîte est resté à peu près inexploré entre 100 et 225 mètres; à ce dernier niveau, il a été trouvé très quartzeux et très appauvri.

L'étendue du stockwerk a été, dans le sens horizontal, de 150 à 200 mètres suivant les niveaux; au sud, le filon devient plus pauvre sur une centaine de mètres, puis rencontre un filon métallifère, orienté N. 150° E. (N. 30° O.),

et plongeant vers le nord-est, qui a été qualifié de croiseur, bien qu'il semble avoir été dérangé par le filon principal plutôt que d'avoir dérangé celui-ci. En effet, ce croiseur se divise en deux parties, l'une à l'ouest, productive et par suite bien explorée, l'autre à l'est, beaucoup moins bien connue, mais paraissant rejetée de 30 à 40 mètres vers le sud par l'action du filon principal. Cette deuxième partie n'est qu'une simple cassure dans le gneiss; l'autre, au contraire, contient un remplissage granulitique et quartzeux qui a été très productif, au voisinage du filon Virginie, depuis la surface jusqu'au niveau de 60 mètres. L'appauvrissement a été rapide soit en direction, soit en profondeur; la traverse poussée au niveau de 100 mètres du puits Taylor vers le filon Virginie a rencontré une cassure stérile dans le prolongement du croiseur; l'exploration effectuée sur une étendue de 80 mètres environ au niveau de 225 mètres a suivi simplement une veine argileuse, mouchetée de pyrite, encaissée directement dans le gneiss.

Il est à remarquer que l'appauvrissement du croiseur a coïncidé avec une diminution sensible de son inclinaison qui était verticale en haut et qui n'est que de 75 degrés environ, vers l'est, dans les zones inférieures. C'est une analogie avec le gîte de la Brousse, mais une différence avec ce qu'on observe ordinairement à Roure, où l'inclinaison des filons principaux ne semble avoir exercé aucune influence sensible sur leur richesse.

Au sud du croiseur, le filon Virginie subit une modification très notable de ses caractères généraux; bien qu'il n'ait pas été déplacé en plan par le croiseur, son inclinaison change de sens, il devient irrégulier d'allure et très peu productif. Il conserve ces caractères jusqu'au moment où il est rencontré par un deuxième croiseur, orienté N. 140° E. (N. 40° O.), qui le déplace d'environ 40 mètres vers l'est. Ce croiseur est absolument stérile;

mais au sud de l'intersection le filon Virginie redevient presque immédiatement productif jusqu'au niveau de 60 mètres et même parfois jusqu'à celui de 80 mètres. Le plongement reste dirigé vers l'est, mais il augmente en même temps que l'orientation du filon se modifie. Après avoir été de N. 40° E. sur 300 mètres environ, elle est de N. 25° E. jusqu'au voisinage du puits James, où elle redevient N. 45° E. Dans cette région, le filon Virginie avait une puissance de $0^m,40$ à $0^m,60$ seulement, mais son remplissage, formé de granulite avec beaucoup de veines de quartz, rendait 8 à 10 p. 100 de plomb tenant en moyenne 2.800 grammes d'argent par tonne. Le filon court ainsi parallèlement au filon Agnès sur une longueur d'environ 200 mètres, la distance horizontale entre les deux gîtes étant d'une soixantaine de mètres seulement; l'intervalle est occupé par un gneiss généralement assez dur. L'exploration du filon Virginie avait été longtemps arrêtée à la hauteur du puits James. Elle a été reprise récemment et poussée jusqu'à une centaine de mètres au sud de ce puits, au niveau de 60 mètres. Le filon s'est montré très irrégulier d'allure et peu productif; il est encaissé tantôt dans le gneiss, tantôt dans une granulite très décomposée.

Filon Agnès (*). — Le filon Agnès forme le prolongement du filon Saint-Marc de la mine de Rosier; bien que les travaux n'aient pas été reliés les uns aux autres, la continuité des deux gîtes n'en est pas moins hors de doute. Aussi a-t-on souvent appliqué le nom de filon Saint-Marc à toute la partie du filon Agnès située au nord du puits du même nom; on réservait alors le nom de filon Agnès à la partie du gîte située au sud, partie ne présentant pas la même orientation que la première. Mais la continuité

(*) Voir Pl. XV et XX.

du remplissage rend peu rationnelle une subdivision de ce genre.

On a vu que les filons Agnès et Virginie sont séparés à l'affleurement par une distance horizontale de 150 à 250 mètres dans toute la région nord, pour se rapprocher ensuite beaucoup dans la région du puits Virginie. En profondeur, les deux filons convergent, puisque le filon Virginie plonge vers l'ouest, tandis que le filon Agnès plonge vers l'est, sous un angle très considérable près de la surface, un peu moindre en profondeur; on présume qu'ils doivent se réunir à une distance de 500 à 600 mètres de la surface. Cette manière de voir est confirmée par la présence d'un grand nombre de cassures et de veines secondaires, productives ou non, dans l'intervalle qui sépare les deux filons. En décrivant le filon Virginie, nous avons déjà mentionné le filon Saint-Georges, orienté N. 40° E. et le croiseur productif, orienté N. 30° O., qui se détache du filon Virginie au sud du stockwerk. Ce sont, en réalité, des branches détachées du filon Virginie qui convergent vers le puits Taylor, foncé sur le filon Agnès. On aurait pu supposer que leur point de convergence aurait donné lieu à la formation d'une colonne riche; il semble qu'il n'en soit rien, car les recherches nombreuses faites autour du puits Taylor n'ont fait reconnaître aucune trace du filon Saint-Georges et ont trouvé le croiseur absolument stérile.

Dans la région nord des travaux de Roure, on a recoupé, entre les deux grands filons, à une centaine de mètres du puits Anna, une veine mince, orientée N. 166° E. (N. 14° O.), un peu métallifère bien qu'encaissée directement dans le gneiss. Cette veine, connue sous le nom de filon Caroline, a été explorée sur une centaine de mètres en direction, tant au niveau d'écoulement qu'à celui de 40 mètres; elle s'est montrée inexploitable partout.

Le filon Agnès présente à son extrémité nord les

mêmes caractères que le filon Saint-Marc à l'avancement sud des travaux de Rosier; c'est une veine mince de granulite, avec quartz stérile, serrée dans le gneiss. Au sud du puits Anna, le filon se dédouble; la branche est a été considérée comme représentant le filon Agnès ou Saint-Marc, tandis que la branche ouest recevait le nom de filon Émilie. Toutes les deux plongent vers l'est, mais la première sous un angle plus fort que la seconde; leur jonction, qui affleure à la surface vers le puits Anna, s'enfonce vers le sud jusqu'à la profondeur de 200 mètres en face du puits Taylor; elle se relève ensuite et vient affleurer de nouveau un peu au sud du puits Agnès, c'est-à-dire à 300 mètres environ du point initial de séparation des deux filons. Ce phénomène donne vraisemblablement une image assez exacte des relations qui doivent exister, sur une échelle plus grande, entre le filon Agnès et le filon Virginie.

Le filon Émilie ne s'est montré productif qu'au nord du puits Richard, jusqu'à une profondeur de 60 mètres au maximum; plus au sud, son remplissage est stérile et composé exclusivement de granulite et de quartz.

En face de la zone productive du filon Émilie, le filon principal était très pauvre; son remplissage présentait à peu près les mêmes caractères que celui des parties stériles du premier filon. La galène n'a commencé à s'y montrer avec une certaine abondance que vers le milieu de la distance qui sépare les puits Anna et Richard; sa proportion relative a augmenté rapidement vers le sud, la pyrite et la blende restant d'ailleurs peu abondantes.

La colonne métallifère principale du filon Agnès s'est ainsi développée sans interruption jusqu'au delà du puits Virginie, sur une étendue horizontale de plus de 500 mètres, mais elle n'a guère dépassé en profondeur le niveau de 60 mètres. Elle a d'ailleurs été très productive; le filon était composé de veines quartzeuses ramifiées sur une

épaisseur de 3 à 4 mètres dans un filon de granulite beaucoup plus puissant encore. La galène se présentait souvent en veines massives et fournissait une forte proportion de minerai de scheidage; le remplissage rendait en moyenne 10 p. 100 de plomb, moins argentifère que dans les abatages du filon Virginie, car il tenait seulement 2.000 à 2.200 grammes d'argent partonne.

La continuité de cette importante colonne métallifère n'a pas été interrompue par les changements de direction du filon. Celui-ci, orienté N. 20° E. au nord du puits Agnès, se dévie brusquement dans la direction nord-sud au delà de celui-ci, pour reprendre la direction N. 40° E. à 50 mètres environ au nord du puits Virginie.

La première partie du filon, située au nord du puits Agnès, est prolongée directement au sud par une branche qui se détache du côté du mur à la hauteur de ce puits. On avait donné à cette branche le nom de filon Saint-Marc, parce qu'elle semblait continuer vers le sud la direction de ce filon; on l'a suivie sur 70 à 80 mètres, puis elle s'est appauvrie rapidement en direction. Elle s'est comportée de même en profondeur; après avoir donné un peu de minerai au niveau de 20 mètres, elle s'est montrée à peu près stérile à celui de 40 mètres. Son remplissage était formé de granulite et de veines de quartz comme dans le filon principal; seulement le quartz était brisé au lieu de se présenter en zones régulières.

Une autre branche s'est détachée du filon principal, près du puits Agnès, mais du côté opposé, vers le sud-est. Elle n'avait que $0^{m},30$ à $0^{m},40$ de puissance; son remplissage présentait les mêmes caractères que celui du filon Agnès. Il était assez riche en plomb au niveau de 20 mètres; ce plomb tenait 3 kilogrammes d'argent par tonne. La veine s'est appauvrie rapidement en direction et est devenue stérile à une distance d'environ 25 mètres.

La grande colonne métallifère du filon Agnès se termine à une cinquantaine de mètres au sud du puits Virginie; celle du filon Virginie ne se prolonge que d'une soixantaine de mètres plus au sud. On a vu que la première ne descendait guère au-dessous du niveau de 60 mètres; en quelques points cependant les abatages ont pu se continuer sans interruption jusqu'à 80 et même 100 mètres. La zone comprise entre les niveaux de 100 et de 175 mètres est absolument stérile; plus bas, on a retrouvé quelques petits massifs métallifères que l'on a suivis jusqu'au niveau de 250 mètres, limite actuelle des explorations en profondeur. Il est regrettable que cette limite n'ait pas pu être dépassée, mais elle ne pouvait guère l'être, étant données la section du puits Taylor et la puissance des machines actuellement installées sur ce puits. La venue d'eau y est de 600 à 700 litres par minute; ni les pompes ni la machine d'épuisement ne pourraient fournir un travail sensiblement supérieur à celui qu'elles donnent aujourd'hui. D'autre part, la substitution d'une nouvelle installation d'épuisement à celle actuellement en service serait pratiquement fort difficile et se ferait dans de mauvaises conditions; enfin les dimensions du puits ne permettraient guère d'y installer une extraction par cages guidées, seule rationnelle pour les grandes profondeurs. On comprend donc que l'on ait renoncé, d'une manière probablement définitive, à poursuivre le fonçage du puits Taylor. Si l'on reprend jamais l'exploration des zones profondes de la région de Roure, ce sera sans doute au moyen d'un puits spécial, ouvert sur des dimensions convenables et muni de machines assez puissantes pour pouvoir atteindre une profondeur de 500 à 600 mètres.

Les travaux profonds de Roure n'ont guère porté que sur le filon Agnès. Le remplissage de ce filon y conserve les mêmes caractères généraux qu'au voisinage de la surface; il se compose de veines quartzeuses ramifiées dans un puissant filon de granulite. Seulement ces veines quartzeuses sont à peu près stériles, au lieu de renfermer une forte proportion de galène, comme dans les niveaux supérieurs. L'appauvrissement du filon n'est pas accompagné ici, comme à la Brousse, d'un changement d'inclinaison ni d'une diminution de puissance moyenne; le filon Agnès plonge d'environ 80 degrés vers l'est, au fond comme à la surface, et sa puissance reste considérable jusqu'au niveau de 250 mètres.

Le filon Virginie est beaucoup moins bien connu au-dessous du niveau de 100 mètres; on s'est borné à y tracer le niveau de 225 mètres et à y constater des caractères analogues à ceux présentés par le filon Agnès à la même profondeur. A ce niveau, le filon Virginie est presque vertical, comme près de la surface; son plongement change même assez fréquemment de sens.

En direction, la colonne métallifère principale du filon Agnès se termine à 50 mètres environ au sud du puits Virginie; on a vu que celle du filon Virginie ne se prolonge guère davantage et se termine un peu avant le puits James, qui peut être considéré comme indiquant la limite sud de la région productive de Roure.

Les explorations ont été cependant poussées à 700 mètres plus loin dans la même direction; mais, à partir du puits James, elles ont été exécutées exclusivement au niveau d'une galerie d'écoulement dite Stollen, dont l'orifice se trouve près du puits Agnès, à 18 mètres au-dessus de la galerie d'écoulement qui débouche en aval du puits Sainte-Marie. Elle n'ont donc fait connaître qu'une zone assez rapprochée de la surface, car les deux puits qui les mettent en relation avec le jour, le puits du Manège et le puits Paul, ont l'un et l'autre une profondeur d'une quarantaine de mètres seulement. La région explorée, au sud des puits James et Virginie, présente

des caractères spéciaux qui commencent à se manifester à partir du puits Agnès et qui se rattachent vraisemblablement au voisinage du massif granitique de Gelles. La limite visible de ce massif est d'abord orientée est-ouest et suit le ravin de Sauzes sur sa rive gauche, en haut des escarpements qui le bordent au nord, puis elle coupe le ravin à 400 mètres environ du puits Agnès et prend ensuite la direction nord-sud. Le faisceau des filons de Roure s'en rapproche beaucoup, car le puits James n'est éloigné que de 250 mètres environ du bord du massif granitique : à cette distance le gneiss est coupé par de nombreux filons de roches feldspathiques et durci par une imprégnation des éléments de ces filons, ainsi qu'il arrive souvent au voisinage des massifs granitiques.

A partir du puits Agnès, on observe au mur du filon du même nom des masses considérables de roches feldspathiques, assez difficiles à définir au moyen des descriptions un peu anciennes, les seules qu'on possède aujourd'hui ; dans une traverse poussée vers l'ouest à la hauteur de l'extrémité de la colonne riche du filon Agnès, on aurait traversé ces roches sur 225 mètres environ sans en être sorti. Vers l'extrémité de la traverse, c'est-à-dire au voisinage du granite, la roche aurait pris un aspect franchement porphyroïde.

La même traverse avait rencontré, à 25 mètres du filon, une veine métallifère, mince et très peu productive. Cette veine n'a été suivie que sur une longueur insignifiante.

Au sud de cette traverse, et jusqu'à la hauteur du puits James, le filon Agnès s'est montré productif par places au voisinage de la surface, mais il était presque stérile au niveau de 20 mètres. Dans cette région, le remplissage quartzeux, pauvre en galène, est disséminé sur une largeur de 3 à 4 mètres, vers le toit d'un puissant filon de granulite encaissé lui-même dans le gneiss.

Peu à peu les veines de quartz deviennent stériles et se disséminent dans toute l'épaisseur de la masse granulitique, puissante d'une vingtaine de mètres.

A 180 mètres environ au sud du puits Virginie, le filon, présentant ces caractères et orienté N. 40° E. vient buter contre une veine pyriteuse qui prolonge à peu près la veine détachée du côté du mur, près du puits Agnès, et connue sous le nom de filon Saint-Marc. Le filon se dévie en rencontrant cette veine et prend peu à peu la direction N. 5° E., qu'il conserve jusqu'à l'extrémité des recherches poussées vers le sud.

Dans la région où la déviation se produit, le remplissage est très brisé : au delà du puits du Manège, il reprend ses caractères normaux. Jusqu'au voisinage du puits Paul, c'est-à-dire sur 300 mètres environ, il a 2 à 3 mètres de puissance et se compose de granulite avec veines de quartz et de barytine, sans minerai. Sur tout ce parcours, le filon, orienté N. 5° E., présente une allure très régulière tout en restant stérile.

Un peu avant d'arriver au puits Paul, on voit reparaître la galène dans le remplissage ; en même temps, la barytine y devient très abondante. On a pu exécuter quelques abatages dans cette région, au voisinage d'un croiseur est-ouest, contenant du mispickel, qui a rejeté d'une quinzaine de mètres vers l'ouest la partie sud du filon. Les abatages, situés des deux côtés du rejet, se trouvaient au-dessous de vieux travaux connus sous le nom de travaux d'Argentelle. Le plomb y contenait 2.200 grammes d'argent par tonne. Le minerai a disparu rapidement au sud du croiseur, et le filon, très chargé de barytine, est resté absolument stérile jusqu'à la rencontre d'un deuxième croiseur est-ouest, contenant du mispickel. On a arrêté, vers 1875, les travaux d'exploration en ce point, à une distance de 125 mètres au sud du puits Paul.

Les recherches exécutées à Argentelle sur le prolongement du filon Agnès sont très rapprochées du contact du gneiss avec le granite ; la distance horizontale entre la galerie d'exploration et l'affleurement de ce contact ne dépasse pas une soixantaine de mètres. Il est donc bien probable que le filon pénétrerait dans le granite à une faible profondeur.

On n'observe cependant nulle part ce phénomène à la surface : on connaît bien une série d'affleurements qui prolongent au sud ceux d'Argentelle, mais ces affleurements contournent le bord du massif granitique sans y pénétrer. Les tranchées qu'on y a exécutées pour les explorer ont montré simplement des veines de quartz stérile, courant dans une granulite très feldspathique.

Travaux de Say. — En un point situé au-dessus du village de Say, à 1.100 mètres au sud d'Argentelle, on a exécuté vers 1882 une recherche de 50 mètres en galerie, suivant des veines de quartz rougeâtre, dirigées nord-sud et ramifiées dans un filon de microgranulite, à gros cristaux de quartz bipyramidé, avec quelques cristaux de cordiérite assez peu altérée. On y a trouvé des mouches de pyrite, mais pas trace de galène.

Recherches de Saysoubre. — On a obtenu des résultats relativement plus satisfaisants dans une recherche entreprise vers la même époque (1882) près de Saysoubre, à 850 mètres plus au sud. On avait observé dans le gneiss, à une distance de 200 à 300 mètres du granite, un affleurement quartzeux de 2 à 3 mètres de puissance, avec barytine, cérusite et pyromorphite ; on ouvrit sur cet affleurement une galerie que l'on poussa à une distance de 280 mètres vers le sud.

Les résultats de cette recherche n'ont pas été aussi satisfaisants que les caractères de l'affleurement auraient

pu le faire présumer. Le filon, orienté N. 20° E, présentait seulement une puissance de $0^m,50$ à 1 mètre ; son remplissage, formé de granulite fortement kaolinisée et de quartz, ne contenait qu'une très faible proportion de galène. Cette galène tenait environ 6 kilogrammes d'argent par tonne de plomb, mais elle était en trop petite quantité pour que l'exploitation fut possible, aussi a-t-on suspendu les recherches.

Les travaux de Saysoubre ont donné un résultat intéressant au point de vue géologique. Ils ont montré que le filon exploré, présentant les caractères ordinaires des filons de Pontgibaud, s'étendait sous la coulée basaltique du Puy de Banson et sous le conglomérat ponceux, appartenant au pliocène moyen, sur lequel cette coulée repose ; on a constaté en même temps que le filon, bien net dans le gneiss, ne pénétrait pas dans les deux formations plus modernes qui lui sont superposées. On peut en conclure que le dépôt du remplissage métallifère des filons plombeux de Pontgibaud est antérieur au pliocène moyen.

Filons de cassitérite et de mispickel.

La venue plombeuse n'est pas la seule qui se soit manifestée dans la région de Pontgibaud ; on rencontre en divers points de cette région des filons probablement beaucoup plus anciens, encaissés soit dans les schistes cristallins, soit dans le granite, à remplissage quartzeux avec mispickel plus ou moins aurifère et parfois avec cassitérite.

Gîte de cassitérite d'Argentelle (*). — Ce dernier cas s'est produit dans la région d'Argentelle, au-dessous du hameau de Mont-la-Côte. On y découvrit, en 1860, dans

(*) Voir Pl. XV.

le granite à mica noir, mais tout près du contact de cette roche avec le gneiss, un affleurement quartzeux où l'on constata la présence de l'oxyde d'étain. On exécuta d'abord une petite descenderie sur cet affleurement, puis on attaqua près de l'orifice du puits Saint-Paul, c'est-à-dire à un niveau inférieur de 30 à 35 mètres à celui de l'affleurement, une galerie est-ouest qui recoupa trois filons quartzeux orientés N. 20° E. et plongeant vers le sud-est. Les deux premiers contenaient seulement du mispickel; le troisième renfermait en outre quelques mouches de cassitérite.

Ce minéral était très peu abondant, aussi arrêta-t-on les travaux après avoir suivi le filon sur une quarantaine de mètres en direction. On n'avait pas songé à cette époque à essayer le mispickel rencontré dans ces filons ainsi que dans les croiseurs reconnus dans les travaux du puits Paul; on ne sait donc pas s'il est aurifère, comme celui des gîtes suivants.

Filon de la Miouse. — Tout près du pont construit pour le passage de la route de Riom à Rochefort sur la rivière de la Miouse, non loin de la station de chemin de fer qui porte le nom de ce cours d'eau, on a exploré vers 1886 un filon de quartz d'un mètre de puissance environ, encaissé directement dans le micaschiste. Ce filon est très disloqué; dans l'ensemble, sa direction est nord-sud et son plongement vers l'est. Une recherche en galerie y a fait constater la présence de mispickel aurifère; la teneur en or était de 40 à 100 grammes par tonne de minerai trié à la main. Cette teneur aurait été très rémunératrice si le gîte avait eu quelque continuité et si le mispickel s'y était rencontré en proportion suffisamment constante. Ces deux conditions n'étaient malheureusement pas remplies, aussi a-t-on bientôt abandonné les travaux d'exploration.

Il en a été de même de ceux que l'on avait entrepris tout près de là, sur la rive droite de la Sioule. On avait foncé un puits de 8 mètres sur un affleurement de quartz et de mispickel; la teneur du minerai était analogue à celle du filon de la Miouse, mais elle était tout aussi irrégulière et le gîte n'avait guère que $0^m,30$ de puissance.

Affleurements de Madras. — Au lieu dit Madras, à un kilomètre environ au sud-est de Pontgibaud, on a exécuté en dehors de la région concédée des recherches superficielles sur un affleurement de quartz avec mispickel, encaissé dans le micaschiste et tout à fait analogue à celui de la Miouse. On y a constaté des teneurs analogues, plus élevées même, mais l'irrégularité du gîte est telle qu'il ne semble pas possible d'y installer une exploitation régulière.

ÉPOQUE DE FORMATION DES GITES DE PONTGIBAUD

La formation du remplissage métallifère des filons de Pontgibaud paraît être assez récente, ainsi qu'on peut le déduire de divers faits indiqués dans la description qui précède.

A défaut de données plus précises pour fixer l'âge de cette formation, on pourrait chercher à tirer parti du phénomène remarquable de dislocation qui affecte le filon Virginie, un peu au sud du puits Sainte-Marie; la détermination de la nature des fragments roulés de roches volcaniques entraînés dans la faille fournirait quelques indications sur l'âge minimum du filon coupé par cette faille. Mais les données que l'on possède à ce sujet sont bien vagues; il est sans grand intérêt d'y recourir puisqu'on dispose d'observations plus précises permettant d'arriver au même résultat.

Les filons métallifères de Pontgibaud ne pénètrent ni dans les basaltes de Chalusset, appartenant à la période quaternaire, ni dans les basaltes de Laudine et de Roure, dont l'éruption correspond au pliocène supérieur ; leur formation est donc antérieure à cette dernière époque.

Elle est même antérieure au pliocène moyen, car le filon de Saysoubre ne pénètre pas dans les alluvions ponceuses de cette période, bien nettement définies par les débris végétaux qu'elles renferment.

On ne connaît pas, dans les environs de Pontgibaud, de formations sédimentaires plus anciennes pouvant servir de points de repère et on est par suite réduit à des conjectures pour fixer une limite inférieure de l'âge des filons. Il y a lieu de présumer cependant que la formation de ces filons ne peut guère remonter au delà de la période miocène, d'après les considérations suivantes. La direction générale des filons de Pontgibaud est sensiblement parallèle à celle des failles qui limitent la Limagne du côté de l'ouest, et on peut présumer que le développement des deux faisceaux de fractures s'est effectué simultanément. Or, les failles limites de la Limagne se sont ouvertes entre le dépôt des arkoses tongriennes, fortement relevées sur le bord du plateau supportant la chaîne des Puys, et celui des couches aquitaniennes, sensiblement horizontales, qui occupent la plaine (*).

Cette manière de voir est confirmée par l'existence, dans les arkoses tongriennes elles-mêmes, à Royat par exemple, de filons orientés à peu près nord-sud, peu ou point métallifères, mais riches en barytine et ayant fourni en abondance de beaux cristaux de cette substance. L'aspect de la barytine provenant de ces filons est assez différent de celui que le même minéral présente dans les

(*) Michel Lévy, *Bulletin de la Société géologique de France*, 1890, p. 698.

gîtes de Pontgibaud ; néanmoins, il y a là un rapprochement intéressant qui peut contribuer à fixer une limite supérieure probable pour l'ancienneté du remplissage métallifère prédominant dans la région.

Le dépôt de ce remplissage aurait donc eu lieu entre le milieu de la période miocène et celui de la période pliocène. Il est possible que le phénomène initial de réouverture des anciens filons granulitiques soit antérieur à l'aquitanien, mais la formation du remplissage métallifère doit être postérieure.

D'après la relation observée dans beaucoup de localités entre l'apparition des rhyolithes et la formation de filons argentifères, on pourrait supposer que ce remplissage est contemporain des éruptions acides qui ont signalé le début de l'activité volcanique au Mont-Dore, c'est-à-dire à peu près du pliocène moyen. Ce n'est là qu'une hypothèse sans fondement bien précis ; si on l'admettait, on devrait en conclure que la venue métallifère s'est produite alors que la région présentait déjà les grandes lignes de son relief actuel. Nous avons vu en effet qu'à l'époque du pliocène moyen la dépression de la Sioule commençait à se manifester, bien que son creusement fût loin d'être aussi avancé qu'aujourd'hui.

DISTRIBUTION DES FRACTURES INITIALES

Lorsqu'on cherche à grouper d'une manière rationnelle les gîtes métallifères de Pontgibaud, on constate qu'ils peuvent se rattacher à cinq faisceaux indépendants, d'importance fort inégale. Ce sont, en allant de l'est à l'ouest : 1° Barbecot et Brot ; 2° Pranal ; 3° la Brousse ; 4° Mioche, la Grange, Rosier et les deux filons pricipaux de Roure ; 5° le filon Saint-Denis de Rosier, auquel on pourrait peut être rattacher l'extrémité sud des travaux de Roure.

Le premier groupe se subdivise en deux faisceaux secondaires, distants horizontalement de 250 mètres environ. Le plus oriental, celui de Barbecot, est dirigé presque exactement vers le nord-est; il a été suivi sur une longueur totale de 600 mètres environ et paraît correspondre sur toute cette étendue à une cassure unique. Celui de Brot au contraire comprend deux filons très rapprochés, explorés sur une longueur de 250 mètres, orientés N. 20° E. dans leur partie productive et déviant peu à peu vers la direction nord-sud dans leur partie stérile, c'est-à-dire vers leur extrémité méridionale.

A Pranal, une classification des filons d'après leurs directions respectives est fort difficile à faire. Non seulement ces directions varient avec les filons, mais encore pour chacun de ceux-ci elles changent suivant le point considéré. Sur le filon Saint-Mathieu, par exemple, on observe toutes les orientations possibles comprises dans un angle de 45° entre le nord et le nord-est. Le filon Saint-Armand offre des inflexions tout à fait analogues. Le seul des filons de Pranal qui présente sur une certaine étendue une direction sensiblement rectiligne est le filon Henri, orienté N. 45° E., c'est-à-dire parallèle au filon de Barbecot, dont il est séparé par un intervalle horizontal de 800 mètres. Connu sur 600 à 700 mètres en direction, ce filon est généralement peu productif, mais il peut être considéré comme l'axe du champ de fractures de Pranal.

A l'est, à une distance horizontale de 150 mètres, se trouve une cassure parallèle tout à fait stérile, qui a été suivie à l'extrémité sud des travaux du puits Saint-Martin et qui paraît correspondre à une des épontes du puissant filon d'orthophyre visible à la surface en amont de ce puits. A l'ouest, au contraire, à une distance horizontale variant de zéro à 250 mètres, se trouve le filon Saint-Mathieu, dont le tracé est très sinueux sur une

étendue explorée de mille mètres environ. La zone productive de ce filon comprend des éléments orientés entre N. 24° E. et N. 45° E.; dans la partie stérile, située au midi, le filon dévie vers l'orientation nord-sud, coupe d'abord le filon Henri, puis semble aller rejoindre la veine stérile appuyée sur le gros filon de porphyre situé à l'est.

Dans l'intervalle des trois fractures principales énumérées ci-dessus, on observe des cassures diagonales dont l'orientation ne s'écarte pas de plus d'une dizaine de degrés d'un côté ou de l'autre de la ligne nord-sud. Ce sont les filons Amantine, Saint-Félix et Saint-Armand à l'est du filon Henri, le filon Suzanne à l'ouest du même filon. Ces fractures secondaires ont fourni une quantité importante de minerai, malgré leur faible développement en direction.

En somme, la structure du faisceau exploité à Pranal est très compliquée; sa complication paraît dériver de celle d'un réseau préexistant de filons de granulite qui s'est réouvert au moment de la formation des gites métallifères. L'importance du rôle joué par les réouvertures de ce genre est un trait caractéristique de la région de Pontgibaud.

On vient de voir que les fractures principales de Pranal semblent diverger d'un point situé au sud pour s'écarter ensuite et peut-être se réunir finalement de nouveau dans la direction du nord. Cette dernière hypothèse n'a pas été vérifiée directement; le point de convergence des filons Henri et Saint-Mathieu du côté nord, s'il existe, serait à une assez grande distance des travaux de recherche les plus avancés dans cette direction. Elle est néanmoins vraisemblable, étant donnée l'analogie qui existe entre la structure générale de la région de Pranal et celle de la région de Roure.

A l'inverse des gîtes de Pranal, celui de la Brousse présente une structure peu compliquée. C'est une fracture

unique, presque rectiligne, sans autre ramification qu'une veine peu importante pénétrant dans le mur. Sa direction générale, sur les 1.000 mètres explorés, est de N. 174° E. (N. 6° O.). Sur son prolongement au nord, se trouvent la recherche de Bromont et la veine rencontrée près de l'origine de la recherche ouest de la Mothe ; au premier point, la trace de la fracture est stérile ; à l'autre, elle ne contient qu'une faible proportion de galène pauvre en argent. Plus au nord encore, le prolongement du filon de la Brousse passerait par les affleurements des Combres, dont l'orientation est sensiblement la même ; la teneur de la galène en argent y était peu différente de celle observée à la Brousse. Si l'on admet la continuité de la fracture dans l'intervalle, cette fracture aurait un développement total de 5 kilomètres et demi, mais il faut reconnaître que les éléments d'identification sont passablement incertains. Entre les Combres et la Mothe, il y a une distance d'environ $3^{km},5$ où l'on ne connaît aucune trace du filon ; d'ailleurs l'assimilation des veines observées à la Mothe et à Bromont avec le filon de la Brousse reste encore fort douteuse.

Si la cassure reconnue à Pranal dans la région sud des travaux Saint-Martin se prolongeait à une certaine distance en conservant son orientation, elle devrait couper la direction du filon de la Brousse un peu au nord du village de la Mothe. Rien ne permet actuellement d'affirmer que l'intersection se produise effectivement dans la région indiquée ou en un autre point quelconque ; les travaux de recherche actuellement en cours d'exécution indiqueront sans doute ce que devient dans cette direction le grand faisceau de Pranal.

Vers le sud, le prolongement du filon de la Brousse est inconnu au delà du plateau basaltique de Laudine ; les recherches faites à Bouzarat pour le retrouver sont restées absolument infructueuses.

La fracture la plus importante de la région de Pontgibaud est celle qui comprend les filons de Mioche et de la Grange, le filon principal de Rosier et le filon Agnès de Roure ; on la suit sans interruption sensible, depuis le nord des travaux de Mioche jusqu'à l'extrémité sud des travaux de Roure, au-delà du puits Paul, c'est-à-dire sur 4 kilomètres et demi. Ce chiffre devrait être porté à 6 kilomètres et demi si l'on admettait que la recherche exécutée à 2 kilomètres plus au nord, à 500 mètres à l'ouest de la Brousse, ait porté sur le prolongement de la même fracture, ce qui est vraisemblable ; il atteindrait 9 kilomètres, si l'on étendait la même assimilation aux affleurements de Say et de Saysoubre situées dans la direction opposée, mais sur ce dernier point on ne saurait être aussi affirmatif que sur le premier ; en effet, l'allure de la fracture principale se modifie complètement dans la région sud.

Du côté du nord, elle présente les mêmes caractères que la fracture de la Brousse ; ouverte dans des micaschistes de dureté variable, mais d'allure généralement assez peu accidentée, elle présente une grande régularité.

Les filons de Mioche et de la Grange, se prolongeant l'un l'autre, sont presque rigoureusement rectilignes ; orientés nord-sud ils plongent vers l'est, comme le filon de la Brousse. Les mêmes caractères se retrouvent dans la région nord de Rosier, jusqu'au Petit-Puits : en ce point, la fracture se bifurque. La branche ouest, désignée sous le nom de filon Saint-Marc à Rosier, de filon Agnès à Roure, conserve le même plongement et à peu près la même direction jusque vers le puits Virginie. La branche de l'est, au contraire, dite filon B à Rosier, filon Virginie à Roure, est beaucoup plus irrégulière et plus ondulée en tous sens ; non seulement elle présente en plan une courbure inverse de celle du filon Agnès et plus accentuée, mais encore elle plonge tantôt à l'ouest, tantôt

à l'est. De ces deux branches principales se détachent de nombreuses fractures secondaires, les unes productives, les autres stériles, qui contribuent à donner à la région de Roure un caractère tout particulièrement complexe, rappelant celle de Pranal.

Au sud du puits Virginie, les filons Agnès et Virginie prennent tous les deux la direction nord-est, si fréquente à Barbecot et à Pranal, et courent parallèlement à une très petite distance l'un de l'autre pendant 200 mètres environ. Il est possible qu'ils se réunissent plus loin au sud, mais on ne peut rien affirmer de positif à ce sujet. On constate que le filon Agnès, seul bien connu au sud du puits James, s'infléchit encore une fois et revient à la direction N. 5° E., qu'il conserve pendant 500 à 600 mètres, jusqu'à l'extrémité sud des recherches effectuées.

Cette fracture stérile, qui termine vers le sud le grand faisceau de Roure et de Rosier, se raccorde assez bien avec lui comme orientation, mais non comme position topographique. A ne consulter que ce dernier élément, elle correspondrait plutôt au filon Saint-Denis, mais ce filon est orienté d'une manière sensiblement différente. Il est vraisemblable d'admettre que la déviation de la fracture principale est due à l'influence du massif granitique de Gelles, dont le bord, orienté nord-sud, se trouve précisément à une très petite distance. Ce serait à la même influence qu'on devrait attribuer la position des affleurements de Say et de Saysoubre, situés également à proximité du massif granitique : la cassure principale se serait alors déviée en suivant de près le contact.

En résumé, le district métallifère de Pontgibaud se divise, au point de vue de l'orientation des filons, en deux régions bien distinctes : la région nord où dominent les directions nord-nord-est et nord-est, la région centrale et méridionale, où domine la direction nord-sud.

La première est constituée, surtout à Pranal, à l'état de réseau complexe ; la seconde renferme au contraire un faisceau très régulier de filons, comprenant une grande cassure centrale, s'étendant de Mioche jusqu'au sud de Roure, et deux cassures secondaires placées de part et d'autre, celle de la Brousse et celle du filon Saint-Denis. C'est seulement vers l'extrémité sud de cette région, au voisinage du massif granitique, que la régularité du faisceau diminue et que les filons s'enchevêtrent en réseau complexe, comme à Pranal.

INFLUENCE DE LA DIRECTION DES FILONS SUR LEUR ENRICHISSEMENT.

L'exposé qui précède montre que l'orientation des fractures principales n'a pas exercé sur leur enrichissement une influence bien sensible. Les gîtes de Pranal et de Barbecot, dont la direction générale est très différente de celle des gîtes de La Brousse et de Roure, ont été néanmoins productifs comme ces derniers.

L'étude de détail des filons de Pontgibaud confirme l'opinion qu'on peut tirer de l'examen d'ensemble de la région métallifère au point de vue de l'influence des directions élémentaires sur l'enrichissement local des gîtes : cette influence semble être nulle.

En effet, dans un même filon on voit les colonnes métallifères se continuer sans interruption dans des parties fortement courbes et présentant même des inflexions en sens inverse. Le filon Saint-Mathieu de Pranal, les filons Agnès et Virginie, soit à Rosier, soit à Roure, présentent des exemples caractéristiques de ce phénomène : les variations d'orientation dans l'étendue d'une même colonne métallifère dépassent pour les deux premiers 20 degrés, pour le troisième 35 degrés et même 40 degrés (région du Grand-Marchepied de Rosier).

Quand on compare les zones productives de divers filons exploités au voisinage les uns des autres, on constate des divergences encore plus marquées. A Pranal, le filon Suzanne fait un angle de plus de 50 degrés avec le filon Henri ; or à leur intersection le remplissage métallifère passe de l'un dans l'autre sans discontinuité. Dans la région de Rosier, l'angle entre les deux branches dites filon Saint-Georges et premier croiseur du filon Virginie, productives l'une et l'autre, atteint 70 degrés.

Néanmoins, on peut dire qu'en mettant à part certains éléments exceptionnels, tels que le premier croiseur du filon Virginie, les directions productives sont comprises entre N. 12° O. (orientation du filon de la Brousse) et N. 40° E. à N. 45° E (directions fréquentes à Barbecot, Pranal et Roure), c'est-à-dire dans un angle de 55° environ. Dans la région de Pontgibaud, on ne rencontre, pour ainsi dire, aucune fracture, stérile ou non, dans l'angle droit compris entre N. 45° E. et N. 135° E. ; dans l'angle compris entre cette dernière direction et N. 168° E. (N. 12° O.), on ne trouve que des fractures improductives.

Dans l'angle productif, les variations d'orientation locale ne semblent exercer aucune influence ni sur la composition du remplissage, ni sur sa richesse relative en plomb ou en argent.

INFLUENCE DE L'INCLINAISON DES FILONS.

L'orientation des filons ou des parties de filons, si importante à considérer dans certains districts métallifères, n'a exercé qu'une influence secondaire dans celui de Pontgibaud ; il en est un peu de même en ce qui concerne l'inclinaison. L'action exercée par cet élément sur l'enrichissement des gîtes semble avoir été sensible pour certains d'entre eux, négligeable ou nulle pour d'autres.

Le filon où elle s'est manifestée de la manière la plus nette est celui de la Brousse. Dans la colonne riche, qui a été exploitée au voisinage de la surface, le filon avait une inclinaison de 70° à 80° ; cette inclinaison est tombée à 55° dans les zones profondes, où le gîte s'est aminci en même temps que son remplissage devenait à peu près stérile (Pl. XIV).

Il faut remarquer que la diminution de puissance constatée en profondeur porte ici non seulement sur le remplissage métallifère, mais aussi sur la masse granulitique qui l'accompagne. Cette masse avait une épaisseur de 15 à 20 mètres près de la surface ; elle n'a plus que $0^m,40$ à $0^m,50$ au niveau de 240 mètres. La diminution simultanée de puissance du remplissage granulitique et du remplissage métallifère se constate en direction comme en profondeur : bien marquée aux deux extrémités de la région exploitée, elle y est également accompagnée d'une diminution d'inclinaison, qui semble ici dépendre d'une variation de dureté de la roche encaissante, beaucoup plus tendre et plus micacée qu'au voisinage des colonnes riches.

La mine de la Brousse semble donc fournir une vérification assez satisfaisante des principes généraux tirés par M. Moissenet de la pratique des mineurs de Cornwall : mais c'est le seul point du district où il en soit ainsi. Les filons de Mioche et de la Grange, si réguliers dans leur allure générale, ne présentent rien d'analogue, sauf celui de Mioche, vers son extrémité nord, où l'appauvrissement coïncide avec une diminution de son inclinaison et de la dureté de la roche encaissante.

A Rosier et à Roure, les filons sont généralement très rapprochés de la verticale et leurs variations d'inclinaison, même poussées jusqu'au changement de sens, ne semblent pas influer sur leur richesse. Le seul cas où on puisse signaler un phénomène différent est celui du

premier croiseur du filon Virginie, dont l'appauvrissement en profondeur coïncide avec une diminution de 10° à 15° de l'inclinaison, très voisine de la verticale près de la surface.

A Pranal, un phénomène analogue se produit pour le filon Saint-Armand, mais la richesse des autres filons ne varie pas avec l'inclinaison : l'allure du filon Saint-Mathieu, par exemple, est aussi caractéristique à ce point de vue qu'en ce qui concerne l'orientation.

Le sens de plongement des filons ne paraît pas avoir sur leur enrichissement plus d'influence que la valeur absolue de ce plongement. La plupart des filons de Pontgibaud plongent vers l'est, mais le filon Saint-Mathieu à Pranal et le filon Virginie à Roure ont une inclinaison inverse dans tout ou partie de leur étendue productive.

INFLUENCE DES PHÉNOMÈNES DE RÉOUVERTURE.

En résumé, on peut dire que les éléments géométriques caractérisant les filons de Pontgibaud n'ont exercé qu'une influence tout à fait secondaire sur leur enrichissement. C'est que ces éléments, importants à considérer dans le cas où les fractures initiales se sont développées dans un milieu de structure régulière, n'ont plus la même valeur quand le développement des fractures a été influencé par l'existence de filons préexistants, comme il arrive à Pontgibaud.

On a vu que les gneiss et micaschistes qui forment le sous-sol de la région sont traversés par un grand nombre de filons de roches feldspathiques diverses, granulites, microgranulites et orthophyres. Ces filons sont bien antérieurs certainement à la formation du remplissage métallifère; ils constituaient donc, au moment où se sont produites les cassures qui devaient ensuite recevoir ce

dernier remplissage, des lignes de moindre résistance facilitant les réouvertures. Ce dernier phénomène s'est produit en effet d'une manière générale, ainsi que nous l'avons montré en donnant la description détaillée des gîtes. Les filons métallifères de Pontgibaud suivent presque constamment des filons de granulite ou de microgranulite; ils sont constitués essentiellement par un remplissage quartzeux et parfois barytique, avec de la galène et un peu de blende, courant en veines plus ou moins puissantes au milieu de fragments de la roche feldspathique consolidée antérieurement et disloquée ensuite. Quand la puissance du filon de granulite diminue, celle du filon métallifère diminue en même temps; quand la cassure cesse de suivre un filon feldspathique pour pénétrer dans le gneiss ou dans le micaschiste, le remplissage quartzeux s'appauvrit rapidement et devient stérile à peu de distance de la roche éruptive. Toutes les variétés de roches feldspathiques n'ont pas exercé sur le développement du remplissage métallifère une influence également favorable. Les porphyres à gros cristaux d'orthose, quartzifères ou non, semblent avoir gêné le développement de la minéralisation : c'est ce que l'on constate au sud de Pranal et au sud de Roure, où de gros filons de cette roche, orientés nord-est, barrent pour ainsi dire les filons métallifères, qu'ils dévient et stérilisent. Nulle part jusqu'ici, dans le district de Pontgibaud, on n'a constaté que les réouvertures de pareils filons aient été productives.

Les granulites et les microgranulites semblent au contraire avoir exercé sur le dépôt du remplissage métallifère une influence d'autant plus favorable que l'élément feldspathique entrait pour une part plus importante dans leur composition. Cette prédominance de l'élément feldspathique a eu fréquemment pour conséquence une kaolinisation très accentuée de la roche; à première vue,

on serait assez disposé à attribuer cette kaolinisation à l'action des émanations qui ont déposé le remplissage métallifère, mais un examen plus attentif de la question rend cette explication inadmissible. Si en effet l'on considère un gîte déterminé, celui de la Brousse, par exemple, on constate que la roche feldspathique était fortement décomposée dans la puissante colonne métallifère exploitée près de la surface, qu'elle l'est également au niveau de 240 mètres, où sa puissance moyenne est très réduite, tandis qu'elle est relativement peu altérée vers les niveaux de 160 et 180 mètres, c'est-à-dire dans la partie inférieure de la deuxième colonne métallifère.

Dans la région de Roure, la kaolinisation de la roche granulitique paraît assez nettement liée au voisinage de la surface; elle est nulle dans les niveaux inférieurs. Cette différence d'état de la granulite coïncide ici avec un appauvrissement du remplissage, mais la coïncidence paraît être absolument accidentelle; elle proviendrait simplement de ce que les principaux massifs métallifères de Roure, comme ceux des filons de Pontgibaud en général, sont situés près des affleurements. Les éléments feldspathiques sont toujours intacts dans les niveaux profonds de Roure; on ne constate à cet égard aucune différence entre les petits massifs métallifères exploités sur le filon Agnès, vers la profondeur de 200 à 250 mètres, au sud du puits Taylor, et les régions stériles situées au voisinage de ces massifs.

A Barbecot et à Pranal, le remplissage des filons est partout très compact, et les éléments feldspathiques n'y montrent aucun symptôme d'altération; les zones riches ne diffèrent pas à cet égard des zones stériles. Il convient d'ajouter qu'à Pranal les roches encaissantes, comme les roches de filon, sont d'une dureté exceptionnelle; le gneiss y est beaucoup plus compact qu'à Roure et, *a fortiori*,

bien plus dur que les micachistes de la Brousse, Mioche, la Grange et Rosier. Pour cette dernière roche, la différence de dureté peut s'expliquer dans une certaine mesure par des variations de composition lithologique, mais il en est autrement pour le gneiss, qui ne semble pas présenter de différence sensible quand il est pris à une profondeur suffisante, soit à Roure, soit à Pranal. Si dans la première localité il est moins dur que dans la seconde, au voisinage de la surface, c'est sans doute parce que l'action atmosphérique s'y est exercée avec une intensité plus grande, ou pendant une période plus longue. On verra plus loin les arguments directs que l'on peut présenter en faveur de cette dernière hypothèse; elle explique pourquoi le remplissage granulitique se montre, à Roure et à la Brousse, bien plus énergiquement kaolinisé qu'à Pranal.

En résumé, le caractère prédominant du mode de formation des filons de Pontgibaud est la réouverture de filons anciens de granulite ou de microgranulite, réouverture suivie du dépôt d'un remplissage métallifère d'autant plus riche que la roche encaissante secondaire était plus feldspathique. C'est là un ensemble de phénomènes qui n'a rien de particulier à la région de Pontgibaud et dont l'importance véritable, au point de vue de la formation générale des filons métallifères, n'a peut-être pas été mise suffisamment en évidence jusqu'ici.

D'une manière générale, les filons de roches éruptives, acides, neutres ou basiques, se rencontrent en grand nombre dans l'intérieur des massifs granitiques, dans les schistes cristallins et les phyllades qui reposent sur ces massifs; on les rencontre aussi, mais avec une fréquence décroissante, dans les terrains paléozoïques et enfin dans les formations plus récentes. Ces filons correspondent aux fentes par lesquelles, à diverses époques, des roches éruptives variées se sont fait jour à la surface; leurs

remplissages doivent présenter la même composition moyenne que les produits des éruptions correspondantes, mais avec une structure qui peut être notablement différente. Il est fort possible, par exemple, qu'un magma de composition acide et feldspathique se soit consolidé en profondeur sous forme de granulite ou de microgranulite, tandis qu'il s'épanchait à la surface en dômes de trachyte ou en nappes de rhyolithe.

Ce n'est pas seulement par la nature de leur remplissage que les filons d'injection se différencient des filons concrétionnés; c'est aussi par leurs caractères géométriques et leurs dispositions générales. Il semble que les fractures initiales des filons concrétionnés se soient produites sous l'action d'efforts lents, peu intenses, agissant sur le sous-sol d'une manière progressive et le plus souvent par extension. Les filons d'injection, au contraire, se seraient largement ouverts, d'une manière presque instantanée, sous l'influence d'efforts violents; ils auraient été remplis immédiatement par la roche éruptive, qui s'y serait ensuite consolidée. Ces filons ont une puissance souvent considérable, mais variant d'un point à l'autre d'une manière fort irrégulière; on n'y rencontre guère ces alternances réglées d'élargissements et d'étranglements qui sont fréquentes dans les filons concrétionnés et semblent dériver d'un mouvement de descente du toit sur le mur, postérieur à l'ouverture de la fracture initiale.

Les dispositions générales des filons d'injection peuvent d'ailleurs varier beaucoup. Tantôt ces filons se développent en ligne droite sur plusieurs kilomètres, sans détacher de branches latérales de quelque importance; c'est le cas des filons de diorite et de diabase, si fréquents dans les phyllades cambriennes de la Bretagne; d'autres fois, au contraire, les filons éruptifs s'anastomosent entre eux de manière à former un réseau complexe, comme à

Pranal et à Roure, et il devient difficile d'y reconnaître une direction prédominante.

Les filons de toute nature constituent toujours, dans le terrain encaissant, une ligne de moindre résistance. Dans le cas des filons métallifères, la fréquence des réouvertures est mise en évidence non seulement par la superposition de venues successives, avec fragmentation des remplissages antérieurs, mais encore par la présence de salbandes argileuses, indice d'un glissement du remplissage par rapport aux épontes. Dans le cas de filons de roches éruptives, plus résistantes et mieux soudées aux parois, le phénomène est moins évident à première vue, mais son importance pratique est encore plus grande. En effet, une étude approfondie permet de constater que ce phénomène a joué un rôle considérable dans une foule de districts métallifères, où il n'a pas toujours été mis suffisamment en évidence. C'est ainsi que la belle publication, faite récemment par l'Administration des mines d'Autriche (*), a montré combien les réouvertures de filons de diorite ont exercé sur la formation des gîtes de Przibram une influence prédominante : il en est de même à Pontpéan (Ille-et-Vilaine), ainsi que nous aurons peut-être bientôt l'occasion d'en donner la preuve.

Les exemples d'une influence analogue exercée non plus par des filons de roches amphiboliques, mais par des filons de granulite ou de microgranulite, ne sont pas moins nombreux. La région de Pontgibaud est sans doute une de celles où cette influence peut être mise en évidence de la manière la plus frappante, mais elle est loin d'être la seule.

A la mine de La Touche, près Vieuxvy (Ille-et-Vilaine),

(*) *Bilder von den Lagerstätten der Silber. und Bleibergbaue zu Przibram*, Wien, 1887.

on exploite un filon de pyrite, blende et galène qui présente des variations de puissance et de richesse caractéristiques lorsque la roche encaissante change de nature. Dans le granite à mica noir, qui forme la masse principale du sous-sol de la région, les veines métallifères sont minces et peu productives. Elles prennent au contraire de la puissance lorsqu'elles suivent certains filons de granulite, d'ordinaire fortement kaolinisés, qui se rencontrent fréquemment dans le granite à mica noir, ou lorsqu'elles se ramifient dans la masse d'un gros filon quartzeux encaissé dans la même roche.

A Lacabarède (Tarn), un filon orienté nord-sud magnétique coupe transversalement des bancs de gneiss plongeant vers le sud ; il est à peu près stérile partout où il est encaissé directement dans cette roche, mais il se charge au contraire de pyrite, blende et galène, en proportion parfois assez importante, partout où il suit un filon de granulite plus ou moins décomposée.

Il est probable qu'une fois l'attention des mineurs appelée sur les phénomènes de ce genre, on en constatera l'existence dans un grand nombre de districts métallifères ; les deux exemples qui précèdent suffisent pour montrer que l'influence des filons de granulite sur la formation des filons de galène et blende n'est pas limitée à la seule région de Pontgibaud.

Cette influence paraît être d'une double nature, à la fois mécanique et chimique. Les filons préexistants ont d'abord fonctionné comme lignes de moindre résistance et ont souvent, par suite, modifié la direction des fractures qui tendaient à se produire à un moment donné. De plus, la composition de la roche qui les constitue a exercé sur la précipitation des éléments contenus dans les émanations métallifères une influence qui paraît incontestable, bien qu'assez difficile à définir. Il semble, en effet, que les variétés les plus feldspathiques de granulite ou de microgranulite aient donné lieu aux dépôts de galène les plus importants, tandis que les porphyres à gros cristaux d'orthose auraient, au contraire, réduit les filons aux proportions de fentes minces et stériles, ce qui implique une certaine contradiction apparente assez difficile à résoudre aujourd'hui.

INFLUENCE DE LA PROFONDEUR SUR L'ENRICHISSEMENT DES GÎTES.

On vient de voir que la répartition du minerai dans les filons de Pontgibaud n'a été influencée d'une manière bien sensible ni par l'orientation, ni par l'inclinaison générale ou locale de ces gîtes, et que l'irrégularité apparente de cette répartition tient surtout à l'action prédominante des phénomènes de réouverture provoqués par l'existence de filons de granulite ou de microgranulite. Il nous reste à examiner si la distance plus ou moins grande de la surface actuelle du sol a exercé sur l'enrichissement des filons une influence appréciable.

L'opinion d'après laquelle les filons métallifères devraient fatalement s'appauvrir en profondeur n'est pas précisément nouvelle ; elle a pour origine un fait d'expérience courante, l'abandon d'un grand nombre de gîtes, dû à ce que le bénéfice probable de l'exploitation ne semblait pas devoir compenser les frais d'un approfondissement nouveau. Il reste à examiner si cet abandon tient à un appauvrissement réel des gîtes, c'est-à-dire à une diminution de puissance ou de richesse de leur remplissage, ou si, au contraire, il n'a pas été amené par l'augmentation des frais d'exploitation, par des préoccupations au sujet de l'avenir du gîte et de l'opportunité d'y exécuter de nouveaux travaux d'aménagement, ou enfin par des circonstances diverses n'ayant rien de commun avec la richesse intrinsèque des filons.

A priori, il est évident que les diverses causes énumérées ci-dessus ont dû exercer une influence d'autant plus défavorable que la profondeur devenait plus grande. A mesure que l'on s'éloigne de la surface, les frais d'entretien et d'épuisement augmentent ; le rendement utile de l'ouvrier diminue, s'il est obligé de circuler par les échelles, ainsi que cela se fait encore dans la plupart des mines métalliques ; enfin les travaux de fonçage et d'aménagement deviennent plus longs et plus dispendieux. Si le rendement du filon par mètre carré de surface exploitée reste sensiblement constant, le bénéfice net doit aller en diminuant à mesure que la profondeur augmente. Inversement, pour que ce bénéfice restât le même, il faudrait que le filon devînt plus productif dans ses zones profondes.

L'influence de l'approfondissement des travaux s'aggrave lorsque les mines traversent une de ces crises comme il s'en produit périodiquement dans leur existence. A un moment donné, la puissance des appareils d'extraction et d'épuisement devient insuffisante, la section des puits se trouve souvent trop faible pour permettre d'effectuer les installations nécessaires sans une réfection complète, fort dispendieuse à grande profondeur. Si la direction a été prévoyante, si elle a songé en temps utile à préparer l'installation d'engins nouveaux et à s'assurer les réserves financières indispensables, la phase de transformation peut être traversée sans incidents et sans difficultés apparentes. Si au contraire les ressources font défaut, si la mine doit subir un chômage prolongé pour préparer l'exploitation des niveaux inférieurs, l'affaire subit une crise grave qui menace de compromettre son existence même. Elle peut en sortir, non sans peine, si les travaux les plus profonds montrent le gîte sous un aspect assez favorable pour donner confiance aux capitaux nouveaux devenus nécessaires ; elle risque, au contraire, de succomber si la crise coïncide avec un appauvrissement du remplissage ou une diminution momentanée de puissance. Les variations de richesse des gîtes, fussent-elles soumises à des lois déterminées, sont donc fatalement une cause d'abandon des travaux à partir d'une certaine profondeur ; leur influence s'exagère encore si les causes et les lois de la variation sont difficiles à découvrir.

Le préjugé si répandu en faveur de l'appauvrissement des filons en profondeur est donc fondé principalement sur des raisons économiques ; ses origines doivent être recherchées bien plutôt dans le mode de conduite ordinaire des exploitations que dans les lois régissant la distribution du minerai. Pour se faire une opinion motivée sur cette question importante, il faudrait réunir des documents très précis sur les variations de richesse des filons, mais ces documents sont en somme assez peu nombreux jusqu'ici.

Parmi les études qui ont conclu en faveur de l'hypothèse de l'appauvrissement en profondeur, une des plus intéressantes est celle de M. J. Pernollet, fondée sur les résultats de l'exploitation des mines de Huelgoat et Poullaouen (*).

Les diagrammes publiés par cet ingénieur représentent les variations des longueurs exploitables comptées suivant chaque niveau : ils montrent ces longueurs passant par un maximum pour une certaine profondeur moyenne, et décroissant ensuite rapidement. La rapidité du décroissement est telle que, si on prolonge la courbe figurative en dehors de la région correspondant aux observations, ainsi que l'a fait M. Pernollet, cette courbe vient couper l'axe à petite distance des points extrêmes observés, et cela sous un angle considérable. L'auteur en concluait que le minerai devait disparaître du remplissage à une

(*) *Ann. des mines*, 4e série, t. X (1846), p. 420 et 450.

faible profondeur au-dessous des derniers niveaux explorés; en continuant l'application du même raisonnement, il aurait trouvé qu'un peu plus bas encore le minerai aurait figuré dans le filon sous une forme négative. Cette conséquence aurait dû lui faire sentir combien sa méthode d'argumentation avait au fond peu de valeur. Il est facile d'ailleurs d'en saisir les côtés faibles.

Les observations faites à des niveaux différents sur l'étendue horizontale de la zone exploitable à chaque niveau ne portent pas sur des éléments comparables. Près de la surface, les recherches sont faciles et peu dispendieuses; elles sont par suite entreprises sur un grand nombre de points et conduisent assez vite à une connaissance complète des affleurements si ceux-ci sont suffisamment caractérisés. Dans le cas où, au contraire, les affleurements sont peu nets et d'une observation difficile, ainsi qu'il arrive souvent à Huelgoat et à Poullaouen, la zone la plus favorable pour l'exploration des gîtes est celle comprise entre les affleurements eux-mêmes et le niveau d'écoulement; elle se restreint à ce niveau lui-même quand il est situé à une faible profondeur au-dessous de la surface. On y a toute latitude pour développer tous les travaux dans le sens horizontal sans avoir à craindre d'être gêné par l'affluence des eaux : aussi les travaux du niveau d'écoulement présentent-ils d'ordinaire une étendue bien supérieure à celle que l'on rencontre aux zones inférieures. Dans ces zones on est trop souvent amené à restreindre des recherches qui non seulement amèneraient une augmentation des frais d'épuisement, mais encore risqueraient de provoquer la submersion complète des travaux inférieurs s'ils venaient à recouper subitement une veine ou une poche très aquifère. Ces diverses considérations, combinées avec le mode même de développement des travaux, conduisent ordinairement à une réduction progressive, assez rapide, de

l'extension horizontale des galeries à mesure que la profondeur augmente. L'exploration du gîte est donc d'autant moins complète que l'on s'éloigne davantage de la surface ou plutôt du niveau d'écoulement.

Pour tenir compte de la probabilité réelle d'arriver à des découvertes utiles, il faudrait comparer non pas les longueurs exploitées aux divers niveaux, comme l'a fait M. Pernollet, mais le rapport de ces longueurs au développement total des niveaux correspondants. En ce qui concerne Huelgoat et Poullaouen, nous avons cherché à reconstituer cette comparaison en nous servant le plus possible des données fournies par M. Pernollet lui-même, données qui ne sont pas toujours parfaitement précises et concordantes, ainsi qu'on peut s'en rendre compte en se reportant au mémoire original.

D'une manière générale nous avons été obligé de substituer aux longueurs vraies leur projection sur un plan vertical unique; nous avons obtenu ainsi les résultats suivants :

Huelgoat

	Profondeur au-dessus de la galerie d'écoulement.	Longueur tracée.	Longueur exploitée.	Rapport des deux longueurs.
Niveau n° 1.	»	825m	375m	0,45
— n° 3.	12	940	475	0,50
— n° 4.	33	630	305	0,48
— n° 5.	55	755	500	0,66
— n° 7.	87	1.180	375	0,32
— n° 8.	107	635	355	0,56
— n° 10	147	430	270	0,63
— n° 11	167	400	260	0,65
— n° 12	187	475	190	0,40

Poullaouen.

	Longueur tracée.	Longueur exploitée.	Rapport des deux longueurs.
Niveau Saint-Georges (région sud)	570m	240m	0,41
— de 60m (région nord)	575	260	0,45
— de Laboulaye	375	130	0,29
— de Beauvoir	950	450	0,48
— Sainte-Barbe.	355	230	0,64

Ces chiffres n'indiquent aucun appauvrissement régulier en profondeur, ni même aucune loi définie de variation. Les caractères des deux filons considérés étaient d'ailleurs assez différents, d'après les descriptions des travaux qui nous ont été conservées. A Huelgoat, la zone riche semble avoir formé une colonne oblique, assez régulière, plongeant vers le sud dans le plan du filon. A Poullaouen, au contraire, les enrichissements correspondaient surtout à des jonctions de branches latérales et leur répartition n'obéissait par suite à aucune loi bien déterminée.

Si on applique aux gîtes de Pontgibaud la même méthode qu'à ceux de Huelgoat et Poullaouen, on aboutit à des résultats très différents suivant les filons que l'on considère. Dans certains cas, le rapport des longueurs exploitées aux longueurs totales correspondantes reste sensiblement constant jusqu'à la profondeur maxima atteinte aujourd'hui par les travaux; c'est ce qui se passe pour le filon Saint-Mathieu, de Pranal, ainsi qu'on peut le voir par les chiffres ci-dessous.

Filon Saint-Mathieu.

	Longueur des galeries.	Longueur exploitée.	Rapport des deux longueurs.
Niveau de 10 mètres	330m	175m	0,53
— 30 —	500	225	0,45
— 50 —	840	495	0,59
— 70 —	1.025	450	0,44
— 90 —	790	425	0,54
— 110 —	750	325	0,43
	4.235	2.095	0,49

Pour la plupart des filons de Pontgibaud, le rapport augmente d'abord pendant un certain temps avec la profondeur, puis diminue très brusquement, comme le montrent les exemples suivants :

Filon de la Brousse.

	Longueur des galeries.	Longueur exploitée.	Rapport des deux longueurs.
Niveau d'écoulement	345m	165m	0,49
Niveau de 20 mètres	435	165	0,38
— 40 —	590	150	0,25
— 60 —	395	180	0,45
— 80 —	680	230	0,34
— 100 —	610	200	0,33
— 120 —	420	250	0,60
— 140 —	330	290	0,83
— 160 —	345	310	0,90
— 180 —	180	180	1,00
— 200 —	185	20	0,11
— 220 —	50	0	0
— 240 —	140	0	0
	4.725	2.140	0,45

Filon de Mioche.

	Longueur des galeries.	Longueur exploitée.	Rapport des deux longueurs.
Niveau + 20 (région nord)	210m	25m	0,12
Niveau d'écoulement	735	40	0,18
Niveau de 20 mètres	225	95	0,42
— 40 —	170	100	0,59
— 60 —	310	75	0,24
— 80 —	140	40	0,28
— 100 —	55	0	0
	1.865	375	0,20

Filon de la Grange.

	Longueur des galeries.	Longueur exploitée.	Rapport des deux longueurs.
Niveau d'écoulement	440m	75m	0,17
Niveau de 20 mètres	500	55	0,09
— 40 —	185	65	0,35
— 60 —	125	60	0,48
— 80 —	110	90	0,82
— 100 —	95	75	0,79
— 120 —	70	0	0
	1.525	420	0,26

Filon principal de Rosier.

	Longueur des galeries.	Longueur exploitée.	Rapport des deux longueurs.
Niveau d'écoulement	725m	120m	0,17
Niveau de 25 mètres	510	245	0,48
— 45 —	675	315	0,47
— 60 —	600	255	0,42
— 85 —	325	115	0,35
— 105 —	85	5	0,05
	2.920	1.055	0,35

Filon Agnès.

	Longueur des galeries.	Longueur exploitée.	Rapport des deux longueurs.
Stollen (niveau de + 20 mètres)	1.090m	230m	0,21
Niveau d'écoulement	900	450	0,50
Niveau de 20 mètres	765	510	0,67
— 40 —	745	430	0,58
— 60 —	705	390	0,55
— 80 —	500	130	0,26
— 100 —	140	30	0,21
— 120 —	80	3	0,04
— 150 —	250	20	0,08
— 175 —	425	25	0,02
— 200 —	440	55	0,08
— 225 —	280	70	0,25
— 250 —	235	20	0,08
	6.555	2.363	0,37

Filon Virginie.

Niveau d'écoulement supérieur	440m	290m	0,66
Niveau d'écoulement inférieur	280	165	0,59
Niveau de 20 mètres (puits Taylor)	440	225	0,51
— 30 — (puits du Moulin)	270	125	0,46
— 40 — (puits Taylor)	420	205	0,49
— 40 — (puits du Moulin)	290	15	0,06
— 60 —	625	350	0,56
— 80 —	560	80	0,15
— 100 —	215	120	0,56
— 125 —	165	15	0,09
— 225 —	155	0	0
	3.840	1.490	0,39

Croiseur du filon Virginie.

Niveau d'écoulement	125m	10m	0,40
Niveau de 20 mètres	130	50	0,38
— 40 —	170	60	0,35
— 60 —	165	22	0,13
— 80 —	75	30	0,40
	665	213	0,32

Les chiffres qui précèdent ne représentent que très imparfaitement la valeur productive des divers niveaux considérés; ils ne tiennent aucun compte de la puissance et de la richesse intrinsèque du remplissage. Néanmoins, on peut dire qu'ils ne confirment pas l'hypothèse

d'un appauvrissement régulier et constant avec la profondeur; ils mettent simplement en évidence l'existence de zones plus ou moins productives, suivies de régions à peu près stériles. L'étendue de celles-ci est tout à fait inconnue en ce qui concerne la plupart des filons de Pontgibaud; c'est à Roure seulement que les travaux ont reçu en profondeur une extension importante au delà de la première zone exploitée. On a vu que les résultats obtenus n'avaient pas été précisément encourageants; la région explorée entre les niveaux de 80 et de 250 mètres sur le filon Agnès a été très peu productive; les recherches beaucoup moins étendues poursuivies à 225 mètres sur le filon Virginie n'ont donné aucun résultat.

Pour trancher la question d'une manière plus complète, il aurait fallu foncer un puits, entre les filons Agnès et Virginie, jusqu'à une profondeur de 500 à 600 mètres et pousser de là des galeries vers les deux filons. Cette recherche aurait eu un intérêt considérable, car elle aurait peut-être fait découvrir vers la jonction des deux filons une zone très productive, mais le temps et la dépense nécessaires en ont fait jusqu'ici ajourner l'exécution.

Au point de vue de la variation de la richesse relative du remplissage, les gîtes explorés à une profondeur importante ne se comportent pas de la même manière. A Roure, le remplissage quartzeux ne diminue guère de puissance dans les niveaux inférieurs, mais la galène y devient plus rare; à la Brousse, au contraire, l'appauvrissement provient surtout d'une diminution de puissance du filon.

Il est un type d'appauvrissement du gîte vers la profondeur qu'on constate fréquemment à Pontgibaud; c'est la diminution de richesse en argent. Ce phénomène a été tout particulièrement accentué à la Brousse, où la teneur du plomb d'œuvre était de 0,006 aux affleurements, de 0,005 entre les niveaux de 40 et 60 mètres (colonne

du nord), de 0,004 vers les niveaux de 80 et 100 mètres (colonne du sud), de 0,0035 vers 180 mètres et enfin de 0,0015 au niveau de 240 mètres, sur les petites quantités de minerai rencontrées à ce dernier niveau.

On a observé un phénomène analogue, sur les filons Saint-Armand et Amantine, de Pranal; la teneur en argent du plomb d'œuvre était, près de la surface, de 0,0025 pour le premier, 0,0035 pour le second, alors qu'elle se réduisait à 0,0015 et 0,0025 vers 70 mètres.

Mais en ce qui concerne les autres filons de Pontgibaud, notamment le filon Saint-Mathieu, de Pranal, les gites de Mioche, la Grange, Rosier et Roure, on ne constate rien de semblable. La richesse en argent peut rester constante, comme dans le filon Saint-Mathieu, ou bien subir des variations irrégulières impossibles à définir, comme dans le filon Saint-Georges, de Roure, et les gîtes de Rosier. Ces variations en profondeur correspondent à des variations tout à fait analogues dans la richesse en argent de diverses veines voisines. Dans le stockwerk du filon Virginie, par exemple, la teneur en argent du plomb d'œuvre oscille entre 0,006 et 0,0028, suivant la veine considérée. A Pranal, les chiffres correspondants sont de 0,0012 pour le filon Henri et le filon Suzanne, de 0,0025 pour le filon Saint-Mathieu, de 0,0035 pour le filon Amantine, ces divers filons étant pris au niveau d'écoulement.

Dans d'autres districts métallifères on voit des échantillons pris à petite distance dans le même filon présenter des variations de teneur en argent dans le rapport de 1 à 50.

On peut donc conclure que la profondeur n'exerce aucune influence appréciable sur la teneur en argent du remplissage; mais il y a lieu de tenir compte de l'influence des remaniements secondaires dus à l'action atmosphérique. Sous l'influence oxydante exercée par les eaux

d'infiltration, la pyrite et la blende disparaissent peu à peu en ne laissant d'autre trace que les matières ocreuses formant le chapeau de fer des filons. L'argent qui était contenu dans les sulfures disparus se concentre d'abord sur ceux qui ont résisté davantage à l'oxydation, la galène par exemple, puis dans les minéraux oxydés du plomb qui représentent le produit final d'altération de la galène elle-même. Ce phénomène ne se produit pas exclusivement sur place; l'argent se dissout en partie dans les eaux d'infiltration, descend avec elles en suivant le filon lui-même, qui constitue toujours pour ces eaux une voie de facile circulation et va se précipiter sur les sulfures intacts, à un niveau inférieur. Lorsque la dénudation progressive de la surface enlève peu à peu les affleurements du gîte, ceux-ci ont déjà été épuisés, au moins partiellement, de l'argent qu'ils contenaient : cet argent s'est enfoncé pour ainsi dire dans le plan du filon et s'est concentré dans une certaine zone inférieure, au-dessous de laquelle on retrouve le gîte avec sa teneur primitive.

Les détails de ce phénomène de transport peuvent se trouver mieux caractérisés ailleurs qu'à Pontgibaud; il semble, par exemple, qu'ils aient présenté à Huelgoat une netteté exceptionnelle. On rencontrait, en effet, dans ce filon une première zone, voisine des affleurements et presque complètement oxydée, où dominaient l'argent natif et les chlorures ou chlorobromures d'argent disséminés dans une masse ferrugineuse; dans cette masse se trouvaient disséminés des nodules de galène corrodée à la surface, d'une richesse exceptionnelle en argent; puis venait une zone de sulfures complexes, partiellement altérés, également très argentifères; enfin, on arrivait au remplissage initial, formé de galène, blende, pyrite et chalcopyrite, tous ces minéraux contenant de l'argent en proportion plus ou moins forte.

A Pontgibaud, le phénomène est moins net, mais son influence nous semble néanmoins hors de doute. Pour s'en rendre compte, il suffit de se reporter aux données fournies par l'étude géologique générale de la région. De cette étude il résulte que depuis le pliocène moyen, c'est-à-dire depuis une époque où les gîtes étaient déjà formés, la vallée de la Sioule s'est approfondie d'une quantité considérable. Pour estimer l'importance de cet approfondissement, il suffit de comparer la cote de la base des coulées de basalte ancien, recouvrant des affleurements de filons, à celle des points rapprochés situés au fond de la vallée. On trouve ainsi que la vallée a dû se creuser de 110 à 120 mètres en face de Roure et de la Brousse, de 220 mètres à la hauteur de Pranal.

Pendant la période de creusement, les affleurements situés au-dessous du niveau de la vallée devaient donc subir, sur une étendue verticale importante, progressivement croissante, l'influence des eaux atmosphériques. Cette influence a dû être active depuis Roure jusqu'à la Brousse, très faible à Barbecot et Pranal, où les parties exploitées des gîtes affleurent au fond même de la vallée.

Les mêmes considérations montrent que l'affleurement actuel des filons de Pranal correspond à une profondeur de formation presque équivalente à celle des niveaux inférieurs de Roure ou de la Brousse. En effet, l'altitude de cet affleurement est en moyenne de 560 mètres environ, tandis qu'elle est de 760 à 770 mètres à la Brousse et qu'elle atteint 800 mètres à Roure. La région qui s'étend de Barbecot aux Combres représente donc en réalité une zone profonde du remplissage primitif, zone fort peu altérée par les actions secondaires ; or, on y observe des richesses très variables soit au point de vue de la proportion relative de plomb dans le remplissage, soit à celui de la teneur de la galène en argent. Il est difficile de

donner une preuve plus concluante du peu d'influence qu'exerce la profondeur, considérée, à ce point de vue, sur la valeur intrinsèque des gîtes métallifères.

CONCLUSIONS.

1° Les filons métallifères de Pontgibaud se sont formés avant le milieu de l'époque pliocène, probablement après le commencement de l'époque miocène ; ils ont eu pour origine principale des réouvertures de filons de granulite ou microgranulite encaissés dans le micaschiste ou dans le gneiss.

2° Le rôle prédominant des phénomènes de réouverture empêche de constater dans les fractures initiales, remplies postérieurement par le minerai, aucun des caractères de régularité géométrique signalés dans les districts où les cassures se sont ouvertes directement dans des strates homogènes. L'orientation et l'inclinaison des filons ou éléments de filons n'ont donc pas d'influence appréciable sur la puissance du remplissage.

3° La richesse intrinsèque du remplissage primitif ne dépend pas de la profondeur ; elle paraît dépendre au contraire, dans une certaine mesure, de la nature plus ou moins feldspathique de la roche granulitique à travers laquelle la réouverture s'est produite.

La répartition de l'argent dans le minerai semble avoir subi des remaniements dus à l'action des agents atmosphériques.

4° De ces diverses causes résulte une grande irrégularité dans la répartition de la richesse métallifère ; le seul élément précis qu'on puisse déduire des faits observés en vue de faciliter les recherches futures, est la consta-

tation de la stérilité constante des filons encaissés dans le gneiss ou le micaschiste. La présence de la granulite et de la microgranulite est une condition nécessaire, mais non suffisante, pour assurer la présence du minerai; la seule méthode rationnelle pour découvrir celui-ci consiste donc à explorer systématiquement les parties de la région métallifère où abondent les affleurements granulitiques, en utilisant d'ailleurs le mieux possible les phénomènes de continuité jusque dans les moindres veines observées.

En terminant ce travail, nous tenons à adresser tous nos remerciements à M. E. Paraf, ingénieur-conseil de la Société, et à M. W.-H. Rickard, directeur des mines et usines de Pontgibaud.

TABLE DES MATIÈRES

Pages

Introduction . . . 389
Étude topographique de la région de Pontgibaud . . . 392
Constitution géologique de la région . . . 400
Description des gîtes métallifères :
Groupe de Pranal. — Travaux des Combres . . . 407
Travaux de Chalusset . . . 408
Mine de Pranal. — Filon Henri . . . 409
Filon Saint-Armand . . . 412
Filon Saint-Félix . . . 413
Filon Amantine . . . 413
Filon Suzanne . . . 416
Filon Saint-Mathieu . . . 418

Pages

Travaux de Barbecot . . . 422
Travaux de Brot . . . 424
Affleurements divers situés dans la concession de Barbecot . . . 424
Région entre Pranal et la Brousse :
Travaux de la Combe . . . 425
Travaux de la Mothe . . . 426
Recherches du moulin de Bromont . . . 428
— de Bromont . . . 428
— à l'est de la Brousse . . . 428
— de Charier . . . 429
Région de la Brousse :
Filon de la Brousse . . . 429
Recherches de Bouzarat . . . 435
Mine de Mioche . . . 436
Mine de la Grange . . . 440
Recherches faites à l'est de Mioche et de la Grange . . . 441
Filon Saint-Denis . . . 442
Mine de Rosier . . . 444
Mine de Roure . . . 450
Travaux du puits Sainte-Marie . . . 453
Filon Virginie . . . 459
Filon Agnès . . . 464
Travaux de Say . . . 470
Travaux de Saysoubre . . . 470
Filons de cassitérite et de mispickel :
Gîte de cassitérite d'Argentelle . . . 471
Filon de la Miouse . . . 472
Affleurements de Madras . . . 473
Époque de formation des gîtes de Pontgibaud . . . 473
Distribution des fractures initiales . . . 475
Influence de la direction des filons sur leur enrichissement . . . 481
Influence de l'inclinaison des filons . . . 482
Influence des phénomènes de réouverture . . . 484
Influence de la profondeur sur l'enrichissement . . . 491
Conclusions . . . 503

BULLETIN

NOTE SUR LA STATISTIQUE DES ACCIDENTS DE GRISOU POUR LES ANNÉES 1888 A 1890.

Dans l'*Analyse des rapports officiels sur les accidents de grisou survenus en France pendant les années* 1888 *à* 1890, qui a été insérée à la 6e livraison des *Annales des mines* pour 1891, il a été signalé (p. 595), entre les résultats de ce travail et ceux qu'avait donnés la *Statistique de l'industrie minérale*, certaines contradictions au sujet desquelles il convient de faire une rectification et de donner quelques explications.

L'accident de Soulanou (17 septembre 1888) signalé, par suite d'une erreur matérielle, comme faisant l'objet d'une de ces contradictions, n'avait, en réalité, pas été compté par la *Statistique de l'industrie minérale* comme dû au grisou, mais mentionné comme causé par des gaz délétères provenant d'un incendie souterrain (*). Il y a donc à cet égard accord complet entre les deux statistiques.

Quant à l'accident de Méjanel (4 juillet 1888), il a été inscrit comme accident de grisou dans la *Statistique de l'industrie minérale* d'après les états fournis par les ingénieurs du service local des mines, qui avaient toutefois, dans leurs rapports antérieurs, manifesté quelques doutes sur la présence du grisou. L'odeur fétide indiquée dans ces rapports pour le gaz inflammable et surtout le fait que le grisou ne s'était jamais montré à Méjanel et n'y a pas reparu après l'accident, ont conduit, dans le travail publié par les *Annales des mines*, à l'exclure de la liste des accidents de grisou.

Enfin, le désaccord signalé au sujet du nombre des blessés de l'accident de Portes et Sénéchas (15 mars 1889) provient de ce que la *Statistique de l'industrie minérale* a, comme on sait, pour règle de n'enregistrer que les blessés ayant subi plus de vingt jours d'incapacité de travail.

(*) *Statistique de l'industrie minérale pour l'année* 1888, p. 58.

LÉGISLATION ÉTRANGÈRE

TURQUIE.

Règlement des mines du 7 septembre 1887.

Le gouvernement turc a remplacé, par un nouveau règlement du 7 septembre 1887, le règlement du 3 avril 1869 qui régissait antérieurement la recherche et l'exploitation des substances minérales comprises dans les deux classes légales des *mines* et des *minières;* les exploitations des substances rangées dans les *carrières* continuent à faire l'objet d'un règlement de police spécial.

L'ancien règlement avait été reproduit intégralement, dans son texte français officiel, au volume des *Annales des mines* de 1875 (part. admin., p. 80), avec un résumé dû à M. E. Lamé Fleury.

On se bornera donc à noter ici les différences les plus importantes à relever entre les deux réglementations.

Il faut indiquer tout d'abord que, suivant le règlement de 1869, ainsi que dans notre loi originaire de 1810, les usines minéralurgiques ne pouvaient être établies que moyennant une permission du gouvernement donnée comme en matière de concession de mines. Le nouveau règlement a fait pour la Turquie ce que notre loi du 9 mai 1866 avait fait pour la France. L'article 89 du nouveau règlement, se substituant aux articles 85 à 98 de l'ancien texte, donne désormais toute liberté pour l'établissement de pareilles usines, sous la seule observation des règlements municipaux, et moyennant l'obligation pour les usiniers de transmettre à l'administration la description et le dessin de leurs établissements et de leurs machines.

La définition et le régime des minières sont restés ce qu'ils étaient.

Aux substances classées dans les mines, le nouveau règlement ajoute (art. 2) : les borates, le sel gemme, les eaux salées, les

eaux salines et sulfatées, ainsi que les eaux minérales chaudes ou froides (*).

L'ancien règlement, en reproduisant à très peu près dans son article 23 la disposition qui forme l'article 16 de notre loi de 1810, posait nettement le système de droit régalien, emprunté au régime minier français. Non seulement le nouveau règlement n'a pas reproduit cette stipulation de principe, mais il résulte de ses articles 25 et 26, complétés par l'article 9 (**), qu'en principe la mine doit être instituée en faveur de l'inventeur; à défaut elle ne peut l'être qu'en faveur des titulaires de permission ou de déclaration de recherches, sous réserve d'une indemnité à allouer par eux à l'inventeur. Au lieu de la loi française dont on s'était jadis inspiré, il semble que ce soit du droit allemand que l'on ait voulu se rapprocher aujourd'hui, tout comme l'influence allemande et les fonctionnaires allemands ont remplacé en Turquie notre influence et nos fonctionnaires.

On a gardé en Turquie le système des concessions temporaires. Mais au lieu de l'ancienne durée de 95 ans pour toutes les substances et tous les gîtes, l'article 5 stipule que les concessions de chrome, d'émeri, de borates et d'autres substances analogues, qui ne se trouvent pas en filons, mais en amas, peuvent être accordées pour des durées plus longues ou plus courtes, sans toutefois être inférieures à 40 ans.

Dans l'ancien système, en fin de concession, le précédent concessionnaire, qui en faisait de nouveau la demande, avait toujours, à conditions égales (art. 8), la préférence sur les autres demandeurs pour un renouvellement de la concession. Non seulement cette clause n'a pas été reproduite, mais il paraît résulter de la combinaison des articles 75 (qui ne fait cependant que reproduire l'article 71 de l'ancien règlement) et 38 (nouveau)

(*) L'article 2 mentionne, en outre, d'une part, l'ambre, le graphite et l'asphalte qui n'étaient pas nommément désignés dans l'article 2 de l'ancien règlement et, d'autre part, l'émeri et l'écume de mer; mais il n'est pas douteux que ces substances ne fussent déjà considérées comme concessibles par voie d'assimilation avec celles nommément désignées; il y a là une modification de rédaction, mais point de changement au fond.

(**) Dans cet article correspondant à l'article 11 de l'ancien règlement et à l'article 10 de notre loi de 1810 il a été stipulé, en addition à l'ancien système et au régime français, que le propriétaire du sol, qui conserve la faculté de faire des recherches dans sa propriété, ne pouvait se prévaloir de ces recherches pour l'obtention de la concession, s'il n'en avait fait une déclaration équivalente à la permission administrative que doit obtenir l'explorateur qui veut travailler nonobstant le refus du propriétaire superficiaire.

que l'administration pourra mettre en adjudication les mines dont la concession est expirée, comme celles qui lui reviennent par suite de retrait, pour les concéder aux demandeurs qui offriraient annuellement la plus forte redevance proportionnelle.

Ainsi, avec son système de retrait pur et simple, qui a été du reste conservé pour des cas stipulés, bien que moins nombreux, la mine en Turquie a plutôt le caractère d'une concession domaniale, au sens propre du terme, que d'une véritable propriété telle qu'on la comprend généralement dans les droits modernes européens.

D'autre part, et en sens opposé, il y a lieu de noter divers accroissements notables de la liberté du concessionnaire et diverses atténuations considérables dans la rigueur des anciennes sanctions.

Ainsi, le permis de recherche administratif qui jadis (art. 17 de l'ancien règlement) ne pouvait être cédé sans l'assentiment de l'administration, devient librement cessible (art. 18 nouveau).

De même le nouveau règlement n'exige plus, comme le faisait l'article 7 de l'ancien texte, l'autorisation du gouvernement pour la cession de la concession une fois instituée.

On a supprimé la sanction du retrait dans trois des cas pour lesquels il était autrefois stipulé, à savoir : 1° le non-paiement des redevances; 2° le non-paiement de l'indemnité due à l'inventeur qui n'a pas obtenu la concession; 3° la résistance réitérée aux visites et constatations des ingénieurs de l'Etat.

Dans le premier de ces trois cas, la sanction du retrait est remplacée par le système des saisies sur le redevable de notre droit français (art. 50); dans le second cas, par une hypothèque sur la mine consentie en faveur de l'inventeur qui n'a pas encore été payé (art. 25).

Au lieu d'une année pour commencer l'exploitation à peine de retrait, le nouveau règlement accorde deux années (art. 52).

Par contre, un nouveau cas de déchéance a été introduit comme sanction de cette clause assez bizarre qui astreint le concessionnaire à n'employer que des ouvriers de la localité (art. 64).

Le retrait, en dehors de ce cas, reste prévu pour deux autres cas qui figuraient déjà dans l'ancien règlement : 1° la suspension de l'exploitation pendant un an sans cause légitime (art. 74); 2° la réunion sans autorisation de concessions de même nature (art. 34).

Dans tous les cas de retrait, qui reste, on l'a dit, un retrait

pur et simple, le concessionnaire acquiert d'ailleurs la faculté nouvelle de faire appel au Conseil d'Etat pour justifier la légitimité des causes qui l'empêchent de satisfaire aux injonctions dont l'administration doit faire précéder l'application de la déchéance.

Il ne reste que quelques autres innovations à indiquer :

Le propriétaire de terrains *mulk* (propriété ordinaire) ne reçoit pas seulement la redevance fixe à laquelle la mine reste assujettie, mais encore les 4/5 de la redevance proportionnelle (art. 8).

Cette redevance proportionnelle, établie en principe au profit de l'Etat, reste calculée sur le produit brut, à un taux fixé par l'acte d'institution entre 1 et 5 p. 100. Mais, pour les mines de chrome, d'émeri, de borates, d'écume de mer et des substances qui se présentent non en filons, mais en masses, le nouveau règlement (art. 43) prévoit que la redevance pourra être fixée par l'acte d'institution entre 10 et 20 p. 100 du produit brut.

Tandis que l'ancien article 58 reproduisait, pour les relations de mine à mine, les règles de l'article 45 de notre loi de 1810, le nouveau règlement (art. 61) ne retient plus que le principe de l'indemnité en cas de dommage subi, mais point celui de récompense en cas de bénéfice réalisé.

Parmi les attributions de l'administration des mines, le nouveau règlement a maintenu le droit pour elle de veiller d'une manière constante à ce que les ouvriers employés dans les mines ne le soient que de leur plein gré et avec un salaire équitable et à ce que nul ne soit exposé à quelque violence ou préjudice (art. 65).

De cette ancienne clause il faut rapprocher une nouvelle stipulation (art. 64) qui prescrit de n'employer, en dehors des ingénieurs et contremaîtres, au service et à l'exploitation d'une mine, que des sujets ottomans pris parmi les habitants de la localité, sous peine d'amende d'abord, et, en cas de persistance, du retrait de la concession.

L. A.

HISTOIRE

DE

L'INDUSTRIE MINIÈRE EN SARDAIGNE

Par M. DE LAUNAY, Ingénieur des mines,
Professeur à l'École nationale supérieure des mines.

433 (1)
ECOLE NATIONALE DES MINES
BIBLIOTHÈQUE
1re

Les mines de Sardaigne, après avoir été très prospères dans l'antiquité, ont recommencé, depuis 1859, à produire des quantités considérables d'argent, de zinc, de plomb et de fer. Sans aborder aucunement leur description technique, nous nous proposons de retracer ici leur histoire, dont un voyage récent nous a donné l'occasion d'étudier les détails (*). Peut-être trouvera-t-on qu'en dépit de ses côtés parfois un peu romanesques ce récit des développements progressifs d'une grande industrie présente un intérêt assez sérieux pour prendre place dans ce recueil. On nous pardonnera, nous l'espérons, de résumer à ce propos ce que les travaux les plus récents permettent de supposer sur les origines de la Sardaigne primitive.

C'est par l'Afrique que la Sardaigne a, croit-on, été peuplée (**). Pausanias parle de Lybiens, puis d'Ibères qui

(*) Nous avons profité, en bien des points, des notes et documents, mis à notre disposition, avec une obligeance dont nous ne saurions trop le remercier, par M. Aguillon, Ingénieur en chef des mines, qui a visité la Sardaigne en 1873.

(**) Une grande partie de cette histoire primitive a été empruntée à la belle *Histoire de l'Art* de MM. Perrot et Chipiez.

l'auraient envahie. Entre le quatorzième et le douzième siècle avant notre ère, il s'est produit tout autour de la mer Égée un grand mouvement de peuples dont on ignore la cause. A ce moment, sous Ramsès II, sous Ménephtah, sous Ramsès III, des barbares venus d'Égypte entrèrent en Sardaigne et, s'unissant aux Philistins à l'est, aux Lybiens à l'ouest, livrèrent aux Égyptiens de sanglantes batailles. Un courant de ces peuples, parmi lesquels les Sardanes (ancêtres des Sardes) et les Shakalosha (aïeux des Sicules), semble, pendant les trois siècles suivants, avoir — plus ou moins confondu avec les Lybiens — suivi le rivage nord de l'Afrique par la Tripolitaine et la Tunisie; puis, de Carthage, s'être élancé vers les îles de la Méditerranée : la Sardaigne où s'établirent les Shardana, la Sicile qu'occupèrent les Shakalosha (*).

Les Sardanes Lybiens, arrivés en Sardaigne par le sud et par l'ouest, durent y rencontrer des peuplades sauvages, des hommes aux haches de pierre qu'ils refoulèrent à l'est vers les montagnes du *Gennargentu*, et qui s'y sont peut-être perpétués, toujours indomptés, toujours belliqueux, à travers la domination carthaginoise, puis romaine, jusqu'à nos jours (**). C'est pour se défendre contre eux qu'ils commencèrent à construire, du nord au sud de l'île, comme un long retranchement tourné vers

(*) D'autres hommes, de même origine, auraient envahi les Baléares.

(**) D'après Diodore (V, XV, 4), les Carthaginois n'arrivèrent jamais à soumettre les peuples qui les avaient précédés dans l'île, les Iolèens, peuples pasteurs qui s'étaient creusé dans la montagne des demeures souterraines. Les Carthaginois eurent à les combattre, au VIe siècle, sous Asdrubal et Hamilcar, fils de Magon. Strabon, Tite-Live, Tacite même (sous Tibère) parlent encore d'incursions de ceux que Tite-Live appelle « *gens ne nunc quidem omni parte pacata* » (XL, 34). C'est parmi ces Sardes primitifs du massif montagneux de Gennargentu que l'on rencontre aujourd'hui encore les plus beaux costumes archaïques et les mœurs les plus curieuses.

l'est, ces étranges maisons-forteresses aux blocs énormes le plus souvents bruts (*), ces *nouraghes*, comparables aux tours du moyen âge, dont les innombrables restes sont encore aujourd'hui une des curiosités de la Sardaigne (**).

Il y avait sans doute peu de temps que ces Sardanes avaient occupé la Sardaigne quand les premiers navires tyriens commencèrent à en toucher les côtes (***). Les Tyriens, qui établirent bientôt des comptoirs, puis des villes sur la côte ouest, apportaient, avec les éléments d'une civilisation déjà plus raffinée, des connaissances approfondies dans la science des mines et dans la métallurgie. C'est à eux, c'est aux Carthaginois qui leur succédèrent vers le sixième siècle que les Sardanes, constructeurs de nouraghes, empruntèrent et ces mêmes sciences, et leur art grossièrement phénicien (****). De cette époque datent des restes de métallurgie du bronze que l'on a retrouvés au voisinage immédiat (et apparemment sous la protection des nouraghes) (*****); on peut, de leur examen, tirer quelques conclusions.

Les débris de l'industrie des constructeurs de nouraghes

(*) Quand les blocs ne sont pas bruts, ils ont été travaillés avec du bronze (Perrot, p. 109); le peuple des nouraghes ne se servait pas de fer, quoiqu'il vécut à une époque où le fer était déjà connu depuis longtemps dans la Méditerranée (depuis le XXe siècle chez les Phéniciens).

(**) Il existe des monuments analogues aux Baléares, les *talayots*, et à Pantellaria, les *sesi*. Il paraît même qu'en Italie on élève encore, dans les provinces de Bari et de Lecce, sous le nom de *trudhu*, des édifices analogues. D'après M. Perrot, la construction, de plus en plus perfectionnée, des nouraghes, a pu se continuer, en Sardaigne peut-être même jusqu'au moyen âge.

(***) On place vers le XIIe siècle la découverte de l'Espagne par les Phéniciens.

(****) On a souvent considéré, à tort, cet art primitif sarde comme très ancien, préhistorique, etc. Il ne doit pas remonter, en réalité, avant l'occupation tyrienne.

(*****) Gouin. *Notice sur les mines de Sardaigne*, 1867, p. 50 (cf. Perrot, p. 45).

se composent surtout de très nombreuses statuettes en bronze, idoles, figurines de soldats, d'archers, petites barques, épées, etc., réunies dans des cachettes comme celles de Tetti (à l'ouest du Gennargentu), et où l'on est conduit à voir quelque chose d'analogue à des ex-voto. Ces divers objets qui ont été fondus : les statuettes à moule perdu, les armes dans des moules de pierre (*), ont été en général fixés au moyen d'un lingot de plomb sur de petits piédestaux en trachyte; en outre, les épées étaient souvent reliées par des bandes de cuivre rouge. On est donc certain que les Sardanes connaissaient le plomb ainsi que le cuivre et l'étain (éléments du bronze); en revanche ils ne se servaient pas du fer, quoiqu'il existe des minerais de fer en Sardaigne, apparemment parce que le minerai de fer, plus difficile à réduire que celui de cuivre, exige des installations plus perfectionnées.

D'où tiraient-ils leurs métaux? Nous avons dit que l'on arrivait aujourd'hui à considérer la construction des nouraghes comme ayant commencé peu avant l'arrivée des Phéniciens et s'étant continuée au moins pendant les premiers temps de la domination carthaginoise. On doit donc admettre qu'ils empruntaient le cuivre, l'étain et le plomb aux Phéniciens, grands mineurs et grands métallurgistes en même temps que grands commerçants, dont les travaux de mines subsistent à Chypre, en Grèce, en Espagne, etc. C'est eux, en tout cas, qui devaient leur fournir le minerai d'étain, la cassitérite inconnue en Sardaigne et venant de Cornouailles, dont M. Gouin a rencontré des fragments dans les fouilles de Tetti. C'est d'eux sans doute aussi que provenaient les saumons de plomb, les pains de cuivre rouge trouvés à Tetti et dans divers autres points en Sardaigne, les feuilles de cuivre entourant des épées, trop pures pour avoir été obtenues par des ouvriers aussi maladroits (*), peut-être même le combustible, le lignite, dont un débri existait à Tetti (**). Le seul travail des Sardanes consistait probablement à fondre ensemble le cuivre rosette et la cassitérite pour obtenir le bronze, ou même souvent à soumettre à une seconde fusion de vieux débris de bronze. En résumé, ce n'est pas chez les Sardanes que nous pouvons chercher l'origine d'un premier travail minier en Sardaigne (***); mais nous sommes en droit de l'attribuer aux Phéniciens, qui vivaient en même temps qu'eux sur la côte ouest.

(*) On a trouvé de ces moules dans la Nurra.

Les Phéniciens, établis précisément dans le grand district minier de la Sardaigne, la province d'Iglesias, n'en tiraient sans doute pas le cuivre qui y est très rare, mais ils extrayaient déjà des gisements de galène, un plomb aigre, non raffiné, ni coupellé qu'ils vendaient à leurs voisins des nouraghes. Ces exploitations des Phéniciens et des Carthaginois, aucun auteur ancien, il est vrai, n'en a parlé : mais quelques-uns des travaux subsistent et les monnaies, les lampes de terre cuite qu'on y a trouvées, ont permis de les dater.

(**) Ils ignoraient même l'usage de la soudure et se servaient uniquement de rivets. (Perrot, p. 101.)

(**) En admettant même que ce fragment de lignite ait été réellement apporté là pour servir de combustible, la métallurgie ne devait pas moins se faire surtout au bois.

(***) Il semble pourtant qu'il faille rapporter à des temps bien anciens une découverte faite récemment à Malfidano par le directeur de la mine, M. Marchese. On a trouvé là, sur un affleurement du gisement de calamine exploité, à une grande hauteur, une galerie ancienne de 15 à 20 mètres de profondeur, contenant des galets arrondis de granite — certainement apportés de très loin, car le granite n'existe pas au voisinage. — On a été conduit à admettre que ces galets avaient eu pour but de moudre l'oxyde de fer, recherché comme matière colorante rouge par les peuples primitifs. En outre, M. Sella, dans un rapport de 1871, parle de masses et haches en pierre, etc., remontant tout au moins à une époque où les métaux étaient rares.

Vers le sixième siècle, il y avait en résumé dans l'île trois peuples bien distincts, comme trois flots successifs en marche de l'ouest à l'est : le premier peuple toujours rebelle dans la montagne; puis, dans la grande plaine qui coupe en deux la Sardaigne d'Oristano à Cagliari et sur une partie de la région ouest, les constructeurs de nouraghes; enfin, sur les côtes ouest et sud, les Carthaginois qui, peu à peu, se mêlèrent à ces derniers jusqu'à occuper finalement le même territoire.

Ces Carthaginois, dans leurs mines, poursuivaient surtout les veines de galène argentifère encaissées dans des terrains calcaires, peu résistants aux outils, afin d'en tirer : d'une part le plomb, d'autre part l'argent qu'ils savaient déjà extraire par la coupellation. On place leur port d'embarquement principal dans la rade située près de la ville tyrienne de Sulcis (capitale du district minier à cette époque), dans l'île de San Antonio.

L'occupation carthaginoise, commencée vers 512, dura à peu près trois siècles; puis, entre la première et la seconde guerre punique (215-227), les Romains conquirent la Sardaigne et, là comme partout, mirent leur forte empreinte d'ingénieurs en traçant un réseau de routes (*) et développant l'industrie minière.

Avec la période romaine, nous commençons à avoir des renseignements précis sur les mines et la métallurgie. La Sardaigne était alors très peuplée, très prospère, un des greniers de Rome. L'itinéraire d'Antonin parle de cinquante villes et, parmi celles-ci, quelques-unes étaient de vraies villes minières, comme l'indique bien nettement le nom de deux d'entre elles, Metalla (du côté de Flumini) et Plumbea.

(*) Cependant leurs travaux en Sardaigne sont, en somme, assez restreints, et les aqueducs, en particulier, sont rares; les Romains semblent avoir surtout occupé, comme les Carthaginois, la plaine fertile et le district minier du sud-ouest.

A cette époque encore, — et du reste, ajoutons le aussitôt, jusqu'à 1860 environ, — c'est exclusivement à la galène argentifère que l'on s'attaquait, et l'on continuait à rechercher la galène encaissée dans des roches faciles à travailler comme des calcaires et non dures comme le quartz (*). Le zinc était inconnu (**), le fer dédaigné.

On peut apprécier la façon de travailler des romains par quelques-uns de leurs travaux qui subsistent (***). Généralement dans ces travaux, les puits verticaux sont extrêmement nombreux, parfois à peine distants l'un de l'autre de 3 ou 4 mètres et souvent si étroits qu'on arrive malaisément à y pénétrer. Ce ne sont pas ces beaux puits rectangulaires de $1^{m},30$ de large et $1^{m},80$ de longueur à parois bien lisses et munis d'échelles qui subsistent dans les mines athéniennes du Laurium, mais souvent de simples soupiraux qui ont pu servir à l'extraction des minerais au moyen de treuils, qui peut-être aussi, en un temps où l'on ne connaissait pas la boussole, permettaient de se diriger sous terre, en donnant des

(*) Jusqu'à l'invention de la poudre, on n'a guère attaqué dans les quartz que quelques gîtes spécialement riches en argent, comme ceux de l'Argentière (Nurra) et de Barisonis; un gîte de cuivre près Gadoni, etc. A Rosmario, près Malfidano, on a exploité dans le quartz de la galène tenant jusqu'à 7 kilogrammes d'argent pour 1000 kilogrammes de minerai.

(**) D'après un mémoire de M. Rossignol sur l'Orichalque (*Les métaux dans l'antiquité*, 1863, p. 150), les Grecs auraient pourtant connu la calamine décrite par Strabon (XIII, p. 610), et ils en extrayaient le zinc (ψευδάργυρος), ou faux argent, qu'ils alliaient au cuivre pour faire du laiton ou orichalque. Strabon décrit ainsi la calamine : « une pierre qui, brûlée, devient fer (peut-être à cause de la teinte rouge due à l'oxydation); puis, calcinée au fourneau avec une certaine terre (sans doute quelque fondant), distille du faux argent (zinc); enfin, mêlée au cuivre, devient orichalque (laiton) ».

(***) Nous avons eu l'occasion de visiter et de décrire des travaux romains à Rio Tinto (*Ann. des mines*, nov. 1889). On peut comparer ce qu'a écrit des travaux athéniens du Laurium M. Ledoux, dans la *Revue des deux mondes* du 1er février 1872.

points de repère à la surface ; ces puits verticaux correspondant à des galeries placées horizontalement dans le plan incliné du filon, dessinent eux-mêmes à la surface une série de lignes parallèles (*). Ils ont jusqu'à 100 et 150 mètres de haut ; en profondeur, de vastes excavations les réunissent aux points où le minerai était riche ; mais, lorsque la veine métallifère se rétrécit, les galeries de plus en plus étroites, la suivent dans tous ses caprices.

Pline l'Ancien, dans un curieux passage, plus spécialement appliqué aux mines d'or, nous a décrit ces exploitations souterraines des Romains :

« A l'aide de galeries conduites à de longues distances, on creuse les monts à la lueur des lampes, dont la durée sert de mesure au travail ; et, de plusieurs mois, on ne voit le jour. Ces mines se nomment arrugies ; souvent il se forme tout à coup des crevasses, des éboulements qui ensevelissent les ouvriers. Aussi on laisse des voûtes nombreuses pour soutenir les montagnes. Parfois on rencontre des barrières de silex, on les brise avec le feu et le vinaigre (**). Mais, comme, dans les souterrains, la vapeur et la fumée suffoqueraient les mineurs, ils prennent le plus souvent le parti de briser la roche à l'aide de machines armées de cent cinquante livres de fer ; puis ils enlèvent les fragments sur les épaules, jour et nuit, se les passant de proche en proche à travers les ténèbres... Si le silex paraît avoir trop d'épaisseur, le mineur en suit le flanc et il le tourne.... » (XXXIII, 21).

Ce travail des mines exécuté sans l'aide de la poudre devait être extrêmement pénible ; aussi n'y employait-on guère que des condamnés (*damnati ad effodienda metalla*)

(*) La planche A de l'atlas annexé au rapport de M. Sella, en 1871, montre les nombreux puits de Monteponi.

(**) Le vinaigre (résultant de l'altération du vin) passait, d'après Pline lui-même (XXIII, 27), pour briser les rochers.

et des esclaves (*). La Sardaigne avait commencé, sous les Carthaginois, à être un lieu de déportation pour les malfaiteurs : elle continua sous les Romains, et il est assez curieux qu'aujourd'hui encore, quand on veut dépayser un sicilien ou un italien sans le condamner précisément à la prison, on l'expédie en Sardaigne.

On a, dans ces mines romaines, retrouvé un grand nombre d'objets qui leur assignent une date, tels que des monnaies, des lampes et des outils. Par les lampes, M. Gouin a montré, qu'on pouvait distinguer plusieurs époques ; car il y en a de toutes les formes, depuis le simple godet en terre cuite avec un bec sur lequel reposait la mèche, jusqu'à la lampe romaine fermée, à une ou deux mèches et souvent enjolivée de figures. Les outils sont presque tous les mêmes : des coins à pointes et des pics à roc de différentes dimensions et formes. On a même rencontré des squelettes de mineurs surpris par des éboulements.

Quant à la métallurgie romaine, on peut en juger par les restes d'usines que l'on a découverts. Ces usines étaient souvent établies sur l'un des rares cours d'eau qui

(*) Nous possédons quelques décrets romains intéressants relatifs aux mines de Sardaigne. C'est ainsi qu'en 369 Valentinien ordonne que les navires abordant la Sardaigne payent cinq sous pour chaque mineur qu'ils apportent. (*Code de Théodose*, liv. X, tit. XIX.) En 378, Valens défend l'accès de la Sardaigne aux mineurs (*metallarii*), ordonnant aux préfets de Gaule et d'Italie la plus grande sévérité contre qui transgresserait son édit. (*Code de Théodose*, Const. 9.) Cette disposition avait peut-être pour but de retenir les mineurs dans d'autres régions. D'autres du même genre, mais plus anciennes, avaient certainement été inspirées par un autre esprit. Tels cet antique sénatus-consulte (cité par Pline, XXXIII, 21) défendant aux mineurs de travailler en Italie, ou cette loi censoriale, relative aux mines d'or d'Ictimules, dans le territoire de Vercelles, par laquelle il était interdit aux fermiers de l'État d'employer plus de cinq mille ouvriers à l'exploitation. Il y avait chez les vieux romains un préjugé contre les mines dont Pline l'Ancien s'est fait très vivement l'interprète.

existent encore, l'eau représentant alors la seule force motrice mécanique : on en a trouvé à Villamassargia, Domus Novas, Flumini Maggiore, etc. Là on devait fondre dans des fours à manche avec quelque machine soufflante. Mais il existe également de nombreuses usines dans des endroits presque arides, au voisinage immédiat des filons exploités (*). A Arenas, il y avait des fours très multipliés, chacun très petit, formé d'un parallélipipède de $0^m,40$ de côté, construit en granit à l'extérieur, en quartzite au contact de la flamme; près de chacun d'eux, il restait de petits monceaux de scories de deux ou trois tonnes. De même à Carcinadas, où l'on a pu recueillir des saumons de plomb portant une inscription du temps d'Adrien : Imp. Cæs. Hadr. Aug.

Ces usines si nombreuses, indiquent un mode de travail analogue à celui que l'on suivait en Amérique, avant la conquête espagnole ; on devait se placer en forêt, à proximité du combustible. L'analyse des scories et lingots de plomb qu'on y trouve, montre que l'on cherchait surtout l'argent. En effet, les lingots de plomb en retiennent à peine 1 gramme aux 100 kilog., avec des minerais qui devaient en contenir jusqu'à 2 et 300 ; il est donc certain que l'opération de la coupellation qui permet d'extraire l'argent du plomb brut était poussée à un grand degré de perfection; par contre, la première opération métallurgique qui a pour but de tirer ce plomb brut encore argentifère du minerai, était assez maladroitement conduite, car les scories qui en sont le résidu, retiennent jusqu'à 25 et 30 p. 100 de plomb avec 70 à 100 grammes d'argent aux 100 kilog. de plomb, c'est-à-dire au moins un tiers de perte.

(*) A Rio Tinto, de même, on a remarqué que les usines romaines ne recherchaient pas le voisinage des cours d'eau. La force motrice nécessaire pour souffler le foyer était donnée à un prix suffisamment bas par les esclaves.

Indépendamment de l'argent, il est d'ailleurs certain que les Romains cherchaient le plomb; l'usage qu'ils en faisaient pour leurs conduites d'eau, pour les revêtements intérieurs de leurs maisons à Rome, à Pompéi (*), en est une preuve. L'existence des saumons de plomb marqués au nom de l'empereur, la rareté des litharges (oxydes de plomb), dans les dépôts de scories, le nom même d'une ville romaine du district d'Iglesias (Plumbea) le montrent également.

D'ailleurs, Pline nous renseigne à ce sujet. Dans un premier passage où il rapproche l'étain et le plomb sous les noms de plomb blanc et plomb noir (**), il nous indique l'origine du plomb noir : soit un filon qui lui est propre, lequel alors ne contient que du plomb, soit un filon qui lui est commun avec l'argent. Un peu plus loin, il nous dit le prix du plomb : 7 deniers la livre ($5^f,74$), et il en distingue trois variétés : plomb d'Ovète, plomb de Caprarie, plomb d'Oléastre ; puis il nous parle de ses usages en tuyaux, en lames, de ses applications en médecine, de la préparation de la céruse (***) et de celle du minium, « avec lequel on peignait, dit-il, la face de la statue même de Jupiter et le corps des triomphateurs, cette couleur étant réservée à des usages sacrés (****) ».

Pour se faire une idée de l'importance des travaux romains, on a calculé que les dépôts de scories de Domus

(*) A Pompéi on constate souvent que les murailles avaient été garnies d'une feuille de plomb un peu écartée de la maçonnerie, sur laquelle avait été appliqué l'enduit destiné à être peint à fresque. Cette disposition permettait d'éviter la détérioration des fresques par l'humidité.

(**) XXXIV, 47.

(***) XXXIV, 44.

(****) XXXIII, 36. Pline cite à ce propos Verrius, d'après lequel Camille aurait, le jour de son triomple, subi cette bizarre opération. De semblables détails de mœurs modifient un peu l'image qu'on est généralement porté à se faire de l'antiquité classique.

Novas, Villamassargia et Musei en contenaient plus de 130.000 tonnes ; ceux de Flumini Maggiore et d'Arenas, 30.000 ; de Grugua, 30.000, etc.; mais ces chiffres ne sont que très approximatifs, car une partie des dépôts a disparu, emportée par les eaux ou couverte par la végétation, et, par contre, dans les scories qui subsistent, il en est de pisanes et d'espagnoles.

L'occupation romaine en Sardaigne dura jusqu'au Ve siècle ; puis, du Ve au XIe siècle, nous assistons là comme ailleurs à l'invasion des barbares et à la ruine de toute industrie. De 455 à 534, ce sont les Vandales qui dominent ; puis, vers 550, arrivent les Goths, après quoi l'île est régie par des envoyés des empereurs de Byzance ; plus tard, elle est soumise au gouvernement national des juges, mais constamment troublée par les incursions des Sarrasins ; enfin, en l'an 1004, le pape Jean XVIII, par un appel qui semble un prélude des croisades, promet la Sardaigne à qui la délivrera du joug africain ; Pisans et Gênois accourent, les premiers pour se fixer dans le pays et y rétablir, durant trois siècles, un ordre de choses à peu près régulier ; les seconds pour retourner aussitôt chez eux chargés de butin.

A cette période d'occupation pisane remonte la reprise des travaux de mines dans l'île désertée, inculte, et, par le développement des marais sur les côtes, devenue de plus en plus insalubre. En même temps, au lieu des vieilles villes carthaginoises Sulcis, Tharros, depuis longtemps disparues, s'élèvent des villes nouvelles : en premier lieu Iglesias (en ce temps là Villa di Chiesa), capitale de la région industrielle. Iglesias, ville fortifiée, battait monnaie avec l'argent de ses mines.

Les travaux de cette époque, comparables à ceux des Romains par la nature des instruments employés, puisqu'ils sont également antérieurs à l'invention de la poudre, s'en distinguent pourtant par certaines dispositions ; nous avons eu l'occasion de visiter les principaux à la mine de San Giovanni, et nous les décrirons un peu plus loin ; mais, auparavant nous voulons résumer un très curieux document ancien : le *Breve di villa di Chiesa di Sigerro* (*Iglesias*), qui résume la législation minière appliquée alors (*).

Ce bref proclame la plus entière liberté de recherche et d'exploitation des mines, sans tenir compte du propriétaire du sol. Tout particulier (ou toute compagnie) qui veut entreprendre une fouille à la surface, n'est tenu qu'à certaines règles, telles que de rester à une distance déterminée des travaux antérieurs, d'indiquer par un signe en forme de croix sa prise de possession, etc. On distingue le cas où les puits donnent accès à des travaux distincts et celui où les travaux de deux puits se réunissent en profondeur (fondorare) ; dans ce dernier cas, on doit opérer un bornage dans les galeries (**). Outre les galeries suivant l'inclinaison du filon et cavités y attenantes (cas le plus fréquent alors), qu'on désignait sous le nom de *fosse*, le bref mentionne des puits verticaux, *canali*, plus rares que chez les Romains, des travers-bancs, *dorgomene* (du mot allemand durchkommen, traverser) etc.

Le travail des mines, qui avait été si longtemps considéré comme infamant et abandonné aux condamnés, est maintenant pratiqué par des hommes libres, auxquels le bref confère même quelques privilèges, tels que l'immunité pour une série de petits délits ou pour les dettes

(*) Ce bref, découvert en 1867 à Iglesias et publié par le sénateur de Vesme dans les *Monumenta historiæ patriæ de Turin*, a été approuvé par le roi Alphonse d'Aragon le 8 juin 1337 ; mais, quoique de l'époque aragonaise — qui succéda à l'époque pisane, comme nous le verrons — il reproduit les dispositions de celle-ci. On peut lui comparer d'autres codes anciens, tels que celui de Massa Maritima.

(**) On en a retrouvé à San Giovanni.

contractées hors du territoire. Les mineurs forment des associations qu'il serait curieux de comparer avec certains essais de socialisme et syndicats actuels (*). Ils sont propriétaires d'une ou plusieurs actions appelées *trente* (de l'allemand trennen), représentées par un titre écrit qu'on peut vendre, donner en gage, etc. Ils descendent à la mine le lundi à midi et en sortent le vendredi à midi : le samedi a lieu la paie.

Les discussions — qui devaient être très fréquentes avec ces excavations rapprochées — sont jugées par des arbitres, les *maestri del monte*, choisis parmi les bourgeois d'Iglesias ayant servi à la mine au moins cinq ans. L'État perçoit, outre quelques droits secondaires, un impôt du douzième du produit brut, impôt qui — d'après une pétition du syndic d'Iglesias, en 1553, rappelant les bénéfices anciens des mines — ne devait pas rapporter moins de 400.000 francs par an (pour une production de 4.800.000 francs).

La rédaction de ce petit code minier, qui contient un grand nombre de termes techniques tirés de l'allemand, prouve assez clairement que les Pisans avaient dû appeler à leur aide des mineurs allemands, comme on en fit venir en Espagne lorsqu'on voulut y reprendre les exploitations antiques au XVe siècle. C'est en effet l'Allemagne qui fut au moyen âge le grand pays minier et celui où l'on songea tout d'abord à énoncer certaines règles théoriques pour l'exploitation des gisements métallifères : par exemple, dans le curieux Bergbüschlein de Kalbus, traduit récemment par M. Daubrée ; dans le traité d'Agricola : *De re metallica*, etc. L'intervention de ces étrangers explique certains procédés nouveaux que nous allons rencontrer en visitant les travaux pisans de San Giovanni.

La mine de San Giovanni (près de Gonnessa, au S.-O.

(*) En France, l'organisation de la mine de Vicdessos est un reste de ces temps anciens.

d'Iglesias) est située à une grande hauteur, dominant une vallée qui, d'un côté, va se perdre dans des dunes fiévreuses le long de la mer ; qui, de l'autre, suit, en se dirigeant vers Iglesias, les longues pentes d'éboulis rouges jetées sur les flancs de la montagne par l'importante mine de Monteponi. Là, dans la pente abrupte et rocheuse, s'ouvrent encore, suivant l'inclinaison du filon, les étroites galeries par lesquelles s'enfonçaient, il y a 700 ans, les mineurs pisans (*).

L'une d'elle où nous pénétrons a gardé son entrée voûtée où l'on voit les traces d'un cintre garni de roseaux, aujourd'hui moulé en creux dans le ciment ; puis on descend dans la veine de galène et l'on arrive dans de véritables salles de grottes — salles où les stalactites mêmes ne manquent pas — avec d'étroits boyaux qui les relient. Sur les parois taillées jadis péniblement à la pointerolle, un peu de minerai négligé brille encore de place en place.

Lorsqu'on est rentré dans ces mines, il y a cinq ou six ans, les trouvailles archéologiques ont été nombreuses. C'est ainsi qu'on a rencontré à un avancement tout l'attirail d'un mineur : des coins percés de trous qu'il devait porter enfilés sur une corde, des pointerolles, des massettes, une lampe en terre cuite, enfin deux bouteilles de verre, dont l'une remplie d'une poudre blanche qui intrigua fort d'abord et qui, à l'analyse, se trouva être simplement de la poussière de calcaire ; les bouteilles où l'on avait pensé un moment découvrir quelque explosif imprévu n'étaient en réalité que les éléments disjoints d'un sablier.

(*) Il y a cinq ou six ans seulement, on s'est occupé de reprendre la portion de la mine où avaient travaillé les Pisans, et on a pu rendre praticable l'accès de toutes les galeries en déblayant quelques points éboulés et rétablissant des échelles aux passages trop verticaux.

Avec ces quelques objets, les exploitations subsistantes et le bref d'Iglesias, on peut reconstituer les différentes parties de l'art des mines au XIIe siècle.

L'abatage étant long sans la poudre, bien que la main-d'œuvre fut peu coûteuse, on l'économisait par tous les moyens. Jamais de galeries dans des roches dures et jamais de vides inutiles : on devait travailler souvent à genoux, dans des galeries basses ne s'élargissant qu'à la rencontre des amas de minerais, profitant de tontes les crevasses argileuses (*monte tenero*), de tous les joints pour diminuer la peine, s'aidant du feu dans les roches dures (*). Peu de traversbancs, de galeries au rocher. Lorsqu'on ne descendait pas depuis le jour dans le plan même du filon, on l'atteignait par des puits verticaux très étroits, comme ceux des Romains.

Le creusement se faisait au moyen de coins enfoncés à coups de massette ; l'extraction de la galène dans des paniers portés par des gamins ou dans des peaux de chèvre (on en a retrouvé des débris) qu'on tirait au moyen d'une corde, de très loin. L'épnisement de l'eau, difficulté presque insurmontable avant la vapeur, dès que l'on descendait au-dessous du thalweg de la vallée, était assez simple, ici à San Giovanni, dans le flanc de cette montagne calcaire drainée par toutes ses crevasses naturelles. Quand cela devenait nécessaire, on employait de véritables pompes à chapelet, composées d'un tronc de bois creusé suivant l'axe et servant de tuyau dans lequel des galets emmanchés sur une tige de bois remplissaient l'office de pistons (**). Par ces moyens primitifs, on est descendu alors jusqu'à 250 mètres de profondeur.

(*) L'usage du feu s'est conservé longtemps dans les mines; une des planches de l'*Encyclopédie* (1768, t. VI, trav. des mines, pl. II) est destiné à montrer le dispositif adopté à cet effet.

(**) Des systèmes de ce genre ont été trouvés non à San Giovanni, mais à Masua. A Rio Tinto et San Domingos, en Espagne, on employait des roues à godets.

Au point de vue métallurgique, on doit remarquer que les scories pisanes, caractérisées par les médailles qu'on y a rencontrées, témoignent d'un traitement plus perfectionné que celles des Romains.

Les travaux pisans nous conduisent jusqu'en 1323, époque où les Aragonais, appelés par Hugues Sedra et soutenus par le pape, envahirent la Sardaigne sous la conduite de don Alphonse, fils du roi Jacques, et en chassèrent les Pisans ; mais l'arrivée des Aragonais n'apporta, au point de vue spécial qui nous occupe, que des modifications insignifiantes.

A partir de 1400, un nouveau principe s'introduit pourtant dans la législation minière de Sardaigne, principe qui a généralement dominé dans les temps modernes et qui tend à distinguer la propriété du sol de celle dn sous-sol, en accordant la disposition de la première à l'État. Dans la province d'Iglesias c'est, en conséquence, maintenant l'État qui exploite lni-même, et, comme il le fait avec le manque d'économie et de responsabilité personnelle qui caractérise une administration publique, comme en ontre il faudrait des procédés nonveaux et plus perfectionnés pour des gisements dont on a déjà pris les parties hautes et riches, il le fait à perte. En 1456, nous voyons qu'on discuta sérieusement l'abandon de ces mines considérées comme épuisées, et il s'en fallut de peu qu'on ne le décidât. En 1472, on prit un parti plus rationnel, celui de les concéder pour douze ans à une compagnie génoise, moyennant un paiement du dixième du produit brut ; mais cette concession dut avoir des résultats malheureux, car, en 1479, elle fut renouvelée en faveur d'un autre. Quand survinrent successivement la prise de Constantinople par les Turcs, puis la découverte de la

route des Indes par le cap de Bonne-Espérance, qui portèrent un coup funeste à toute l'industrie italienne, les mines de Sardaigne ne faisaient plus que végéter ; elles furent tuées, comme la plupart des autres mines d'Europe, par la mise en exploitation des riches gisements d'argent du Mexique et du Pérou. Du XVIe au XIXe siècle, on peut dire que leur production a été à peu près nulle.

Cependant, au XVIe et au XVIIe siècle, quelques documents prouvent encore qu'on ne les avait pas complètement oubliées. Ce sont des concessions en faveur de tel ou tel entrepreneur, instituées par l'État, propriétaire des mines : ainsi, en 1625, celle de Monte-Paone (Monteponi). Après des insuccès multiples de ces concessions restreintes, on tenta, en 1642, de concéder pour quarante ans l'ensemble de toutes les mines de Sardaigne à une même société formée par Bernardo Tolo, Pirella et Nicolo de Nurra. Le texte de cette concession, instituée par Philippe IV, est curieux par les étranges idées géologiques dont il témoigne ; il permet en effet d'exploiter « le plomb, le bronze, l'étain, les pierres rouges et bleues et autres métaux analogues » (fodinas plumbi, aeris caldorii, stanni... lapidis rubei et cœrulei ac aliorum consimilium metallorum). Dans la période de quinze ans précédente, entre 1630 et 1644, on avait extrait en tout 660 tonnes de galène. Après 1644, les produits furent au moins aussi médiocres. Et, peu à peu, le silence se fit sur ces mines autrefois fameuses ; la Sardaigne même, qui passa successivement d'une administration à l'autre, devint une terre inconnue à un point qu'on ne saurait imaginer.

Au XVIe siècle, elle était gouvernée par un vice-roi espagnol ; en 1708, la guerre de succession la donne à l'Autriche ; en 1779, Victor Amédée, duc de Savoie, la reçoit en échange de la Sicile et elle s'élève au rang de

royaume ; en 1792, elle est envahie un moment au Nord par les Français, tandis qu'au Sud une expédition, à laquelle prit part le jeune Napoléon Bonaparte, échouait devant Cagliari. Le désordre et le manque de sécurité étaient tels qu'en 1798 et même en 1816 les pirates tunisiens pouvaient impunément venir faire des razzias en Sardaigne. En ce qui concerne les mines, nous avons seulement à signaler, en 1741, un acte de concession générale pour trente ans en faveur d'une société juive représentée par un certain Carlo Gustavo Mandell, mais avec de telles conditions et de telles exigences religieuses, qu'on se borna à extraire un peu de minerai de Montevecchio (8.700 tonnes de galène, de 1751 à 1758).

Aussi, lorsqu'au début de ce siècle le général la Marmora, qui devait tant faire pour la Sardaigne, commença à découvrir ce pays ignoré, ne put-il donner, dans les deux premières parties de sa description de l'île, qu'une assez courte mention à l'industrie minière (*). Seule, la mine de Monteponi, reprise en 1791, vivait tant bien que

(*) En 1839, il s'exprimait ainsi (t. I, p. 148 ; la première édition de l'ouvrage est de 1819) :

« Les minerais de la Sardaigne sont connus depuis longtemps ; la plupart des auteurs anciens et modernes qui se sont occupés de cette contrée en ont fait mention ; mais si, d'un côté, les traces de nombreuses excavations faites par les Romains et les Pisans donnent une idée de leurs travaux en ce genre, d'un autre côté les notions qu'on a eues jusqu'ici sur le véritable état des mines de l'île laissent beaucoup à désirer. » Ailleurs il signale les travaux considérables de Monte-Narba, dans le Sarrabus, de San Giovanni, de Gonessa, de Marganai, Agruxiau, etc.

En 1837, l'ouvrage de Valéry sur la Corse, l'île d'Elbe et la Sardaigne, est muet sur les mines de Sardaigne. En 1843, un récit de l'amiral Jurien de la Gravière (*Revue des Deux Mondes*, 1er et 15 novembre) nous apprend que l'escadre française avait découvert, deux ans avant et à la faveur d'un coup de vent, l'île de Sardaigne, dont elle ne possédait que des cartes rudimentaires et avait en conséquence demandé à y faire des levés topographiques.

mal entre les mains de l'État ; de 1832 à 1838, elle occupait 80 personnes et parvint à fournir en tout 250.000 fr. de plomb. Quant à la riche mine de Montevecchio qui a produit des millions depuis cinquante ans, l'inspecteur général savoyard Despine déclarait qu'elle ne valait pas la peine d'être travaillée.

Les choses en étaient là quand, en 1848, le gouvernement se décida à étendre à la Sardaigne la loi relativement libérale du 30 juin 1840, qui régissait jusque-là les seules mines du continent. Cette loi, assez analogue à notre loi française de 1810, instituait un système, d'après lequel la propriété du sous-sol, considérée comme *Res nullius*, devenait concessible à un tiers, à charge d'une certaine indemnité au propriétaire du sol, mais avec un privilège à la concession en faveur de l'inventeur. C'était beaucoup, et, dès ce moment, quelques exploitations purent s'organiser en Sardaigne ; ce n'était pas encore assez, car la loi laissait trop de droits aux propriétaires du sol — ou soi-disant propriétaires (la propriété étant souvent mal définie dans ces étendues de maquis). — La loi du 20 novembre 1859, en réduisant à presque rien ce droit du propriétaire et surtout la façon peu paperassière et peu administrative dont elle fut appliquée, complétèrent l'effet de la mesure de 1848 et permirent à l'industrie minière de prendre rapidement un essor considérable.

D'après cette loi de 1859, ou plutôt d'après l'interprétation très large qui en fut faite alors, le premier demandeur (*) obtenait pour deux ans un permis de recherches

(*) L'usage avait prévalu de ne donner des permis de recherches qu'à des Sardes; mais, comme il arrive toujours pour des dispositions de ce genre, on tournait aisément celle-ci en faisant demander le permis par un Sarde, auquel on le rachetait aussitôt sous l'œil bienveillant de l'administration ou en s'assurant tout au moins le concours d'un sarde; cela avait pour seul avantage d'assurer un petit bénéfice aux gens du pays.

sans avoir même à justifier de l'existence d'un minerai, et si, dans ce délai, il démontrait qu'il y avait lieu à concession, cette concession lui était toujours accordée ; le système était même poussé à ce point qu'on n'empiétait jamais, en donnant une concession, sur l'étendue d'un permis de recherches antérieur.

Il en résulta naturellement qu'en peu de temps des permis de recherches furent demandés dans toutes les parties de la Sardaigne où il pouvait y avoir quelques chances de rencontrer un gisement, et les habitants du pays, une fois munis de leurs permis, surent montrer une remarquable habileté pour attirer des capitalistes étrangers, qui se chargèrent de découvrir des minerais. Il y eut, sur de simples permis de recherches, qui se trouvaient constituer en fait une sorte de droit à la concession, des spéculations considérables, et l'on cite tel permis qui fut vendu 2 millions (*).

Dans cette période, qui commence en 1848, nous voyons, dès 1848, concéder la mine de Montevecchio, sur six kilomètres de long et deux de large, à une société génoise ; en 1851, celles du Sarrabus, etc. En même temps, l'État avait le bon esprit d'amodier, en 1856, la mine de Monteponi, qui produisait entre ses mains à peine 20.000 francs par an. La location une fois faite pour trente ans, moyennant 32.000 francs par an, la mine, dirigée par des particuliers, donna immédiatement chaque année 400.000 francs de bénéfice net.

Les mineurs manquaient dans le pays ; il en arriva de

(*) En 1863, la Sardaigne se trouva mêlée, dans des conditions fort originales, à la découverte des mines du Laurium. C'est, en effet, sur le quai de Cagliari qu'un ingénieur français reconnut, dans le lest jeté par un navire italien venant de Grèce, des scories de plomb et, s'étant informé, apprit qu'il en existait là-bas, en Attique, des amas considérables dont l'exploration scientifique fut aussitôt résolue dans son esprit et bientôt réalisée, on sait avec quel succès.

tous les côtés du dehors, de Piémont, de Lombardie, de Ligurie, de Toscane, de l'étranger ; on savait qu'on pouvait gagner largement 5 francs par jour à la mine, et un courant d'immigration se produisait. Les chiffres suivants montrent jusqu'en 1866 l'accroissement de l'extraction.

	1846	1858	1860	1865-66
	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes
Minerai de plomb.	17	6.637	15.228	26.229
Plomb d'œuvre	»	»	78	1.877

Comme on le voit, le principal minerai était encore le plomb argentifère ; cependant, on exploitait déjà en outre plusieurs milliers de tonnes de blende au Sarrabus et à la Nurra, et, d'autre part, une mine de fer, celle de Saint-Léon, organisée depuis 1862 par M. Gouin, pour la société française Petin-Gaudet, donnait, dès 1865-1866, 13.810 tonnes de minerai de fer. Mais, avant 1866, il n'était pas encore question en Sardaigne de la calamine, qui devait, si peu de temps après, devenir une de ses grandes richesses. C'est cette année-là, en effet, qu'eut lieu, dans des conditions tout à fait singulières, la découverte de la calamine à *Malfidano*. Voici ce qu'on raconte à ce sujet :

On avait fait en cet endroit, depuis 1852, diverses tentatives infructueuses pour chercher de la galène, et la société concessionnaire, nommée *la Fortune*, était à bout de ressources quand, en 1866, elle envoya à Anvers et à Marseille deux bateaux chargés d'un minerai particulièrement sale et terreux. De l'un des ports, on se contenta de répondre que le minerai n'était bon qu'à jeter à la mer ; de l'autre on ajouta que, comme galène, il ne valait rien, mais qu'il s'y trouvait une certaine proportion de calamine, dont il pourrait être intéressant de rechercher

de plus grandes masses. La calamine était alors une chose tellement inconnue en Sardaigne que, si l'on en croit la légende, M. Y..., qui avait été au courant de l'affaire, vint à l'École des mines pour s'en faire montrer des échantillons. Sur ces entrefaites, la société *la Fortune* fit faillite ; M. Y... constitua une autre compagnie qui racheta la concession de galène, s'en fit donner une de calamine et commença des travaux. On s'aperçut alors que le puits où l'on venait de dépenser inutilement tant d'argent était creusé en plein massif de belle calamine massive, et l'on commença, sur l'emplacement de ce puits, devenu fameux, de *la Fortune*, une grande exploitation à ciel ouvert qui, dès la première année, produisit plus de 10.000 tonnes de minerai et commença le succès de la puissante société française de Malfidano (*).

Comme on le voit, si le renouvellement de l'industrie du plomb en Sardaigne est dû à des italiens, c'est à des français que revient l'honneur d'y avoir créé celles du fer et du zinc, de même qu'on retrouve l'initiative française — si souvent niée — dans ces mines du Laurium curieusement rapprochées à leur début de celles de Sardaigne.

A la suite de cette heureuse surprise de Malfidano, on eût bien vite fait d'apprendre partout, en Sardaigne, à reconnaître la calamine, et cela d'autant plus que, de tous côtés, dans l'Iglesiente, on en découvrait des amas, même sur des points aussi anciennement exploités que Monteponi. Il y eut alors une fièvre de spéculation extraordinaire, et l'on prétend qu'on ne rencontrait plus un Sarde : pasteur gardant son troupeau, chasseur courant le maquis, paysan béchant la terre, qui n'eût sous le bras un morceau de pierre plus ou moins corrodé et fer-

(*) Actuellement Malfidano occupe 1.700 ouvriers et produit, par an, 50.000 tonnes de calamine. De 1866 à 1888, l'extraction totale dépassait déjà un million de tonnes.

rugineux et ne s'informât anxieusement si c'était bien de la calamine.

Les convoitises déchaînées atteignirent même une telle intensité qu'il arriva à un ingénieur du gouvernement, pourtant bien désintéressé dans la question, d'en pâtir. Un demandeur de permis, débouté de sa demande, l'avait accusé, sans aucune raison, d'avoir falsifié la date d'un procès-verbal. La justice, trop mêlée aux rancunes locales, n'hésita pas à le jeter en prison pendant plusieurs semaines, et il n'en sortit que sur l'injonction formelle de Sella, venu en Sardaigne pour y faire, sur la situation minière, une enquête qui a pris une importance considérable dans l'histoire du pays.

Dans les années qui suivirent, de nombreuses exploitations s'organisèrent en Sardaigne au moyen de capitaux étrangers, français ou anglais, et le pays se transforma peu à peu. Cependant les moyens de communication ne s'y créèrent que lentement. En 1865, ont avait travaillé pendant quelques mois à une ligne de chemin de fer allant du nord au sud de l'île et reliant ses deux capitales, Sassari et Cagliari ; bientôt on l'abandonna. Au moins s'il y avait eu des routes, mais les routes mêmes manquaient ; en 1869, on n'allait encore partout qu'à cheval ou bien dans un de ces chars qu'on voit encore, attelés de leurs deux bœufs, rouler péniblement sur des roues d'une seule pièce adhérente à l'essieu. Remplacez le char par une calèche mais laissez les bœufs et vous aurez l'équipage dans lequel tel directeur se rendait alors pompeusement à sa mine.

Parmi les mines créées à cette époque et qui ont eu depuis une fortune brillante, nous en citerons deux seulement dont l'histoire a présenté des particularités intéressantes : Monteponi et le Sarrabus.

Monteponi, comme nous l'avons rappelé plus haut, a été la première mine exploitée en Sardaigne dans les

temps modernes ; reprise en 1791 et dirigée par l'État, elle occupait en 1839, 80 ouvriers et produisait un peu de plomb.

Concédée en 1850 à des particuliers, elle donna les années suivantes un produit brut annuel de 2 millions sur lequel le bénéfice net était de près de 20 p. 100. Dans le bail de 30 ans qu'il avait signé, l'État s'était engagé à reprendre à expiration tous les bâtiments à leur valeur ; c'est ce qui explique comment l'on peut admirer, au haut d'une colline plantée d'eucalyptus et de pins, un somptueux palais où sont logés en rois le directeur et les bureaux. La mine de Monteponi a été longtemps la principale de la Sardaigne et, quoique actuellement les massifs de calamine connus y soient à peu près épuisés, elle est encore une des plus remarquables par son extraction de galène et par ses beaux ateliers de préparation mécanique où l'on commence à traiter les menus entassés depuis l'origine. Ajoutons d'ailleurs bien vite que la si fructueuse concession accordée pour 30 ans en 1850 à la Société exploitante, est venue à expiration en 1880 et n'a été renouvelée alors qu'à des conditions plus dures ; c'est ainsi qu'on a imposé à la Compagnie le percement d'un énorme tunnel d'écoulement de 6 kilomètres de long qui a été enfin achevé en 1890 avec une dépense de 2 millions et qui permet aujourd'hui, non seulement à la mine de Monteponi, mais à plusieurs autres au voisinage (dont San Giovanni), de descendre leurs exploitations 60 mètres plus bas dans le filon, c'est-à-dire d'enlever sur 60 mètres de hauteur des masses de minerai qui auparavant se trouvaient noyées par les eaux.

La seconde mine dont il nous reste à dire un mot est celle du *Sarrabus* où l'on exploite non plus le zinc comme à Malfidano, ou le zinc et le plomb comme à Monteponi, mais l'argent. Là, il avait existé déjà dans l'antiquité des travaux importants, suivis d'un commencement de reprises

en 1625, et la Marmora parle, en 1839, des excavations importantes que l'on y constatait; cependant en 1867, il n'avait encore été fait sur ce point, quoiqu'on soupçonnât déjà la grande richesse des gisements, aucune tentative nouvelle vraiment sérieuse et l'on s'était borné à prendre des permis de recherches. C'est en 1870 que la Société de Lanusei commença à y exploiter le filon de Monte Narba. Sa production a été toujours en croissant jusqu'en 1885, où elle a atteint un maximum de 2.400.000 francs, et, l'an dernier encore, elle s'est élevée à 1.500.000 francs.

On a retrouvé là, en effet, un de ces gisements d'argent proprement dit (et non de galène argentifère), si rares en Europe (Kongsberg en Norvège, Schemnitz en Hongrie, etc.), si développés au contraire en Amérique (le Comstock en Nevada; Guanajato et Zacatecas au Mexique, etc.). Au milieu d'une grande fracture filonienne très nette et très prolongée, le sulfure d'argent, accompagné d'un peu d'argent rouge et d'argent natif, forme, au milieu d'une gangue de calcite, de véritables *bonanzas* suivant l'expression américaine. Mais, par suite d'une idée géologique aventurée, on était persuadé que le filon devait s'arrêter à l'ouest à une région où on le voyait changer de direction et se réduire et l'on y avait limité les travaux. Un ingénieur français, M. Pernolet, qui vint là en visiteur il y a peu d'années, s'étonna de cette affirmation *a priori* et eût l'idée de la vérifier. En explorant le pays dans le prolongement du filon vers Serra Silixi, il fut assez heureux pour en retrouver la suite; il fit acquérir par un français depuis longtemps fixé en Sardaigne, M. Gouin, les permis de recherche nécessaires et revint en France former avec quelques amis la nouvelle Société de Rio Ollastu, qui a donné jusqu'ici de fort beaux résultats. C'est ainsi que, dans l'une des mines de cette société, à Sarcilone, l'on a trouvé, il y a trois ans, une masse de minerai d'argent tout particulièrement remarquable : un amas de 8 mètres

de long, 5 à 6 de large et 5 à 6 centimètres d'épaisseur, où les minerais atteignaient localement jusqu'à 30 p. 100 d'argent.

Les découvertes du Sarrabus ont été, on peut le dire, les dernières d'une importance notable qui aient été faites en Sardaigne. Aujourd'hui, à l'activité fiévreuse des vingt-cinq ou trente dernières années, a succédé un certain calme et, sur quelques points même, on peut le dire, un ralentissement. Ce n'est pas que la production des divers métaux ne soit encore considérable; mais, pour les minerais de zinc, elle est descendue, malgré la hausse artificielle obtenue sur le prix du métal par un syndicat des usines d'Europe et les bénéfices très réels qui en résultent pour les mines, de 100.000 tonnes en 1885 à 83.000 en 1889 (*); pour la galène, elle a passé de 37.000 tonnes à 26.000, etc.

Cela tient, d'une part, à ce que les gisements calaminaires sont toujours des amas limités et localisés au voisinage de la surface, de l'autre à ce que dans les filons, à mesure que l'on s'enfonce, l'exploitation devient naturellement plus difficile et plus coûteuse. En outre, au Sarrabus, il se trouve que, au-dessous d'une certaine profondeur, l'argent semble disparaître au moins momentanément. Certes, la Sardaigne minière a encore un bel avenir devant elle et, avec l'introduction déjà accomplie en bien des points, de méthodes très perfectionnées, elle pourra encore extraire bien des millions de ses mines; mais on ne saurait nier que la prospérité n'est plus la même qu'autrefois.

Il en résulte un certain malaise qu'accroît la crise agricole, plus intense encore ici qu'autour de Rome ou

(*) Dans ces deux dernières années, plusieurs mines ont augmenté assez fortement leur production; mais les chiffres précis nous manquent.

dans la Pouille; l'île souffre vivement de la charge d'impôts qui résulte des armements et des entreprises coloniales; la rupture des traités de commerce avec la France lui a été particulièrement sensible : les taxes sont telles qu'une bonne partie des terres, passe peu à peu par confiscation entre les mains du fisc. En même temps, comme dans la plus grande partie de l'Italie, les routes, les chemins de fer ont, faute d'argent, cessé de se développer; le brigandage est loin d'avoir disparu; les forêts sont vendues et coupées l'une après l'autre; la malaria continue à sévir six mois sur douze.

Convaincus qu'on les oublie dans leur île, les Sardes se plaignent non sans quelque raison que le continent ne fasse rien pour eux et, lorsqu'à la Chambre italienne on expose de beaux projets pour détourner vers la Sardaigne l'émigration nationale qui va se perdre en Amérique, ils répondent avec mauvaise humeur que l'émigration se détournera toute seule quand elle saura trouver chez eux des chances de prospérité.

NOTE

SUR LES

ROUES D'ACIER COULÉ EN ANGLETERRE

ET SUR

LES NOUVELLES LOCOMOTIVES DU LONDON AND SOUTH WESTERN RAILWAY

Par M. A. LEPROUX, Ingénieur des mines,
Professeur à l'École des mines de Saint-Étienne.

Un récent voyage en Angleterre nous a permis de rassembler, sur certains détails de construction que présentent les locomotives anglaises, et en particulier sur la substitution de l'acier coulé au métal forgé, quelques renseignements qu'il nous a paru intéressant de faire connaître.

L'emploi de l'acier coulé pour la fabrication des pièces de machines va en se généralisant de plus en plus. M. l'ingénieur des mines Sauvage, dans sa Revue de l'état actuel de la construction des machines (A. M., 1890, III), faisait remarquer que l'on commençait à employer l'acier coulé non seulement là où la substitution de ce métal à la fonte permettait d'arriver à la fois à une ténacité et une légèreté plus grandes, mais même pour réaliser des pièces où le métal forgé semblait jus-

qu'ici indispensable, comme les roues de locomotives et les arbres de leviers de freins. Nous citerons, sur le moulage d'acier, un article de M. Billy, ingénieur des mines, dans le *Génie civil* du 26 décembre 1891 (p. 126), et un autre article dans le même journal (17 janvier 1891, p. 187).

Les progrès faits dans cette voie, depuis deux ou trois ans, par les compagnies de chemins de fer en Angleterre sont considérables. C'est surtout dans la fabrication des centres de roues que l'emploi du métal coulé s'est développé.

Jusqu'à ces dernières années, les constructeurs anglais en étaient restés, pour la fabrication de ces organes, à un procédé très primitif qui consiste à forger la roue pièce par pièce, et que nous avons pu voir encore employé sur une grande échelle aux ateliers de construction de Swindon (Great Western Railway). On prépare des paquets de fer de 10 à 20 kilogrammes au plus, constitués généralement de débris de toutes sortes. Ces paquets, préalablement chauffés, sont forgés au marteau-pilon au moyen de matrices grossières, pour donner deux séries de pièces : les unes, telles que A, Pl. XXI, *fig.* 7, destinées à constituer la moitié d'un rais et la partie correspondante de la jante; les autres, telles que B, l'autre moitié du rais et un secteur du moyeu. Ces pièces sont d'abord soudées deux par deux de façon à donner des rais complets ; puis on en assemble le nombre nécessaire pour former la roue, en les maintenant au moyen d'un cercle de fer, sorte de bandage provisoire ; le moyeu est alors chauffé au blanc soudant, et après avoir posé sur chaque face un disque en fer chauffé également au blanc soudant, on porte le tout sous un pilon muni d'une matrice, et on forge le moyeu. Il ne reste plus qu'à rendre la jante continue, ce qui se fait en chauffant les deux parties en regard l'une de l'autre, interposant un coin de

fer chauffé au blanc, et soumettant le tout à l'action d'une petite presse hydraulique qui forme le joint en pinçant la jante.

Comme on le voit, ce procédé est très long et exige un très grand nombre d'opérations distinctes. Une roue de n rais comporte $3n + 2$ pièces qu'il faut préparer d'avance et qui exigent $2n + 1$ soudures. Quatre hommes fabriquant les pièces A et B en font environ 80 par jour. Pour le moyeu, six hommes occupés à ce travail, qui exige, après le matriçage, une sorte de matage, font par jour 3 à 4 opérations. Quant à la soudure de la jante, quatre hommes font environ 28 opérations par jour.

Le résultat est d'ailleurs un produit grossier qui exige un finissage assez coûteux, mais qui présente, par contre, les plus sérieuses garanties. Cette considération, jointe au bas prix de la matière première et à l'avantage que l'on trouve toujours à utiliser un outillage et un personnel depuis longtemps appropriés à un genre de travail, font que ce procédé a été longtemps appliqué en Angleterre, et qu'il s'est maintenu encore aujourd'hui à Swindon et ailleurs. Les roues fabriquées sont de toutes les tailles, depuis les roues porteuses de 1 mètre et moins jusqu'aux grandes roues motrices des machines express employées sur la voie Brunel, roues dont le diamètre atteint $2^{m},40$.

Le prix de revient des centres de roues en fer forgé varie, à Swindon, de 250 francs pour les roues de wagons à marchandises (celles des voitures à voyageurs ont des centres en bois de teck), jusqu'à 500 francs pour les roues motrices des machines. Ces prix ne sont pas, en somme, très élevés.

On sait que la roue en fer forgé, très généralement employée actuellement en France, est fabriquée au moyen d'un procédé beaucoup plus perfectionné; les rais, le moyeu et la jante sont préparés en employant

des barres de fer puddlé brut, coupées à la longueur convenable et cintrées; le tout est assemblé, porté au blanc et forgé en quelques coups de pilon au moyen d'une matrice qui donne à la roue sa forme définitive. C'est ce procédé qui est employé aux forges de Couzon, aux forges et aciéries de la marine et des chemins de fer, etc. Il est plus expéditif que le premier, exige moins de main-d'œuvre, mais un outillage plus puissant. Voici les prix relatifs à une fourniture faite à une de nos compagnies de chemins de fer :

		Les 100 kilogr.
Roues avec manivelles et contrepoids. . . .	$D = 2^m,170$. . .	59f,75
	$1,500 < D < 2$,170. . .	52 ,25
	$D < 1$,500. . .	42 ,25
Roues ordinaires . . .	$D \leq 1$,240. . .	39 ,75

Ces prix, comparés à ceux que nous citions plus haut, sont plus faibles pour les petites roues (une roue de $1^m,220$, pesant 420 kilogrammes, revient à 165 francs environ), mais plus élevés pour les grandes roues (515 francs pour une roue de $1^m,970$ sans manivelle).

Les roues ainsi fabriquées présentent également de sérieuses garanties de sécurité, et on est arrivé à les constituer avec une légèreté très satisfaisante. Ce procédé n'avait pas remplacé, en Angleterre, le procédé primitif lorsqu'on a commencé, il y a quelques années, à employer l'acier coulé.

Nous ne nous arrêterons pas à décrire longuement les procédés employés dans la fabrication des moulages d'acier. On sait les progrès qui ont été réalisés dans cette partie de la métallurgie du fer depuis quelques années. En France, les usines du bassin de la Loire, celles du Nord; en Angleterre, les aciéries de la région de Sheffield sont arrivées à remédier assez complètement aux inconvénients présentés par l'acier coulé, et principalement à diminuer l'importance des soufflures.

Pour le sujet qui nous occupe, la principale difficulté est l'affaiblissement que présentent toujours les corps de roue au joint des rais et de la jante. Il se produit toujours en ces joints des soufflures nombreuses. Comme remède à cet inconvénient, qui semble provenir surtout d'une insuffisance de pression pendant la coulée, M. Webb (Locom. superint. du London and North Western Railway) a eu l'idée de placer le moule sur une table tournante, l'axe de cette table coïncidant avec l'axe de la roue, et d'imprimer à tout le système un mouvement de rotation assez rapide pendant la coulée. La force centrifuge devait chasser le métal à la périphérie, tandis que les soufflures devaient se réunir au centre du moyeu et être enlevées. Nous n'avons pu savoir si ce procédé a donné de bons résultats.

Les avantages de la substitution du métal fondu au métal forgé sont les suivants :

1° Plus grande légèreté pour une résistance donnée;

2° Surface plus nette, et par conséquent finissage moins coûteux;

3° Économie lorsqu'il s'agit de fabriquer un grand nombre de pièces identiques;

4° Possibilité de donner aux pièces certaines formes incompatibles avec l'emploi du métal forgé.

Par contre, la sécurité est certainement moins grande qu'avec le métal forgé. Mais, en somme, les accidents par suite de rupture des corps de roues ont toujours été très rares, et il ne semble pas que leur nombre ait augmenté depuis qu'on emploie l'acier coulé.

Sur les sept compagnies dont nous avons visité les ateliers, six ont adopté le métal fondu pour les corps de roues, en même temps que pour un très grand nombre de pièces telles que les consoles de suspension des ressorts, les pièces du châssis de bogie, etc.

Parmi ces compagnies, deux (London and North Wes-

tern Railway et Lancashire and Yorkshire Railway) fabriquent elles-mêmes leurs moulages d'acier, en partant de la fonte qu'elles traitent dans les fours Martin-Siemens, qu'elles ont fait construire dans leurs ateliers, la première à Crewe, la seconde à Horwich. Les autres compagnies (London and South Western, North Eastern, Great Northern et Midland Railways) font exécuter ces pièces sur commande dans les usines de Sheffield ou des environs de Newcastle. Elles doivent donc posséder des moyens d'essai pour la réception. Ces moyens d'essai comportent donc généralement : 1° un essai sur la qualité du métal; 2° un essai de résistance sur une pièce prise dans un lot. Voici, par exemple, les conditions des contrats pour fourniture des corps de roues de la compagnie du London and South Western Railway :

« Un corps de roue sur 40 sera éprouvé dans les conditions suivantes :

« Le corps de roue devra être placé dans la position de marche, et on le laissera tomber, sur une solide fondation, successivement des hauteurs suivantes : 3 mètres, $4^{m},50$, 6 mètres, $7^{m},50$ et 9 mètres.

« S'il se brise à l'une des deux premières épreuves (3 mètres et $4^{m},50$) et s'il montre des défauts, l'agent réceptionnaire aura le droit de rejeter le lot.

« Des barreaux d'essai pris dans chaque corps de roue devront donner une résistance à la rupture de $47^{kg},5$ par millimètre carré, avec un allongement minimum de 10 p. 100. Le barreau a 50 millimètres de longueur.

« Chaque corps de roue subira, en outre, une épreuve consistant à le laisser tomber, en position de marche, d'une hauteur de $1^{m},35$ sur un bloc de bois; il ne devra présenter aucune détérioration apparente. »

La compagnie du Midland ne procède qu'à un essai portant sur la qualité du métal. On prend un corps de roue sur 25, on y découpe trois éprouvettes dans le

moyeu, la jante et un rayon. Ces éprouvettes ont environ $0^{m},10$ de longueur, avec une section circulaire de 1/2 pouce (320^{mm^2}); elles sont soumises à une traction croissante qui doit aller jusqu'à 16 tonnes ($50^{kg},8$ par millimètre carré) avant que la rupture se produise; l'allongement avant rupture doit être de 15 p. 100. Ces conditions correspondent par conséquent à un métal plus dur que les essais du London and South Western Ry.

Une seule éprouvette ne satisfaisant pas aux conditions énoncées, entraîne le refus du lot.

Ces méthodes d'essai sont notablement différentes de celles qui sont employées en France pour la réception des corps de roue en fer forgé; dans ce dernier cas, en effet, on a en vue non pas tant la qualité du métal que sa structure, comme l'indique cet extrait du cahier des charges de la Compagnie de l'Est, que nous citons ici comme point de comparaison :

. . . . . .

« Les vérifications et essais ont lieu dans les proportions suivantes :

. . . . . .

« Essai de résistance : 1 sur 100, comprenant au besoin des corps de types différents livrés séparément par un même fournisseur.

« Les prélèvements pour essais seront effectués d'après les indications de l'agent réceptionnaire et à son choix, de préférence parmi les corps de roues qui pourraient laisser quelques doutes sur l'état des soudures.

« L'essai de résistance aura lieu, soit en introduisant des poinçons successifs dans le centre et provoquant ainsi la rupture de la roue, soit en défonçant au pilon la roue reposant sur une couronne, *soit par tout autre moyen au choix de l'agent, de façon à s'assurer de l'état de toutes les soudures et de vérifier la méthode de fabrication.*

« Les cassures devront présenter des textures saines et sans défaut de soudure, sans trou ni manque de matière.

« Il pourra toujours être effectué un découpage du moyeu à la machine-outil, de façon à présenter une section sur laquelle on étudiera à l'acide la direction des lignes de soudure. »

On voit que ces essais ont surtout pour but de vérifier le mode de fabrication.

Les prix auxquels sont faites les fournitures de corps de roues en acier coulé oscillent autour de 550 francs la tonne.

Nous ajoutons à cette note quelques détails sommaires sur quatre nouveaux types de machines que la Compagnie du London and South Western Ry construit depuis deux ou trois ans dans ses ateliers de Nine-Elms, à Londres.

Ces machines, dont les dimensions sont indiquées dans le tableau ci-joint (voir aussi lescroquis, Pl. XXI, *fig.* 1 à 4), sont :

1° Une machine express, à bogie d'avant et cylindres extérieurs ;

2° Une machine pour trains mixtes ;

3° Une machine tender à bogie d'arrière pour le service de banlieue ;

4° Une machine de manœuvre à deux essieux.

Un grand nombre de pièces de ces machines sont faites en acier coulé ; voici la liste de ces pièces :

Fermes du ciel du foyer.
Corps de roues.
Entretoises porte-glissières.
Têtes de bielle.
Glissières de boîtes.
Entretoises des longerons du bogie.
Glissières du bogie.

Pièce centrale du bogie.
Supports des tiges des ressorts.
Supports des balanciers compensateurs.
Supports de couvre-roues.
Entretoises de caisses à eau.

La machine pour trains express est la seule qui ait ses cylindres extérieurs (l'emploi des cylindres extérieurs est d'ailleurs très rare en Angleterre). On considère que, pour ces sortes de trains, la sécurité conseille d'éviter les arbres coudés.

Les corps de roues motrices, en acier coulé, présentent la forme qu'indique le croquis ci-joint (voir Pl. XXI, *fig.* 5 et 6) ; un renflement de la section de la jante lui donne une forme rationnelle en l'épaississant au point de fatigue maximum.

Les bandages sont agrafés et boulonnés.

Le foyer est muni d'une voûte en briques. L'emploi du bouilleur Ten-Brinck n'a pas donné jusqu'ici de résultats assez satisfaisants pour qu'on se décide à l'adopter.

Le tender possède une sablière pour la marche arrière.

Il n'y a qu'une seule glissière, la tête de la tige du piston étant complètement libre à la partie inférieure ; elle embrasse la glissière.

Tableau des principales dimensions des quatre nouvelles locomotives du L. and S. W. Railway.

		EXPRESS	MIXTE	TENDER	MANŒUVRE
		mètr. carr.	mètr. carr.	mètr. carr.	mètr. carr.
Surface de chauffe	des tubes	115,716	106,053	83,398	71,156
	du foyer	11,348	10,852	8,337	5,319
	total	127,064	116,905	91,735	76,475
Surface de grille		1,672	1,580	1,285	1,001
		mètres	mètres	mètres	mètres
Longueur du foyer		1,929	1,828	1,472	1,161
Corps cylindrique.	Longueur	3,352	3,352	»	3,25
	Diamètre	»	»	»	1,13
Hauteur du centre au-dessus du rail.		2,361	»	»	1,77
Diamètre des roues	motrices	2,158	1,828	1,472	1,161
	porteuses	1,161 (bogie)	1,219	0,914	—
	du tender	1,161	1,161	—	—
Base des roues		13,489	11,625	6,105	2,133
Longueur totale de la machine et du tender entre les tampons		16,352	15,353	9,358	7,57
		kilogr.	kilogr.	kilogr.	kilogr.
Poids en ordre de marche sur les roues de la machine	porteuses	18.662 (bogie)	10.810	15.290	—
	motrices	15.690	15.540	14.748	15.148
	couplées	15.074	16.656	15.240	17.780
	par mètre courant.	5.078	»	»	»
	à vide	»	39.580	38.074	32.928
du tender à vide		»	16.940	—	—
total à vide		»	56.448	—	—
de la machine en ordre de marche.		49,442	43.006	45.278	32.928
du tender en ordre de marche		32,512	30.464	—	—
total en ordre de marche		81,954	73.470	—	—
		mètr. cub.	mètr. cub.	litres	litres
Capacité des soutes à eau		13	13	3.632	2.700
		mètres	mètres	mètres	mètres
Cylindres. Diamètre		0,481	0,456	0,430	0,406
Cylindres. Course		0,659	0,659	0,517	0,558
		kilogr.	kilogr.	kilogr.	kilogr.
Pression du timbre		12,3025	11,248	»	9,84
Effort maximum de traction		5.496	»	»	4.460

BULLETIN

NOTE SUR L'ÉCHELLE MOBILE DES SALAIRES DANS LES HOUILLÈRES DU PAYS DE GALLES DU SUD ET DU MONMOUTHSHIRE.

Par M. MAURICE BELLOM, ingénieur des mines.

C'est en 1875 que fut établie pour la première fois, dans le pays de Galles du Sud et dans le Monmouthshire, une échelle mobile des salaires. Cette échelle se composait d'un tableau à deux colonnes, donnant la valeur du salaire qui devait correspondre au prix du charbon.

Pour permettre aux ouvriers de profiter aussi rapidement que possible de la variation du prix du charbon, on adopta pour la revision des prix des époques de plus en plus rapprochées : c'est ainsi qu'une échelle datant de 1890 comportait l'adoption de périodes trimestrielles. L'échelle de 1892 suppose que les tarifs seront revisés tous les deux mois.

De plus, le pourcentage d'augmentation ou de réduction applicable au salaire des ouvriers n'a pas toujours été le même : les échelles de salaire déterminent en effet la fraction en pour 100 dont le salaire devra être modifié pour un changement déterminé de la valeur du prix moyen du charbon.

Cette fraction, qui était de 7 1/2 p. 100 dans l'échelle de 1882, et de 10 p. 100 dans celle de 1890, a été prise égale à la moyenne des deux précédentes, soit 8 3/4.

Traduction de la convention (*).

Les représentants des propriétaires des mines du pays de Galles du Sud et du Monmouthshire, d'une part, et les délégués des

(*) En vue d'éviter dans le texte de cette traduction des longueurs inutiles, on a substitué un résumé à une traduction pour les articles de pure rédaction. Ces articles ont été enfermés entre [ ].

ouvriers occupés dans les mines appartenant aux membres de cette association, d'autre part, ont conclu, le 1er janvier 1892, un accord sur la question d'une nouvelle échelle mobile des salaires.

Art. 1 à 3. — [Les articles 1 à 3 déterminent les conditions de constitution du Comité de l'échelle mobile : il se compose de vingt-deux membres, dont onze pour les patrons et onze pour les ouvriers, deux secrétaires, un pour les patrons, l'autre pour les ouvriers].

Art. 4. — [Les membres du Comité déclarent s'être mis d'accord sur les stipulations suivantes, qui serviront de base aux salaires à partir du 1er janvier 1892].

Art. 5. — La convention doit s'étendre et s'appliquer à tous les membres de l'association sous réserve de l'exception prévue à l'article 15.

Art. 6. — Les salaires doivent être fixés d'après une échelle mobile basée sur le prix moyen net de vente du charbon, d'après les déclarations et le contrôle effectué de temps à autre par le vérificateur.

Art. 7. — Le prix moyen net de vente est basé sur le gros criblé, livré franco à bord à Cardiff, Newport, Swansea et Barry.

Art. 8. — Le prix du transport jusqu'au port ordinaire d'embarquement doit être ajouté au prix du charbon vendu soit sur wagon, soit autrement sur le carreau de la mine, pour donner le prix moyen net de vente; le charbon livré aux mineurs ne doit pas entrer en ligne de compte.

Art. 9. — Le salaire-type, à partir duquel doivent être faites les augmentations et réductions, est, pour chaque mine en particulier, le salaire effectivement payé dans le mois de décembre 1879, et ce salaire doit correspondre à un prix net de vente, choisi pour type, qui doit être compris entre 7 sh. 10 d. 1/4 et 8 sh. par tonne. Cette convention est faite sous la réserve que les houillères, qui avaient jusqu'à ce jour pour base le salaire payé en 1877, continueront à se servir de cette base.

Art. 9 A. — En outre, pour toutes les houillères et parties de houillères n'appartenant pas encore à des membres de l'association des propriétaires de mines du Monmouthshire et du pays de Galles du Sud, ou qui n'étaient pas encore en exploitation en 1879, les patrons et les ouvriers s'engagent à observer et à remplir toutes les conditions, coutumes et règles en vigueur au mois de décembre 1879. Ces règles et coutumes ne pourront être modifiées que du consentement commun des patrons et des ouvriers ou de leurs représentants.

Art. 10. — Le salaire sera augmenté ou diminué tous les deux mois d'une partie égale à 1,25 p. 100 du chiffre moyen trouvé par les experts en rapprochant l'échelle du 6 juin 1882 de celle du 15 janvier 1890.

Art. 11. — L'échelle des prix ainsi définie n'a ni minimum ni maximum.

Art. 12. — Les patrons, d'une part, les ouvriers, d'autre part, choisiront deux vérificateurs chargés d'établir le prix moyen net de vente du charbon. Le prix applicable pour les mois de janvier et février servira de base pour la période d'avril et de mai, et ainsi de suite tous les deux mois.

Art. 13. — Les vérificateurs délivreront un certificat établissant le prix moyen de vente pour deux mois; ce certificat, remis aux deux secrétaires, sera, si le Comité en donne l'ordre, communiqué aux patrons et aux ouvriers.

Art. 14. — Toute convention relative à la vente du charbon et portant sur plus de douze mois ne sera admise que pour six périodes successives de deux mois.

Art. 15. — Le charbon produit dans les mines d'anthracite ne devra pas entrer en ligne de compte dans les calculs des vérificateurs.

Art. 16. — Le Comité se réunira au moins une fois par mois.

Art. 17. — Les parties contractantes s'engagent à s'efforcer d'éviter les réclamations ou les contestations, et si un conflit s'élève, les propriétaires et leurs ouvriers doivent, autant que possible, régler sur place la difficulté; c'est seulement lorsque leurs efforts n'ont pas abouti à une entente qu'ils ont recours au Comité. La présente convention ne pourra donc être rompue ni par les exploitants ni par les ouvriers, tant que la question en litige n'aura pas été soumise au Comité et que ce dernier ne se sera pas trouvé dans l'impossibilité réelle de concilier les parties.

Art. 18. — Les salaires continueront à être payés par quinzaine, sous réserve du payement hebdomadaire dans les mines où ce mode de payement est en usage.

Art. 19. — Les salaires seront, pour le mois de janvier 1892, supérieurs de 46,25 p. 100, à cause du type de décembre 1879. Le prix moyen de la période du 1er octobre au 31 décembre 1891 servira de base pour les mois de février et de mars 1892.

Art. 20. — Le charbon doit être propre, gros et criblé. Le prix d'abatage que reçoivent les mineurs comprend le travail d'abatage du menu produit pendant l'extraction du gros, le travail de

transport du chantier aux grilles de triage de la surface et le criblage lui-même : en un mot tout le travail de production et d'extraction du gros et du menu, conformément aux termes de l'acte dit « Coal Mines Regulation Act » de 1887 et non pas uniquement l'extraction du gros seul.

Le poids du gros criblé, sur lequel doit être basé le calcul du salaire, est défini comme suit :

Toute berline amenée à la surface doit être pesée sur la bascule, puis vidée sur la grille qui ne retient que le gros : ce poids, dit *gross-weight* (poids fort), doit être diminué de la tare du véhicule, et du poids du menu qui a traversé la grille. On obtient ainsi le *poids net* du gros criblé. C'est ce *poids net* du gros criblé qui servira de base aux salaires, lesquels correspondront à l'ensemble du travail effectué par les mineurs pour obtenir tant le menu que le gros.

Art. 20 A. — Il est entendu que l'article 20 des présents statuts ne vise aucune modification du mode actuel de pesage, de criblage et de payement pratiqué jusqu'à ce jour pour les charbons, à moins d'entente mutuelle à ce sujet.

Art. 21. — Le présent contrat sera valable pour une durée de six mois à dater du 1er janvier 1892, et il continuera à l'être, à moins d'avis de rupture donné six mois à l'avance par l'un des contractants soit le 1er juillet 1892, soit le 1er janvier 1893, soit le 1er juillet 1893.

Art. 22. — Une copie de ce contrat sera inscrite sur le livret d'ouvrier des mines des membres de l'Association des propriétaires de mines du Monmouthshire et du Pays de Galles du Sud; elle sera revêtue de la signature du propriétaire ou de son représentant et de celle de l'ouvrier, comme clause des engagements que prend l'ouvrier en entrant au service de l'exploitant.

Art. 23. — Tout avis de dénonciation du contrat de travail, tant de la part des ouvriers que de la part des employés, ne doit être donnée que le premier jour du mois et la cessation du travail ne doit avoir lieu que le dernier du mois.

L'échelle des salaires ainsi fixée est la suivante :

Si le prix moyen net de vente du charbon par tonne franco bord est compris :								Les salaires seront fixés à tant pour 100 au-dessus du type :
entre	7sh	10d	1/4	et	8sh	0d		Type
	8	0			8	1	3/4	1 1/4
	8	1	3/4		8	3	1/2	2 1/2
	8	3	1/2		8	5	1/4	3 3/4
	8	5	1/4		8	7		5
	8	7			8	8	3/4	6 1/4
	8	8	3/4		8	10	1/4	7 1/2
	8	10	1/4		9	0	1/4	8 3/4
	9	0	1/4		9	2		10
	9	2			9	3	3/4	11 1/4
	9	3	3/4		9	5	1/2	12 1/2
	9	5	1/2		9	7	1/4	13 3/4
	9	7	1/4		9	9		15
	9	9			9	10	3/4	16 1/4
	9	10	3/4		10	0	1/2	17 1/2
	10	0	1/2		10	2	1/4	18 3/4
	10	2	1/4		10	4		20
	10	4			10	5	3/4	21 1/4
	10	5	3/4		10	7	1/2	22 1/2
	10	7	1/2		10	9	1/4	23 3/4
	10	9	1/4		10	11		25
	10	11			11	0	3/4	26 1/4
	11	0	3/4		11	2	1/2	27 1/2
	11	2	1/2		11	4	1/4	28 3/4
	11	4	1/4		11	6		30
	11	6			11	7	3/4	31 1/4
	11	7	3/4		11	9	1/2	32 1/2
	11	9	1/2		11	11	1/4	33 3/4
	11	11	1/4		12	1		35
	12	1			12	2	3/4	36 1/4
	12	2	3/4		12	4	1/2	37 1/2
	12	4	1/2		12	6	1/2	38 3/4
	12	6	1/4		12	8		40
	12	8			12	9	3/4	41 1/4
	12	9	3/4		12	11	1/2	42 1/2
	12	11	1/2		13	1	1/4	43 3/4
	13	1	1/4		13	3		45
	13	3			13	3	3/4	46 1/4
	13	4	3/4		13	6	1/2	47 1/2
	13	6	1/2		13	8	1/4	48 3/4
	13	8	1/4		13	10		50
	13	10			13	11	3/4	51 1/4
	13	11	3/4		14	1	1/2	52 1/2
	14	1	1/2		14	3	1/4	53 3/4
	14	3	1/4		14	5		55
	14	5			14	6	3/4	56 1/4
	14	6	3/4		14	8	1/2	57 1/2
	14	8	1/2		14	10	1/4	58 3/4
	14	10	1/4		15	0		60

LÉGISLATION ÉTRANGÈRE

BULGARIE

Loi sur les mines du 12/24 décembre 1891 (*).

La loi ne s'applique qu'aux substances classées dans les mines et non aux carrières, la classification correspondant sensiblement à celle de notre loi française.

Nul, fut-il propriétaire du sol, ne peut faire de recherches de mines sans un permis administratif (art. 9) accordé pour un an et pouvant être prorogé (art. 11); ce permis ne conférant d'ailleurs aucun droit privatif (art. 12).

Mais il peut être donné, avec ou après le permis précédent, et ce à la priorité de la demande (art. 14), un permis de recherche avec droit privatif pour une substance indiquée (art. 14), pendant deux ans (art. 19), en périmètre réservé de 800 hectares au plus (art. 13), moyennant le paiement par avance de 0f,10 par hectare (art. 14), le périmètre devant être convenablement aborné (art. 15).

On ne peut détenir simultanément un second périmètre qui serait à moins de 5 kilomètres du point le plus rapproché du premier (art. 17).

L'explorateur peut disposer du produit de ses recherches moyennant paiement des mêmes redevances que l'exploitant (art. 23).

Si l'explorateur laisse écouler deux ans sans avoir demandé la concession, il perd tous ses droits sur le terrain (art. 19).

Le droit d'exploiter s'acquiert par substance, par voie de concession, d'une durée de quatre-vingt-dix-neuf ans (art. 35), d'une forme rectangulaire de 24 à 500 hectares de superficie avec rapport de 1/4 au moins entre le petit côté et le plus grand (art. 29).

L'explorateur en périmètre réservé, dont les droits ne sont pas expirés, a un droit de préférence à obtenir une concession dans l'intérieur de son périmètre (art. 26); à défaut elle est accordée à la priorité de la demande (art. 27).

(*) Résumé fait d'après une traduction anglaise du texte de la loi, qui a été insérée dans les publications du *Foreign Office*, année 1892, n° 232.

La concession ne peut être instituée que s'il est reconnu que le gîte est utilement exploitable (art. 31).

La concession doit être abornée dans l'année (art. 37).

Exceptionnellement certaines mines dans des districts indiqués ne peuvent être obtenues que par la voie de soumissions publiques jusqu'à ce que l'État les exploite lui-même (art. 38).

La concession de mine est réglée en principe par les dispositions légales sur les immeubles (art. 39). Toutefois une concession ne peut être vendue par lots ni partagée matériellement sans une permission du Ministre des finances (art. 41).

La cession de la propriété d'une mine doit être notifiée à l'administration (art. 41).

Deux ou plusieurs mines peuvent être réunies si dans les trois mois il n'a pas été fait opposition par l'administration, le tout à peine de déchéance (art. 43).

Si le concessionnaire interrompt ou réduit l'extraction, ou élève indûment les prix de vente de façon à nuire aux intérêts du pays ou aux besoins des consommateurs, la production ou les prix peuvent être fixés par l'administration, ou, à défaut d'entente par arbitrage, sous réserve de déchéance, par la voie administrative en cas d'inobservation de ces injonctions (art. 46).

Le concessionnaire doit à l'État une redevance fixe, par hectare, de 3 francs pour le charbon et le fer, et de 4 francs pour les autres substances, et une redevance proportionnelle de 5 p. 100 du produit net (art. 47) payable semestriellement par avance (art. 48), à peine de déchéance (art. 49).

Le concessionnaire peut occuper, à l'intérieur du périmètre, les terrains que l'administration juge indispensables à l'exploitation de la mine et à la préparation des produits extraits (art. 51); il est tenu d'acquérir les terrains dont l'occupation a duré plus d'une année ou qui sont devenus impropres à la culture (art. 54).

Hors du périmètre le concessionnaire peut, avec l'autorisation de l'administration, et en indemnisant le propriétaire, exécuter les travaux de secours tels que travaux pour la ventilation et l'écoulement de l'eau, ou puits et galeries pour le sortage des produits déjà abattus (art. 55 et 51).

Le concessionnaire ne peut disposer des substances non concessibles par lui abattues, qu'autant qu'elles sont indispensables à son exploitation (art. 56).

Un investison de 10 mètres au moins, qui ne peut être percé ou enlevé qu'avec l'autorisation de l'administration, doit être laissé sur tout le pourtour du périmètre (art. 57).

Il y a entre mines voisines une servitude réciproque pour l'exécution de tous les travaux de secours sous l'autorité de l'administration et moyennant indemnité à la charge de celui qui bénéficie du travail (art. 58).

L'administration décide du mode d'exploiter deux mines superposées (art. 59).

Le concessionnaire qui, par suite de la connexité dans laquelle elles se présentent, abat des substances concessibles appartenant à un tiers, doit les céder à celui-ci moyennant paiement des frais supportés pour leur extraction (art. 60).

Tout concessionnaire a le droit de se servir, moyennant une indemnité, des sentiers, chemins et autres voies de communication d'un concessionnaire voisin (art. 61).

Les terrains situés entre plusieurs concessions, que leur étendue ou leur forme ne permet pas de concéder, sont attribués au premier des concessionnaires voisins qui le demande; en cas de demandes simultanées, ils sont partagés entre eux pour le mieux (art. 62).

L'administration exerce sur l'exploitation des mines une surveillance analogue, dans sa forme et dans son objet, à la surveillance de l'administration française (art. 65-66). L'exploitant doit supporter sans indemnité les mesures à lui imposées de ce chef; toutefois, s'il s'agit de la protection d'une voie de communication postérieure à l'ouverture de la mine, le concessionnaire doit être indemnisé du montant des constructions rendues inutiles ou des travaux qu'il a été obligé d'effectuer en conséquence des ordres reçus (art. 67).

Le résumé qui précède fait ressortir, à l'exception de deux ou trois points, comme ceux relatifs à la durée des concessions ou encore à la procédure de la déchéance pour suspension ou restriction de l'exploitation ou pour hausse anormale des prix, un rapprochement assez étroit entre la loi bulgare et le projet de loi présenté en 1886 par le gouvernement français. Une autre des différences à relever se rapporte aux surfaces respectives du périmètre de recherche et de la concession qui en dérive. Il est certainement beaucoup plus facile pour l'application de stipuler, avec la loi bulgare, que celle-ci sera plus petite que celui-là. Mais est-ce logique au fond? Ne risque-t-on pas d'aboutir à des concessions trop petites ou à des périmètres de recherche trop grands?

L. A.

453 (41)

BIBLIOTHÈQUE

NOTE

SUR LES

DÉGAGEMENTS INSTANTANÉS DE GRISOU

AUX MINES DE BESSÈGES

Par MM. ICHON, Ingénieur en chef au Corps des mines,
et LOMBARD, Ingénieur à la Compagnie des houillères de Bessèges.

Les mesures de précaution destinées à empêcher les explosions de grisou résultant soit d'un aérage défectueux, soit de l'emploi de lampes qui garantissent insuffisamment la sûreté, soit de l'emploi d'explosifs dangereux, soit enfin d'imprudences commises, ont été multipliées dans ces dernières années et ont réalisé de sérieux progrès.

Malheureusement, tandis que l'on restreignait ainsi l'action funeste du grisou, tel qu'il s'était présenté jusque-là, ce gaz s'est manifesté dans de nouvelles conditions particulièrement dangereuses et qui semblent tout d'abord déjouer toutes les précautions. Accumulé en masses considérables, on ne sait encore sous quelle forme, en certains points très limités des couches de charbon, il donne naissance à des dégagements instantanés tels que celui dont la catastrophe de la fosse de l'Agrappe à Frameries a été la conséquence (*). Heureusement les quantités de gaz accumulées sont rarement aussi énormes; mais il paraît constant que l'on aura de

(*) V. *Ann. des mines*, 7e sér., t. XV, p. 575 et suiv.

plus en plus à compter, dans certains bassins, avec les dégagements instantanés, à mesure que les travaux iront en s'approfondissant.

Tandis qu'en Belgique on a déjà eu de nombreux dégagements instantanés de grisou, et que l'on y a pu acquérir une certaine expérience à ce sujet, les exploitations françaises en avaient été complètement préservées jusqu'à une époque relativement récente. Les premiers dégagements instantanés de grisou, en même temps que des dégagements instantanés d'acide carbonique, ont été signalés, à notre connaissance, à la mine de la Combelle appartenant au bassin de Brassac. Deux notes sur ces dégagements ont été insérées aux *Comptes rendus de l'Industrie minérale* de 1887, pages 243 et 264. Il résulte de ces notes que les premiers dégagements instantanés auraient été observés en 1871-1872. D'un autre côté, les dégagements de grisou dont on y parle paraissent peu importants par le volume comparativement à ceux qui se sont produits depuis quelque temps à Bessèges; la mine de la Combelle a, d'ailleurs, été arrêtée en 1888.

Situation des travaux à dégagements instantanés. — Les dégagements instantanés se sont produits à Bessèges dans deux régions parfaitement distinctes.

La mine même de Bessèges exploite un faisceau de couches qui se trouve au-dessus de l'horizon de *Sans-nom*, défini par M. Grand'Eury (*), et en dessous de l'étage stérile. Ce faisceau se divise en :

Supérieur avec les couches Saint-André, Sainte-Yllide, Saint-François, 11, 12, 13, 14.

Moyen avec les couches Saint-Félix, Sainte-Barbe, Saint-Auguste, Saint-Émile.

Inférieur avec les couches Rochebrune, Saint-Charles, Saint-Denis.

(*) Grand'Eury, *Géologie et paléontologie du bassin houiller du Gard.*

Ces couches se présentent d'abord en plateure en venant de l'ouest, puis la plupart se relèvent vers l'est en dressant, contre une faille inverse importante, et quelques-unes ont été retrouvées au delà de cette faille inverse (elles sont désignées sous le nom de *Couches Ter*), dans la partie comprise entre cette faille et celle dite de *Robiac* qui abaisse considérablement tout le faisceau.

La nature des couches varie avec la profondeur; il y a tendance générale à la diminution des matières volatiles, à mesure que la profondeur augmente. Ainsi telle couche qui, dans les parties supérieures de la montagne de Bessèges, avait une teneur en matières volatiles de 27 à 28 p. 100 n'a plus, à 400 mètres de profondeur, que 22 à 23 p. 100.

Les dégagements se sont produits tant dans la plateure que dans les couches ter; dans le dressant il n'y a que peu de travaux à la profondeur où les dégagements ont eu lieu. Cette profondeur a été de 350 mètres au minimum au-dessous de la surface du sol.

La seconde partie des travaux où se sont produits des dégagements instantanés est le grand travers-bancs dit de *Créal* qui, partant du puits de Brissac, recoupe les couches du faisceau de Bessèges et, après la grande faille n° 2 du puits de Robiac, traverse une partie importante de l'étage stérile pour rencontrer enfin quelques-unes des couches de l'étage houiller situé au-dessus. Ce grand travail entrepris par la Compagnie de Bessèges a actuellement 3.020 mètres de longueur depuis le puits de Brissac.

Sur la traversée de l'étage stérile qui a été de 1.150 mètres environ horizontalement, ce qui correspond à environ 400 mètres de puissance, on a rencontré des terrains assez réglés avec une pente générale à gauche variant de 20 à 40 degrés.

Dans la partie de l'étage houiller recoupée au-dessus

de l'étage stérile, les terrains ont été aussi assez réglés, mais coupés par des rejets; ceux-ci paraissent généralement faibles, mais leur importance n'a pas encore pu être appréciée.

En dessous de l'étage stérile, on a rencontré, à des distances comprises entre 500 et 700 mètres du puits de Brissac, des couches très tendres et très grisouteuses que l'on doit probablement rattacher à l'horizon du Feljas.

Les couches recoupées au-dessus de l'étage stérile, à partir de 2.500 mètres du puits, sont, au contraire, assez dures; leur charbon brûle sans flamme, éclate au feu, tient de 15 à 16 p. 100 de matières volatiles, de 6 à 16 p. 100 de cendres et renferme énormément de grisou dans certaines régions bien localisées, le reste paraissant, au contraire, en être presque dépourvu. Ce charbon diffère notablement de celui des couches de Gagnières, duquel il semblerait devoir être rapproché par son gisement; ce dernier tient de 22 à 24 p. 100 de matières volatiles.

Il s'est produit des dégagements instantanés tant dans les couches rencontrées par le travers-bancs au-dessous de l'étage stérile que dans celles rencontrées au-dessus; le caractère des dégagements survenus dans les couches inférieures est le même que celui des dégagements de Bessèges; il est très différent dans les couches supérieures.

La profondeur des points où ont eu lieu ces dégagements, comptée à partir de la surface du terrain, varie de 450 à 550 mètres.

Il aurait été très intéressant de connaître les pressions qu'exerce le grisou dans le charbon aux divers points où se sont produits des dégagements, la composition du charbon en place, celle du charbon projeté, etc. Malheureusement, la Compagnie houillère de Bessèges

n'a pas fait jusqu'à maintenant d'observations sur ces points, et nous devons nous borner à relater les faits qui ont accompagné les dégagements (*), et à indiquer les conséquences à en tirer au point de vue de l'exécution des travaux. Ce dernier point offre quelque intérêt parce qu'on semble être conduit, sous certains rapports, à une manière de faire différente de celle préconisée en Belgique, à la suite des nombreux dégagements qui s'y sont produits et dont nous avons pu lire la relation dans diverses publications (**).

Nous séparerons les dégagements d'après les deux régions où ils sont survenus aux houillères de Bessèges, c'est-à-dire celle de la mine de Bessèges même, et celle du travers-banc de Créal. Cette séparation est, du reste, justifiée par les différences profondes entre les faits de la première région et la plupart de ceux de la deuxième.

SECTION DE BESSÈGES.

Dégagement 1. — Couche Saint-Auguste Ter. Descente du septième au huitième étage.

La couche Saint-Auguste Ter est coupée un peu au-dessus du septième étage par un rejet direct, presque en direction, qui la ramène au-dessous du septième et qui a obligé les exploitants à la rechercher en suivant la couchette Ter, et un petit travers-bancs descendant (*fig.* 1, Pl. XXII).

Le 10 août 1886, on tenait la couche déjà depuis quel-

(*) Comme le fait remarquer M. Arnould dans son *Étude sur les dégagements instantanés de grisou du bassin belge*, les plus petits détails ont souvent une importance capitale.

(**) Arnould, *Étude, etc.*, 1880; Harzé, Mesures à prendre en vue des dégagements instantanés (*Ann. des travaux publics de Belgique*, 1885, t. XLIII); Dufrane, les Dégagements instantanés de grisou (*Bulletin de l'industrie minérale*, 1887, 3e sér., t. I).

ques jours, l'aérage s'opérant par une colonne de tuyaux soufflant très fort. Vers 10 heures du matin, le mineur Jourdan piochait le charbon de la descente, sa lampe étant accrochée à 1 mètre environ en arrière, lorsqu'il entendit tout à coup un bruit sourd, semblable à un petit coup de mine qui crève, puis un sifflement. Sa lampe fut éteinte et il sentit le charbon se soulever en quelque sorte et les parements se rapprocher. Il se retira à tâtons, et rencontra ses deux manœuvres dont les lampes s'éteignirent également, car le grisou était arrivé au sommet de la descente en même temps qu'eux. Il fallut une bonne heure au courant d'air pour balayer le grisou.

Au fond de la descente, on trouva à peu près 1^{t},5 de charbon menu renversé.

La couche avait en ce point environ 1^{m},20 d'épaisseur d'un charbon tendre et très brillant; sa pente était de 0^{m},70 à 0^{m},80 par mètre, et elle ne présentait pas de dérangement appréciable.

La descente a pu être menée jusqu'au huitième étage sans autre incident.

Dégagement 2. — Couche Saint-Auguste Ter. Descente du huitième au neuvième étage.

La descente était commencée de quelques mètres lorsque, vers le 3 novembre 1886, il y eut un fort dégagement de grisou et renversement de 300 kilogrammes de charbon.

La couche avait environ 1^{m},30 avec une inclinaison de 0^{m},90 par mètre; quelques mètres plus loin, elle était serrée à 0^{m},50.

Dégagement 3. — Couche Saint-Auguste Ter. Galerie plate parallèle inférieure à la galerie de roulage du huitième étage.

Cette parallèle était menée sur une largeur de 3^{m},50 à 4 mètres. L'air était amené un peu en arrière par un

galandage venant du neuvième. En juillet 1887, un jour que le mineur Jourdan piochait son charbon, il entendit un fort coup de vent et sentit le charbon se renverser sur lui. Sa lampe s'éteignit et le grisou envahit la galerie plate jusqu'à la descente. Après une demi-heure, on put pénétrer au chantier où l'on reconnut environ 1^{t},5 de charbon menu renversé; on remarqua la présence dans le charbon d'une fissure devant correspondre à un dérangement. La couche avait 1^{m},30 et le charbon était très tendre.

Dégagement 4. — Couche Saint-Auguste Ter. Galerie du huitième étage.

L'aérage de ce chantier était fait par une colonne soufflante; il était très satisfaisant; le 9 décembre 1887 au matin, le maître-mineur n'y avait pas reconnu la moindre trace de grisou. Vers 5 heures et demie du soir, l'ouvrier Pradier y faisait une petite sous-cave, lorsqu'il entendit un bruit sourd, pareil à un petit coup de mine. En même temps, il sentit le charbon se renverser sur lui à l'état de menu. Sa lampe, accrochée à l'extrémité des tuyaux, s'éteignit, et il se sauva à tâtons; il put cependant revenir, en poussant une benne, chercher sa lampe, sans être gêné par le grisou. Au moment, où il arrivait devant la descente située à 38 mètres en arrière, où travaillait Galliard, celui-ci eut également sa lampe éteinte; en ce point débouchait un courant d'air supplémentaire. On n'a pas constaté combien de temps il a fallu pour balayer le grisou, qui avait disparu le lendemain à 4 heures du matin.

Deux tonnes de charbon présentant l'*aspect ordinaire* avaient été renversées; on reconnut à l'entaille supérieure une fissure assez profonde tapissée de plaques de sulfate de chaux.

Dégagement 5. — Couche Sainte-Barbe. Descente du septième au huitième étage.

Cette descente avait été entreprise non loin d'un fort dérangement qui avait arrêté l'avancement de la galerie. Elle n'avait que 7 à 8 mètres et n'était pas encore aérée par des tuyaux. Le 23 décembre 1887, vers 8 heures du soir, l'ouvrier de la descente entendit tout à coup un sifflement et sentit en même temps un fort mouvement dans le charbon. Sa lampe fut éteinte ; celle de son manœuvre dans la galerie resta allumée. A 2 heures et demie du matin, le maître-mineur constata encore que la descente était pleine de grisou ; à la tournée du jour, il avait disparu. On trouva au chantier environ 1t,5 de charbon provenant du chantier lui-même, ou d'une cloche formée par un dérangement à 1m,50 en arrière : derrière le charbon renversé, on retrouva le grand dérangement qui avait arrêté l'avancement de la galerie.

Dégagement 6. — Saint-Auguste Ter. Galerie plate du neuvième étage.

Cette galerie plate attaquée après le percement au fond de la descente du huitième au neuvième étage avait été amorcée de 25 mètres environ, puis abandonnée à cause de l'abondance de grisou.

Reprise en avril 1888, après un mois et demi d'arrêt, cette galerie ne put être doublée, le grisou étant toujours abondant ; les cloches ne renfermaient pas de gaz, l'aérage soufflant étant très actif, mais on constatait des soufflards. Le 20 avril au matin, les maîtres-mineurs n'avaient pas constaté de grisou, lors de leur visite. Une heure après, c'est-à-dire à 10 heures et demie, le mineur Darbousset venait leur déclarer qu'il avait senti le charbon venir sur lui et qu'il avait cru se trouver en présence d'un coup d'eau. Le grisou avait envahi les 30 mètres de galerie plate et un petit travers-bancs de 35 mètres ; il avait éteint la lampe du manœuvre au bas du plan incliné.

On constata, trois heures après, que le grisou avait disparu ; 2 tonnes de charbon menu avaient été renversées ; la couche avait 1m,30 de puissance et était réglée.

A la suite de ce dégagement, les exploitants firent précéder le chantier d'un trou de sonde de 1m,50 de longueur ; cela n'empêcha pas deux nouveaux dégagements, qui remplirent également de grisou la galerie plate.

Dégagement 7. — Saint-Auguste Ter. Bacnure du neuvième étage.

Cette bacnure allait vers la galerie plate dont il est question ci-dessus. A partir du 24 avril, on fit précéder le chantier par un trou de sonde au rocher de 1m,50 de profondeur. Dans la nuit du 1er au 2 mai, il rencontra la couche et on la découvrit complètement dans la nuit du 2 au 3, sans voir marquer le grisou. Dans la journée du 3, on y entrait en galerie plate sur la droite. Vers 11 heures du matin, il se produisit un fort soufflard qui renversa environ 1 tonne de charbon. A 1 heure et demie, le maître-mineur Pontet reconnut du grisou en couronne jusqu'à 120 mètres en arrière dans le retour d'air.

On perça ensuite sans nouveau dégagement subit, mais toujours en présence du grisou.

Dégagement 8. — Saint-Auguste Ter. Galerie plate vers le milieu entre les neuvième et dixième étages.

Cette galerie fut entreprise pour reconnaître la direction de la couche à ce niveau. Le charbon était très friable, et on avait quelque peine à se débarrasser du grisou, malgré un aérage assez actif. La galerie avait atteint 28 mètres en peu de temps, et les parements forçaient tellement qu'on allait l'arrêter pour reboiser. Quand on travaillait, on avait presque toujours un léger indice de grisou près de la couronne, derrière les bois. Le 9 novembre 1888, vers onze heures du matin, le mineur Pastrey travaillait à l'avancement lorsqu'il entendit tout à coup un bruit sourd, suivi d'un sifflement très fort en

même temps qu'il sentit le charbon se renverser sur lui; sa lampe, couverte par le menu, s'éteignit. Pris dans le menu jusqu'aux genoux, Pastrey parvint à se dégager, en abandonnant un de ses souliers, et il gagna la descente à tâtons. Dans celle-ci, un monteur eut sa lampe éteinte et sentit un fort coup de vent. Les ouvriers qui arrivèrent au haut de la descente, pour porter secours, eurent également quatre lampes éteintes sur sept et le grisou envahit, au haut de la descente, 90 mètres du travers-bancs qui n'était pas sur le parcours de l'air.

Il fallut plus de 12 heures pour balayer le chantier, bien que la colonne de tuyaux soufflât vivement; on reconnut que 4 tonnes de charbon menu avaient été renversées. Le charbon avait l'aspect ordinaire; il provenait d'une cavité en forme de four de $1^{m},50$ en avant du dernier bois. La couche était réglée et avait $1^{m},30$ d'épaisseur.

Dégagement 9. — Bacnure du neuvième étage au passage d'une couche.

La bacnure du neuvième étage avait recoupé une couche serrée dans le pied à $0^{m},20$ et ayant en couronne $0^{m},70$ à $0^{m},80$ d'un charbon très friable. On avait déjà déblayé la plus grande partie du charbon lorsque la partie supérieure de droite s'éboula et donna un dégagement de grisou qui obligea les ouvriers à quitter le chantier pendant 1 heure et demie.

Dégagement 10. — Couche Sainte-Barbe. Remontée du septième au sixième étage.

En 1887-1888, il avait été ouvert dans la couche Sainte-Barbe un courant d'air, partie en descendant, partie en remontant. L'exécution avait été difficile à cause d'un abondant dégagement d'acide sulfhydrique qui occasionnait des maux d'yeux aux ouvriers. On avait repris le travail pour élargir la descente en vue de la taille entre le septième et le sixième étage. Au point où l'on se trouvait, le

30 mars 1889, une faille inverse avait produit deux lèvres de charbon; on prenait en même temps ces deux lèvres et le rocher compris entre elles. Un avancement de 1 mètre avait été fait dans la lèvre inférieure sous le rocher. Le samedi 30 mars 1889, vers 4 heures du soir, le mineur Domergue travaillait à faire du charbon par petites sous-caves et abatages successifs, le charbon ayant besoin d'être travaillé; s'apercevant que le charbon devenait plus tendre et tombait tout seul, il se retira avec sa lampe à 5 ou 6 mètres en arrière derrière un contour du traînage. Il entendit un fort sifflement, puis un bruit plus fort; de petits morceaux de charbon étaient projetés jusqu'à lui; quand le bruit eut cessé, il approcha avec précaution avec sa lampe, qui fut aussitôt éteinte en plein courant d'air.

On ne constata pas la durée du dégagement, Domergue étant sorti; on trouva au chantier environ 8 à 10 tonnes de menu renversé.

Dégagement 11. — Même chantier que le précédent.

Le nerf de rocher qui séparait les deux lèvres de charbon devenant trop épais pour l'abattre, on avait fait passer l'air au front de taille de la lèvre inférieure par un galandage qui arrivait jusqu'à $1^{m},80$ de l'avancement. Le maître-mineur n'avait pas remarqué de grisou le 6 avril au matin. Pendant que le mineur Domergue chargeait un panier de charbon, il entendit le même bruit qu'au précédent dégagement et sentit une forte odeur d'hydrogène sulfuré; le dégagement a encore duré 4 à 5 minutes. Il s'est détaché du front de taille, d'un trou en forme de four, 5 à 6 tonnes de charbon.

Dégagements 12 *et* 13. — Même chantier que le précédent.

Le 20 avril, vers 8 heures du matin, l'ouvrier Martin entendit un sifflement très fort qui dura pendant trois quarts

d'heure, mais sans que le grisou marquât au chantier. Quand le bruit eut cessé, les ouvriers se remirent à charger, lorsque tout à coup, ils entendirent le charbon craquer; ils le virent se renverser au front de taille et sur un parement, en même temps le grisou mélangé d'acide sulfhydrique, s'échappant avec bruit, envahit tout le chantier.

On trouva environ 8 tonnes de charbon ou de schiste renversées, la couche étant composée en ce point de $0^m,70$ de charbon et $0^m,50$ de schiste noir tendre.

Le jeudi 25, il s'est produit un nouveau dégagement analogue au précédent et à 2 mètres seulement en avant du précédent où la couche s'est renflée à $1^m,50$ presque entièrement en charbon; il y a eu une dizaine de tonnes de charbon renversées. L'odeur d'œufs pourris fut perçue sur le parcours du courant d'air.

Dégagement 14. — Bacnure du huitième étage au toit de Saint-Auguste Ter.

L'avancement de la galerie de niveau au huitième étage dans la couche Saint-Auguste Ter ayant été arrêté par un dérangement mal défini, on avait entrepris une galerie à travers-bancs au toit. On avait fait 16 à 17 mètres de travers-bancs lorsque, le 24 mai au soir, un coup de mine découvrit du charbon sur $0^m,20$ à $0^m,30$ de surface; les ouvriers tirèrent encore deux coups de mine dans le grès qui produisirent bon effet, abattant en même temps très peu de charbon; les ouvriers constatèrent, en s'en allant vers 5 heures et demie, que le charbon travaillait légèrement. Lorsque le poste de nuit arriva, il trouva le grisou à 80 mètres du chantier et on ne put arriver à celui-ci que le lendemain matin à 6 heures où, cependant, il y avait encore une traînée de grisou sur $0^m,40$ à $0^m,80$ dans toute la bacnure malgré un aérage assez actif par une colonne de tuyaux. On constata au chantier que la galerie était remblayée complètement sur $2^m,50$ à 3 mètres et que le talus s'étendait jusqu'à 5 mètres du front de taille; ce talus était recouvert d'une légère couche de poussière très fine, ayant l'aspect de la suie. Le charbon, très sale, à 31 p. 100 de cendres, et 20 p. 100 de matières volatiles, formait environ 12 tonnes; en outre, il y avait 8 tonnes de remblais. La couche était très dérangée.

Dégagements 15, 16 *et* 17. — Couche Saint-Denis. Traversée dans la bacnure du neuvième étage.

La bacnure avait traversé environ 50 mètres d'un grès massif très dur; le 2 octobre 1889, les ouvriers avaient entendu chanter le grisou, mais sans pouvoir le reconnaître. Ils tirèrent trois coups de mine, et entendirent, après les trois détonations, un bruit sourd accompagné de crépitements semblables à des coups de masse violents sur un rocher; ce bruit dura environ 3 minutes. On ne put s'avancer sur le moment qu'à 45 mètres du front de taille; mais environ 6 heures après, on put le rejoindre en tenant la lampe au bas de la galerie. Il n'y avait que du rocher projeté par les coups de mine, et le grisou s'était échappé par un trou dans le rocher sans entraîner de charbon. Le chantier était aéré par une colonne de tuyaux soufflant très fort.

Le lendemain à 6 heures et demie, le grisou ne marquant plus, on entama le charbon, qui était extrêmement friable. A 9 heures, le grisou ne marquait pas; une demi-heure après, les ouvriers s'aperçoivent que le charbon se détache seul; ils se sauvent, et derrière eux le grisou envahit 320 mètres de galerie, soit un volume de 900 mètres cubes; 2 1/2 tonnes de charbon environ furent renversées par l'orifice du trou ouvert dans le rocher. Les faits qui s'étaient produits ayant montré qu'il n'était pas prudent d'entamer le charbon avant d'avoir complètement découvert la couche, on se décida à abattre d'abord le toit de grès, au moyen de coups de mine isolés, chargés à la dynamite à l'ammoniaque. On avait essayé de recon-

naître l'épaisseur de la couche au moyen d'un sondage, mais la friabilité du charbon ne le permit pas.

Le 16 octobre, on avait 8 mètres de charbon découverts depuis le sol de la galerie jusqu'à la couronne. On enleva de 6 heures du soir à 2 heures et demie du matin 7 wagons de charbon en piochant, sans dégagement anormal de grisou, bien que ce gaz marquât légèrement en couronne. A ce moment il se produisit des craquements très forts; les ouvriers se sauvèrent au plus vite et une de leurs lampes fut éteinte à 100 mètres du chantier. Vers 10 heures du matin on put revenir vers le chantier et l'on reconnut que 4 à 5 tonnes de charbon avaient été renversées; de plus, la dernière longueur de voie posée sur le charbon avait été soulevée de 60 centimètres. On traversa ensuite la couche sans autre incident; tout le charbon (59 wagons) chargé était absolument friable et arraché.

Dégagement 18. — Couche Saint-Denis. Descente du huitième au neuvième étage. A la suite des dégagements du neuvième étage, on avait résolu de procéder avec la plus grande prudence pour commencer la descente à partir du huitième, et notamment de découvrir la couche sur une surface suffisante avant de l'attaquer. Après avoir reconnu la couche dans la bacnure par des trous de sonde, on enleva le grès du toit par coups de mine isolés avec la poudre de Sevran-Livry, à 20 p. 100 de coton-poudre et 80 p. 100 de nitrate d'ammoniaque, avec des mèches de sûreté spéciales et des allumeurs de sûreté coiffant la mèche et déterminant l'inflammation de cette dernière par la réaction de l'acide sulfurique d'une petite ampoule sur une pastille de chlorate de potasse et de sucre.

Pendant l'enlèvement du grès, on constatait du grisou seulement en plaçant la lampe sur le sol ou en remuant le charbon. A partir du moment où l'on entra dans le

charbon, le 26 septembre, on eut fréquemment des irruptions de grisou éteignant les lampes et obligeant les ouvriers à se retirer pendant un quart d'heure ou 20 minutes; on évitait d'ailleurs de laisser le charbon abattu au chantier. Deux colonnes de tuyaux soufflaient de l'air au chantier; comme on constatait de légers indices de grisou, on en plaça une troisième, et on jaugea dès lors 572 litres d'air par seconde à l'entrée des tuyaux et 409 litres au chantier. On marcha ainsi jusqu'au 10 novembre, sauf arrêts les 10, 11, 17 et 18, 24 et 25 octobre, à cause de soufflards importants. Dans l'intervalle, on essaya de remplacer l'aérage soufflant par un aérage aspirant au moyen des trois colonnes de tuyaux, espérant ainsi supprimer de petites quantités de grisou qui se montraient au-dessus des tuyaux, à 7 ou 8 mètres en arrière du front de taille. On obtint bien ce résultat, mais par contre le grisou marquait au chantier, les lampes s'échauffaient notablement et la situation devenait beaucoup moins favorable. On revint donc à l'aérage soufflant et, par une nouvelle disposition, on put porter à $0^{m3},948$ le volume entrant dans les colonnes et à $0^{m3},590$ celui soufflant au chantier.

On essaya à plusieurs reprises de forer des trous de sonde dans le charbon; mais, sauf sur un parcours de 5 ou 6 mètres, le charbon s'est montré trop friable et le trou se bouchait au fur et à mesure.

On arriva ainsi au 10 novembre. La couche avait perdu de sa puissance, en même temps qu'elle était devenue plus dure, au point de devoir être travaillée au pic. Vers 9 heures un quart, le maître-mineur ne constata pas la moindre trace de grisou. Une demi-heure après, le chef de chantier remarque que le charbon devient plus tendre et que des fragments de charbon se détachent tout seuls; il prend sa lampe et se sauve. Les bois craquent autour de lui, le charbon pétille et il entend un grand bruit

semblable à un coup de tonnerre sourd. Le coup de vent le renverse à 8 ou 10 mètres du front de taille, sa lampe est éteinte et il sent quelques grains de charbon sur le dos. Il se retire dans l'obscurité et crie à ses hommes de ne pas descendre; l'un d'eux, qui se trouve à 30 mètres, a également sa lampe éteinte, ainsi qu'un troisième, au sommet de la descente, à 81 mètres du front de taille. Les ouvriers se retirent éclairés par un quatrième, qui se trouvait dans la bacnure.

On ne put revenir au chantier que le lendemain soir, le grisou marquant même à ce moment-là. On constata que deux des trois colonnes de tuyaux avaient été remblayées par le charbon qui s'étendait jusqu'à 4 mètres en avant de l'ancien front de taille; les colonnes ayant été dégagées, le grisou ne marquait plus le surlendemain matin.

Le charbon formait un talus presque horizontal (*fig.* 3) et était assez poussiéreux à la surface, mais non à l'état de suie. On a chargé 21 wagons de charbon et 3 de schistes noirs, sur une longueur de descente de $7^{m},50$; le charbon projeté provenait non seulement du front de taille, mais encore du foisonnement des parois. La couche était dérangée et le charbon, d'ailleurs assez dur, était entremêlé de schiste.

On peut chercher à se rendre compte de la quantité de grisou dégagée.

Dans les premiers moments, il a fallu 2 ou 3 minutes au grisou pour envahir 863 mètres cubes de galeries. D'autre part, les trois colonnes de tuyaux donnant 590 litres au chantier, une seule restée ouverte donnait $\frac{590}{3} = 197$ litres, auxquels il faut ajouter les pertes des trois colonnes, soit 358 litres, soit en tout 555 ou 550 litres. Pendant les 2 minutes et demie d'envahissement, il se sera écoulé $0{,}550 \times 150 = 82^{m^3},300$ d'air, et par

conséquent il y a eu $863 - 82 = 781^{m^3}$ de grisou pendant les 150 premières secondes.

Le dégagement a continué en diminuant d'intensité; la teneur en grisou du mélange sortant de la galerie a certainement été très forte de 9 heures du matin à 4 heures du soir; en effet, à ce moment, le maître-mineur Pontet constata que la bacnure du huitième étage était encore pleine de grisou jusqu'à 130 mètres de la descente. On peut certainement admettre que la teneur moyenne du mélange a été de 20 p. 100 pendant 12 heures; en admettant que le volume total passant par seconde fût celui sortant des tuyaux d'aérage, c'est-à-dire 550 litres, comme nous l'avons dit plus haut, la quantité de grisou dégagée en 12 heures aurait été de :

$$0{,}550 \times 0{,}20 \times 43.200 = 4.752 \text{ ou environ } 5.000^{m^3}.$$

Il est certainement difficile de savoir quel est le volume de charbon qui a dégagé cette quantité de grisou; en admettant qu'en dehors du charbon projeté, c'est-à-dire 24 wagons, ce qui correspond à $15^{m^3},600$ de charbon en place, un volume égal non projeté ait participé au dégagement, on obtient une quantité de $\frac{4.750}{31,2} = 152$ mètres cubes de grisou par mètre cube de charbon.

Dégagement n° 19. — Couche Saint-Denis. Descente du huitième au neuvième étage.

Le 22 novembre, c'est-à-dire 12 jours après le dégagement précédent, un nouveau dégagement se produisit dans le même chantier, à 17 mètres plus loin. Le mineur occupé à charger un panier entendit, vers 10 heures du matin, un crépitement et eut sa lampe éteinte; celle du manœuvre étant restée allumée, tous deux se sauvèrent. Quand ils furent à 7 ou 8 mètres du chantier, ils sentirent un grand coup de vent et la lampe du manœuvre s'éteignit. Des bois avaient été renversés et du charbon projeté

A 1 heure de l'après-midi, le grisou marquait encore légèrement à l'entrée de la descente, à 98 mètres du chantier; à 2 heures, le maître-mineur put aller au front de taille, où il n'y avait plus qu'un léger indice de grisou. Il passait 434 litres d'air au chantier même sortant des tuyaux.

On reconnut au chantier que trois bois avaient été renversés et 4 mètres de descente remblayés par 4 wagons de charbon et 13 de schiste noir charbonneux. La couche était, en effet, très dérangée en ce point.

Lors de ce dégagement, comme lors du précédent, aucune trace de grisou n'avait été constatée par le maître-mineur une heure auparavant.

Dégagement n° 20. — Couche Saint-Denis. Galerie avancement nord au neuvième étage.

Depuis le dégagement du 22 novembre 1890 jusqu'au 13 novembre 1891, on avait pu travailler dans la couche Saint-Denis soit en taille, soit à l'avancement sud de la galerie du neuvième étage menée en grande largeur, avec une production de 4.416 tonnes, sans avoir aucune alerte au point de vue des dégagements instantanés.

Dans le but de créer un retour d'air indépendant de la taille comprise entre les huitième et neuvième étage, pour l'aérage des descentes à entreprendre au-dessous du neuvième, dans lesquelles on a à craindre des dégagements instantanés, on avait commencé à allonger l'avancement nord de la galerie du neuvième étage dans la couche (*fig.* 4). Le chantier était aéré par une colonne de tuyaux placée sur la porte K, ce qui suffisait pour chasser le grisou, le gros du courant passant d'ailleurs par l'avancement sud et dans la taille.

Le 13 novembre 1891, à 9 heures du matin, le maître-mineur ne constata aucune trace de grisou au chantier; les mineurs trouvaient le charbon un peu plus dur que d'habitude. Une demi-heure après ils entendent un sifflement prolongé, accompagné d'un pétillement du charbon, puis les bois craquent et ils se retirent sur la plaque devant la porte K. Au bout de 2 ou 3 minutes, ils entendent un bruit sourd, ressentent un coup de vent assez violent pour ouvrir la porte K, et constatent une abondante projection de charbon, dont les poussières viennent jusqu'à eux, soit à 17 mètres. Une masse énorme de grisou s'échappe et s'engage naturellement dans la taille largement ouverte, puis dans la bacnure du huitième étage. Tandis que les ouvriers du chantier avaient conservé leurs lampes allumées, les dix lampes des ouvriers de la taille et de la bacnure du huitième, sauf celle d'un boiseur placé en B, furent éteintes. A 1 heure de l'après-midi le grisou avait disparu de partout, sauf au chantier même; il passait dans la couche $2^{m3},250$ d'air par seconde.

On constate au chantier que le wagon qui se trouvait à $1^{m},50$ de l'avancement a été repoussé à 4 mètres environ, qu'il a déraillé et a été complètement rempli de charbon; la galerie elle-même est bouchée par le charbon sur 5 mètres; les tuyaux, en partie démanchés, sont également remplis de charbon. Quatre cadres avaient été renversés et en partie brisés.

On reconnut, en déblayant, que le dégagement était venu entièrement de l'angle supérieur gauche de la galerie où passe un dérangement, que l'on a constaté également dans la taille, et suivant lequel il s'était formé une véritable poche. Le déblayage complet a produit 53 tonnes de charbon; mais on a laissé du charbon ébranlé sur le parement de gauche.

En dehors des ouvriers du chantier même, seuls ceux de l'avancement sud au même niveau prétendent avoir entendu un bruit sourd, pareil à un coup de mine, et affirment avoir vu un mouvement dans le charbon de leur chantier.

Trois ouvriers ont ressenti un mal de tête résultant soit du grisou, soit de l'hydrogène sulfuré qui l'a accompagné.

SECTION DE CRÉAL.

Les premiers dégagements instantanés qui ont eu lieu dans le grand travers-bancs de Créal se sont produits dans des couches appartenant au faisceau de Bessèges et situées au mur de l'étage stérile. La plus importante de ces couches a été recoupée à 645 mètres du puits de Brissac; sa pente était faible et la traversée s'est prolongée sur 41 mètres. Sur les 23 premiers mètres, sa puissance s'est maintenue à 1 mètre; à partir de là, elle s'est enflée rapidement jusqu'à $4^{m},50$ d'épaisseur.

Dégagement n° 1. — Travers-bancs de Créal. Couche n° 1.

On avait recoupé la couche n° 1 sur 23 mètres de longueur, et sa puissance au front de taille était de $1^{m},80$. Le charbon avait toujours été très tendre; il suffisait de le gratter avec un manche d'outil pour l'abattre; le toit était mauvais et il fallait voûter de 2 en 2 mètres. La couche ne semblait pas stratifiée par bancs réguliers; le charbon formait un amas de petits grains cubiques sans mélange de schiste. La couche a dégagé du grisou dès qu'on l'a touchée et ce dégagement s'est maintenu; on s'en débarrassait en amenant de l'air comprimé au front de taille. Le 1er août 1887, lorsqu'on eut donné seulement quelques coups de pic, il se produisit un abondant dégagement de grisou qui envahit la galerie sur 300 mètres de longueur, laissant à peine aux ouvriers le temps de se retirer vers le puits.

Du 1er août au 15 septembre on traversa la partie renflée de la couche; le grisou marquait dès qu'on touchait le front de taille, qui restait solide tant qu'on n'y touchait

pas; on eut, en outre, une dizaine de fois des affluences plus ou moins considérables de grisou, lequel envahissait la galerie sur 100 ou 150 mètres de longueur, mais dans aucun de ces dégagements les lampes ne furent éteintes, et il n'y eut pas de charbon projeté.

Dégagement n° 2. — Couche n° 1. Galerie en direction.

Le 19 novembre 1888 on avait fait 100 mètres environ d'avancement dans une galerie en direction poussée à gauche du travers-bancs de Créal; on l'accompagnait d'une parallèle pour l'aérage. La couche avait, au front de taille, $0^{m},90$ d'épaisseur; le toit, solide quand on le découvrait, devenait ensuite lourd et exigeait un cadrage. Vers 3 heures du soir, les ouvriers remarquèrent que le front du chantier se déplaçait en s'avançant sur eux; ils suspendirent leur travail et écoutèrent les craquements qui se faisaient entendre; au bout de quelques instants une partie de charbon se renversa sur toute la hauteur du front de taille, et, en même temps, du grisou se dégageait en abondance, éteignant les lampes des ouvriers, et envahissait la galerie, la descente et la parallèle, obligeant les ouvriers à se retirer. Il avait été renversé environ 6 wagons de charbon.

Quelques jours après un phénomène analogue, mais moins violent, se produisit.

Le charbon, de très tendre qu'il était quand on poussait la galerie, devenait plus solide au bout de quelques jours, au point qu'on pouvait, après quelque temps, enlever les garnissages sans avoir le moindre éboulement.

Dégagement n° 3. — Travers-bancs de Créal. Deuxième couche au-dessus de l'étage stérile.

Le travers-bancs de Créal avait rencontré, à 1.050 mètres environ du puits de Brissac, l'étage stérile, dans lequel il resta sur plus de 1.150 mètres. A 2.200 mètres on quittait le stérile pour rentrer dans l'étage houiller supérieur. A 2.410 mètres on trouva une petite couche

de 0m,20 à 0m,40 de puissance de charbon maigre à longue flamme, paraissant très peu grisouteux.

Dans la nuit du 13 au 14 février 1891, le tir de la troisième et dernière volée, comprenant six coups de mine chargés à la dynamite, mit à découvert, à 2.568 mètres du puits, une deuxième couche. Les ouvriers, qui s'étaient retirés à distance, n'ont rien remarqué d'anormal lors du tir. Environ 20 minutes après, lorsqu'ils ont voulu retourner au chantier, ils ont été arrêtés par le grisou qui marquait à 200 mètres du chantier, et le maitre-mineur les a fait sortir. Au commencement du poste suivant il ne restait plus que quelques traces de grisou dans des anfractuosités, grâce à l'aérage excellent dont nous parlerons tout à l'heure.

On constata alors qu'il y avait eu projection d'une quantité importante de charbon, 21 wagons au chargement. Tout ce charbon provenait d'une petite remontée dans la couche, à droite de la bacnure, remontée qui avait 7 mètres de longueur et se terminait par une petite galerie plate [*fig.* 5 (plan) et 6 (coupe)].

Dégagement n° 4. — Travers-bancs de Créal. Deuxième couche au-dessus de l'étage stérile.

Après le dégagement précédent, on chercha à faire un havage dans le charbon, après avoir remblayé la remontée; mais le charbon se montra très dur, car sur 5 wagons faits au pic on avait obtenu 2 wagons et demi de mottes. On se décida alors à forer de nouveaux trous de mine au mur avec les perforateurs, en laissant au moins 50 centimètres entre le fond des trous et la couche; on fit, le 16 février 1891, à 8 heures du soir, le tir de la volée 1 (*fig.* 6), comprenant cinq coups chargés avec la poudre de l'État.

Pendant le tir les ouvriers s'étaient retirés vers la gare de l'affût, à 350 mètres du chantier. Le premier coup de la volée fut immédiatement suivi par un brusque refoulement de l'air, assez violent pour agiter les vêtements des ouvriers et balayer des papiers qui venaient d'être jetés dans la galerie. Les ouvriers effrayés se mirent à fuir du côté du puits; mais les autres coups de mine ayant été sourds et n'ayant pas produit l'effet du premier, ils revinrent vers l'affût, où ils constatèrent du grisou; le maitre-mineur les fit sortir.

L'ingénieur de la mine constata, vers 10 heures et demie du soir, que près de la gare de l'affût, c'est-à-dire à 350 mètres du chantier, le grisou paraissait être en masse compacte depuis la couronne jusqu'à la sole de la galerie; il éteignit 2 lampes sans explosion, comme le fait l'acide carbonique. Une heure plus tard il n'y avait plus, au même point, qu'un peu de grisou en couronne, mais à quelques mètres de là le grisou marquait à la sole. Il a fallu 20 heures pour évacuer complètement le grisou, malgré un aérage excellent dont nous allons parler.

Le travers-bancs de Créal a 2m,60 de large et 2 mètres de haut sur toute sa longueur. A 1.180 mètres du puits se trouve le pied d'un grand plan incliné qui va de la cote + 67 à la cote — 124. A partir du pied de ce plan incliné jusqu'à 50 mètres environ du chantier, le travers-bancs est divisé en deux parties par un galandage en maçonnerie de 0m,40 d'épaisseur, dont le crépissage est très soigné. On a ainsi un goyau de retour d'air de 0m,60 de largeur qui se raccorde au plan. Pour conduire l'air jusqu'au front de taille, on se sert de tuyaux d'aérage de 0m,30 de diamètre. L'origine de la colonne de tuyaux est à quelques mètres en arrière de l'extrémité du mur d'aérage, du côté opposé au goyau. Un injecteur Körting à air comprimé refoule l'air frais jusqu'au chantier. De temps en temps, lorsque le mur est assez avancé, on change de place la prise d'air. On emploie aussi parfois directement l'air comprimé pour l'aérage, en ouvrant le robinet du télescope de la conduite, principalement au

moment des tirs, pour évacuer les fumées le plus rapidement possible.

L'air arrive donc tout droit de l'extérieur par la colonne du puits, suit le travers-bancs dans sa partie large jusqu'à l'avancement et revient par le goyau et le plan incliné. Il se rend ensuite au ventilateur par un retour spécial, isolé par des portes des autres courants de la mine, au moins sur la plus grande partie de son parcours. La quantité d'air qui du puits gagne le travers-bancs dépasse $2^{m3},500$ à la seconde. Mais ce volume est bien loin d'arriver à l'avancement. Les portes qui sont au pied du plan incliné laissent filtrer 3 à 400 litres. A travers le galandage, quelque soigné qu'il soit, les pertes sont considérables; on a pu constater les chiffres suivants :

	m. c.
Avant le plan incliné.	2,691
Après — à 1.100m du puits. . .	2,183
— — à 1.300m — . .	2,101
— — à 1.500m — . .	1,814
— — à 1.700m — . .	1,099
— — à 1.900m — . .	0,686
— — à 2.100m — . .	0,486

et à l'avancement même, à 2.575 mètres environ, le débit du tuyau d'aérage a été trouvé de $0^{m3},337$.

D'après ce qui précède, on peut se faire une idée de la quantité de grisou mise en liberté dans ce deuxième dégagement de la même couche. Il est évident qu'on restera en dessous de la vérité en admettant que l'aérage par les tuyaux amenait 200 litres d'air par seconde au chantier; d'autre part, d'après la marche des compresseurs, on peut estimer à 200 litres le débit fourni par le télescope de la perforation, à la pression ordinaire. On peut donc compter un total de 400 litres à la seconde, et avec cette quantité il a fallu 20 heures pour évacuer le grisou; il a donc passé 28.800 mètres cubes d'air pendant ce temps. Or au premier moment environ 1.500 mètres cubes de

galerie étaient envahis par le grisou, ce qui correspond au moins à 1.000 mètres cubes de ce gaz dégagés à ce moment; 2 heures plus tard, le grisou paraissait encore en masse compacte à 350 mètres du front de taille; par suite, nous croyons pouvoir admettre une teneur moyenne de 20 p. 100 en grisou pour le volume qui a passé dans les 20 heures, ce qui donne 5.700 mètres cubes de grisou.

Lorsqu'on a pu retourner au chantier, on a constaté qu'une grande quantité de charbon broyé avait été projetée et formait un talus incliné jusqu'à 12 mètres du front de taille primitif. Au delà de celui-ci, il s'était fait un vide ayant plus de 20 mètres de largeur (*fig.* 7); le front de taille se trouvait de 7 à 8 mètres en avant sur l'ancien. La quantité de charbon projetée a donné au chargement 103 wagons; cela représente environ 64 mètres cubes de charbon en place. On voit que, même en admettant que toute la quantité de grisou calculée plus haut provienne uniquement du charbon projeté, nous n'arrivons pas ici à 100 mètres cubes de gaz par mètre cube de charbon.

Dégagement n° 5. — Travers-bancs de Créal. — Deuxième couche au-dessus de l'étage stérile.

A la suite du précédent dégagement, les exploitants résolurent de toujours faire précéder le travail dans le charbon de trois trous de sonde de 3 mètres de profondeur, de maintenir l'avancement dans la couche de 3 mètres en avant de celui du mur et du toit, de faire le havage au pic dans le charbon malgré sa dureté et de ne tirer au rocher qu'un seul coup de mine en employant de la poudre de sûreté à 10 p. 100, des mèches blanches et des allumeurs de sûreté. De plus, il fut recommandé aux ouvriers de se retirer à une dizaine de mètres s'ils entendaient le moindre bruit. Ces précautions n'empêchèrent pas le nouveau dégagement du 3 mars, qui entraîna malheureusement la mort de deux ouvriers et des blessures à deux autres.

L'avancement avait été repris dans les conditions que nous venons d'indiquer, après le dégagement précédent. On avait, dans la nuit du 2 au 3 mars, avancé d'environ $2^m,50$ le havage dans le charbon, le front de taille étant précédé des trois trous de soude. Le poste de nuit, après son arrivée au chantier, s'occupa d'abord de prolonger de $0^m,40$ les trous de sonde, raccourcis d'autant par l'abatage du poste précédent. Vers 1 heure et demie du matin, le trou de droite et celui du milieu avaient leur longueur normale de 3 mètres; les ouvriers Fabre et Imbert se mirent à commencer le premier l'entaille, le second la sous-cave vers la droite, pendant que Dessus et Charrier prolongeaient le trou de sonde de gauche. Les deux premiers avaient à peine entamé le charbon de 10 centimètres, lorsqu'une poussée violente de tout le front de taille se produisit subitement, sans aucun signe précurseur. L'ouvrier Fabre avait recherché le grisou un quart d'heure avant de commencer le travail au pic, et n'en avait trouvé aucune trace. Une masse considérable de charbon projeté remblaya la galerie sur une partie de sa hauteur, formant un talus de 25 mètres de longueur en avant du stross. En même temps, le grisou faisait irruption et éteignait les lampes des ouvriers (*fig.* 8). Fabre fut renvoyé de la droite à la gauche du chantier et enseveli sous le charbon. Dessus fut comprimé et étouffé sur place par un bloc détaché du toit; Charrier serré entre le bloc qui comprimait Dessus, un piquet de soutènement et le parement de gauche fut fortement contusionné; enfin Imbert, roulé sur le charbon, put se relever seul et essaya même de dégager Charrier en lui donnant la main; mais n'ayant pu y réussir, il se traîna un peu plus loin et se contenta d'appeler lorsqu'il vit le maître-mineur approcher avec sa lampe. Celui-ci, qui venait au chantier, sentit à 250 mètres l'atmosphère anormale et remplie de poussière; il entendit en même temps

les appels d'Imbert. Sa lampe s'éteignit ainsi que celle du charretier, qu'il avait prise; il ne restait que la lampe du convoi à 300 mètres du chantier. Le maître-mineur Pontet s'avança dans l'obscurité et pendant deux heures y travailla, aidé dans la suite par le charretier Vigne, à dégager Charrier. Assuré de la mort des deux autres, il sortit ensuite et l'on ne put revenir au chantier, en tenant les lampes tout à fait bas, que vers 8 heures et demie du matin.

Fabre fut retrouvé entièrement enseveli sous le charbon, la face contre terre regardant vers le puits; Dessus était dans la même position; il avait entre ses jambes la barre de sondage qui, malgré son diamètre de $0^m,025$, était complètement pliée en deux, les extrémités se rejoignant presque; cet effet mécanique du dégagement est remarquable. Du reste, le charbon a été projeté plus loin que dans le précédent dégagement, car le talus s'étendait sur 28 mètres au lieu de 12. Au contraire, la quantité de gaz dégagée semble avoir été moins forte, puisque le travers-bancs n'a pas été envahi aussi loin et qu'il a fallu moins de temps pour évacuer le gaz. Le front de taille solide n'a été rencontré qu'à $7^m,50$ en avant; bien qu'on n'ait pas dégagé la cavité produite, on a pu s'assurer que son grand axe était, comme dans le dégagement précédent, à peu près perpendiculaire au travers-bancs. Comme, dans le dégagement précédent, on a également remarqué qu'au delà du nouveau front de taille solide, le charbon était décollé du toit sur 1 à 2 centimètres d'épaisseur; ce vide était-il préexistant au dégagement ou est-ce un effet du dégagement? C'est ce qu'on ne saurait dire. Enfin, on a remarqué encore que le charbon, resté en place entre la cavité de ce dégagement et celle du précédent, offrait dans la partie supérieure de la couche une sorte de structure lamellaire verticale, tandis que le banc sur le mur, assez dur et

bien adhérent au mur, montre une stratification parallèle à celui-ci.

Pour ce qui concerne la nature du charbon, il est à noter que, bien différent de celui des dégagements instantanés de Bessèges et des couches au mur du terrain stérile, il s'est montré naturellement dur, donnant à l'avancement 50 p. 100 de mottes. La teneur en matières volatiles est de 15 à 17 p. 100, celle en cendres de 7 p. 100 pour les mottes et de 17 p. 100 pour le menu ; il paraîtrait que la teneur en matières volatiles a été trouvée à peu près la même pour le charbon projeté par le dégagement que pour celui abattu au chantier.

Comme nous l'avons dit plus haut, la cavité produite par le dégagement n'a pas été entièrement nettoyée du charbon projeté; la quantité projetée sur le talus dans la galerie a été de 48 tonnes, celle extraite de la cavité ou des parois de 28, soit en tout environ 76 tonnes. Si l'on suppose que la quantité de gaz dégagée au premier moment ait été de 4 à 500 mètres cubes, ce qui paraît admissible, on voit que le mètre cube de charbon a donné environ 10 mètres cubes de grisou.

Mesures prises. — Le dégagement instantané survenu le 3 mars 1891 a montré aux exploitants de Bessèges que la manière dont ils avaient procédé pour prendre des précautions spéciales contre ces phénomènes, n'était pas propre à éviter les accidents. Il est évident que les dégagements qui s'étaient produits dans le quartier de Bessèges devaient faire croire qu'en procédant avec des trous de sonde et avec l'abatage au pic, on aurait une assez grande sécurité, la préoccupation principale étant d'éviter l'inflammation du grisou. Mais les dégagements de grisou de Créal ressemblent, par les circonstances, aux dégagements instantanés d'acide carbonique des mines de Rochebelle. Or là on a reconnu que le travail au pic était dangereux, parce que le dégagement d'acide

carbonique se produisait inopinément, sans avertissement préalable, sans doute au moment où un dernier coup de pic ou de pioche rompait l'état d'équilibre instable dans lequel le gaz se trouvait à l'intérieur du charbon. On y a donc été amené à procéder uniquement par coups de mine, de manière à solliciter, pour ainsi dire, les dégagements dangereux par l'ébranlement du massif. Sans se dissimuler les conditions plus dangereuses où ils se trouvaient par suite de la présence d'un gaz inflammable et explosible, les exploitants de Bessèges ont cru devoir recourir à la même méthode de travail, au moins pour la recoupe en travers-bancs des couches de la galerie de Créal, tout en prenant des précautions spéciales en vue du grisou. Il fut donc décidé que :

1° Les coups de mine se feraient exclusivement dans le mur ou le toit de la couche, jamais au charbon.

2° Que les coups seraient tirés un à un, avec des mèches blanches et des allumeurs de sûreté ou par volée au moyen de l'électricité, les coups n'étant d'ailleurs chargés qu'avec des explosifs de sûreté.

3° Que les hommes se retireraient pendant le tir dans un refuge spécial, situé à environ 150 ou 200 mètres du chantier, creusé dans la roche, fermé par une porte très solide, s'ouvrant de dedans en dehors (*fig.* 9). Le refuge serait aéré par un tuyau branché sur la conduite générale d'air comprimé. Un guichet dans la porte permettrait de voir une lampe de sûreté placée dans une niche en face de la porte et qui donnerait des indications sur l'état de l'atmosphère de la galerie.

4° Afin de diminuer encore les chances d'inflammation on arrêterait au moment du tir le fonctionnement du Körting qui envoie l'air au chantier, de manière à ne pas faire de brassage de l'air et à avoir une atmosphère franchement grisouteuse si lors du tir un dégagement se produisait.

C'est dans ces conditions que le travail a été continué et que se sont produits les dégagements dont nous allons parler maintenant.

Dégagement n° 6. — Travers-bancs de Créal. Deuxième couche au-dessus de l'étage stérile.

La deuxième couche, qui avait donné lieu à l'accident du 3 mars, ayant son pendage dirigé vers l'avancement, avait disparu depuis 5 mètres environ sous le sol de la galerie, à la date du 20 mai. Ayant un grand nombre de coups de mine bien dégagés dans le front de taille du rocher au toit de la couche on voulut essayer la force de l'explosion électrique. On tira 16 coups à la fois, dont 15 partirent simultanément. Après le tir il y eut du grisou jusqu'à 50 mètres du front de taille, grisou qui n'a pu provenir que de l'ébranlement du charbon situé sous le rocher du sol de la galerie, ce qui démontre bien l'utilité que peut avoir cet ébranlement pour provoquer les dégagements.

Dégagement n° 7. — Travers-bancs de Créal. Deuxième couche au-dessus de l'étage stérile.

Le 23 mai, la couche n'étant encore qu'à une faible profondeur sous le sol de la galerie, à la suite d'un tir à l'électricité de quatre coups de mine placés au plus près de la couche, c'est-à-dire en bas et à droite de la galerie, on a eu un dégagement de grisou qui a envahi 30 mètres de galerie et a mis une demi-heure à se dissiper. Ce fait corrobore ce que nous avons dit au sujet du dégagement précédent.

Dégagement n° 8. — Travers-bancs de Créal. Troisième couche au-dessus de l'étage stérile.

Le 10 juillet 1891, on rencontra une couche de $0^m,35$ à à $0^m,40$ d'épaisseur et on reprit aussitôt le tirage à l'électricité. Une première volée de trois coups ne donna pas de grisou; après une deuxième volée de quatre

coups il y eut un dégagement suffisant pour faire marquer le grisou à 100 mètres du front de taille pendant une heure; il n'y eut pas de projection de charbon.

Dégagement n° 9. — Travers-bancs de Créal. Troisième couche au-dessus de l'étage stérile.

Le 21 juillet 1891, à trois heures et demie du soir, on avait préparé un tir à l'électricité de cinq coups de mine, dont trois au toit et deux au mur de la troisième couche. Les ouvriers, renfermés dans le refuge à 280 mètres du chantier, n'ont pas constaté par le guichet la présence du grisou à la lampe; ils n'ont entendu qu'un seul coup lors du tir. Le maître-mineur Gadaix, qui était à 1.600 mètres de l'avancement, a cru entendre deux coups, le second faible, mais plus long. Arrivé au refuge, il a pris avec lui le chef de chantier pour aller à l'avancement, mais à 170 mètres du chantier ils ont été arrêtés par le grisou. Gadaix examina alors l'état du retour d'air aux guichets placés à 1.850 et à 1.150 mètres du puits, c'est-à-dire à 830 et 1.530 mètres du chantier : la lampe s'éteignit aux deux guichets; au bas du plan incliné, soit à 1.620 mètres du chantier, où il passe au moins $2^{m3},500$ à la seconde, Gadaix constata encore 2 p. 100 de grisou; à six heures du soir il y en avait encore au moins 4 p. 100 à 100 mètres de l'avancement dans la galerie du côté de l'arrivée de l'air. A sept heures on a pu arriver au chantier et l'on a reconnu qu'il y avait eu projection de charbon jusqu'à 14 mètres du front de taille; le charbon montrait une pente régulière, mais avait une épaisseur de $0^m,90$ au parement droit du front de taille et de $0^m,30$ seulement au parement gauche. Il s'était produit un vide de 20 mètres cubes environ (*fig.* 10) et on chargea 16 wagons de charbon et autant de remblai, soit environ 40 tonnes de matières projetées.

On constata que la couche au front de taille changeait de direction et de pente; celle-ci qui était descendante,

de 16 p. 100 seulement, plongeait tout à coup de 85 p. 100 et derrière on trouvait une faille.

Dégagement n° 10. — Travers-bancs de Créal. Quatrième couche au-dessus de l'étage stérile.

Le 19 septembre 1891, on a rencontré un filet de schiste charbonneux très noir. A trois heures et demie du soir on a préparé une volée de onze coups de mine dont dix seulement sont partis, mais on a remarqué en même temps un coup de vent très fort. Après une demi-heure d'attente les ouvriers ont voulu retourner au chantier, mais la lampe du chef de chantier a été éteinte à 150 mètres du front de taille. On n'a pu arriver au chantier qu'à sept heures et demie du soir, en tenant les lampes bas et à distance, car le grisou marquait sur 60 mètres en couronne.

Le dégagement de grisou qui s'était produit, aidé par l'ébranlement des coups de mine, avait fait sauter une épaisseur de rocher formé de schiste tendre de $0^m,60$ d'épaisseur au mur de la nouvelle couche. L'excavation produite par ce dégagement a été peu importante; on a chargé 7 wagons de charbon provenant du dégagement.

On a constaté, comme dans les dégagements du mois de mars, que le charbon de la couche, qui a $0^m,80$ d'épaisseur, présentait un feuilletage vertical et qu'il y avait décollement au toit à droite et à gauche.

Dégagement n° 11. — Travers-bancs de Créal. Quatrième couche au-dessus de l'étage stérile.

La quatrième couche avait disparu au toit par suite d'un rejet de 2 mètres d'amplitude. Le 27 octobre, à onze heures du matin, on fit un tir de 10 coups de mine amorcés avec des mèches ordinaires; il se produisit un dégagement de grisou, lequel envahit 120 mètres de galerie. On put retourner au chantier à 5 heures du soir. Il s'était produit un vide de 7 mètres de largeur sur 2 mètres de profondeur dans la couche qui arrivait à peine au faite de la galerie et qui avait 80 centimètres de puissance; on chargea 7 wagons de charbon.

Dégagement n° 12. — Travers-bancs de Créal. Quatrième couche au-dessus de l'étage stérile.

Après le dégagement précédent on a fait deux nouveaux tirs à l'électricité sans indice de grisou. Le 30 octobre, la deuxième volée du troisième tir a donné un dégagement et le grisou a envahi la galerie sur 100 mètres de longueur; il a fallu une heure pour l'évacuer; on a trouvé 11 wagons de charbon projeté d'une cavité en prolongement de la galerie. Les 3 coups de mine tirés étaient à $0^m,60$ de la couche.

Dégagement n° 13. — Travers-bancs de Créal. Quatrième couche au-dessus de l'étage stérile.

Le 13 novembre, pendant la nuit, on a eu un dégagement à la suite du tir; 80 mètres de galerie ont été envahis; le grisou avait disparu au bout d'une heure; il y a eu 4 wagons de charbon renversé.

Dégagement n° 14. — Travers-bancs de Créal. Quatrième couche au-dessus de l'étage stérile.

La quatrième couche a accompagné pendant fort longtemps le travers-bancs par suite d'une série de petits rejets qui la ramenaient toujours à son niveau.

Le 14 novembre on a eu un dégagement à la suite d'un tir électrique de 4 coups, dont quelques-uns à $0^m,40$ de la couche. Le grisou a envahi 200 mètres de galerie et n'a été évacué qu'au bout de trois heures. Il s'est produit un vide de 10 mètres de largeur et 3 mètres de profondeur dans la couche, qui a toujours sa puissance de $0^m,80$. On a chargé 45 wagons de charbon provenant du dégagement. A l'avant du vide la couche est de nouveau remontée par un petit rejet.

Dégagement n° 15. — Travers-bancs de Créal. Quatrième couche au-dessus de l'étage stérile.

Le 19 décembre 1891, à sept heures et demie du soir,

on a eu un dégagement de grisou à la suite du tir des deux premiers coups de mine; le gaz a envahi la galerie sur 45 mètres; il a fallu une heure pour l'évacuer; on a chargé 6 wagons de charbon projeté. Tous ces dégagements sont échelonnés sur une même couche qui plane au-dessus du travers-bancs, et ils sont marqués sur la *fig.* 11; il est à noter que la plupart d'entre eux proviennent de points voisins de petits dérangements.

Dégagement n° 15. — Travers-bancs de Créal. Quatrième couche au-dessus de l'étage stérile.

Comme le montre le croquis *fig.* 11, le travers-bancs suivait depuis quelque temps la quatrième couche, par suite de petits rejets successifs; la longueur ainsi faite était de $47^{m},50$; sur les 14 derniers mètres la couche se trouvait de $0^{m},50$ à $1^{m},20$ au-dessus du toit de la galerie, lequel ne présentait pas, par suite, assez de solidité. Le 29 décembre 1891 on se décida à arrêter l'avancement pour voûter; comme un forage avait atteint du charbon à l'avancement dans la moitié des trous de mine et comme ceux-ci dégageaient un peu de grisou mélangé d'acide sulfhydrique, un dégagement pouvait être à craindre pendant le travail de la voûte, on tira 5 coups de mine dans la sous-cave afin de le provoquer, mais rien ne se produisit, bien que la sous-cave eût convenablement cassé.

Le lundi, 18 janvier 1892, un poste approfondit à la massette les trous de patte qui n'étaient pas assez longs et commença le curage des anciens trous qui dégageaient toujours du grisou, sans qu'on pût en reconnaître la présence au chantier, grâce à un bon aérage.

Le 19 janvier, vers huit heures quarante, les mineurs chargent les trois coups de mine bourrés de terre grasse au fond dans le charbon et les tirent à l'électricité, après s'être retirés dans le refuge situé à 136 mètres du front de taille. Ils entendent une détonation assez sourde et

ressentent en même temps une commotion dans les oreilles; voyant que la lampe de la niche, qui est généralement éteinte par la commotion des coups de mine, continue à brûler, ils sortent; mais aussitôt le chef de chantier s'aperçoit que la fumée mélangée de poussière reflue jusqu'au refuge, et il ressent un courant d'air très froid sur la poitrine; la lampe du manœuvre, qui veut prendre ses vêtements en avant, est éteinte, tous sentent l'odeur du grisou et se sauvent en courant jusqu'à 300 mètres du front de taille, où ils attendent le maître-mineur Gadaix. Celui-ci, qui se trouvait à 1.758 mètres du chantier au moment du tir, avait entendu nettement la détonation, et ressenti en même temps une secousse, assez faible, mais caractéristique, qui lui fit penser qu'un dégagement avait eu lieu; il constata en même temps un renversement du courant d'air pendant trois ou quatre secondes. Au point 1.800, éloigné de 1.038 mètres du chantier, les maçons avaient ressenti un coup de vent très net.

A neuf heures, le maître-mineur rejoignait les ouvriers qui s'étaient rapprochés du chantier, le grisou n'ayant reflué que jusqu'à 210 mètres. Le courant d'air, rapidement redevenu normal, permit de s'avancer jusqu'au bout du mur. Cependant, comme les tuyaux d'aérage avaient été renversés, l'évacuation du grisou fut assez longue et n'a été terminée que vers cinq heures du soir.

On constata que, par le trou en forme de porte de four de $1^{m},20$ de large sur $1^{m},50$ de hauteur (*fig.* 12) produit par les coups de mine, il avait été chassé une masse de charbon et de remblai formant un talus irrégulier de 35 mètres de longueur; l'épaisseur de 1 mètre à droite et $0^{m},60$ à gauche près du trou était, au contraire, de $0^{m},85$ à gauche et de $0^{m},50$ à droite à 17 mètres en arrière, ce qui prouve que le dégagement venait de gauche.

Il a été chargé 33 wagons de charbon et 21 de remblai. Mais, à la différence des dégagements antérieurs, le charbon était très fin et le talus était recouvert d'une véritable suie légère dans laquelle on enfonçait comme dans de la neige. Il est à remarquer que ce dégagement, comme le montre la figure 12, s'est produit au contact d'un plissement coupé assez important, et en outre au voisinage d'une faille importante.

Le vide produit par le dégagement peut être estimé à 9 ou 10 mètres cubes.

DÉGAGEMENTS DANS DES TRAVAUX AU ROCHER.

Nous terminerons la relation des dégagements par celle de deux dégagements survenus non en couche, mais dans des travaux au rocher, l'un dans le quartier de Bessèges, l'autre au puits de Brissac.

Le 16 octobre 1891, un mineur préparait avec le perforateur Guillat un coup de mine horizontal dans la grande bacnure du neuvième étage à Bessèges. Le grès était moyennement dur; le trou avait atteint une longueur de 45 centimètres lorsque, tout à coup, du grisou s'en dégagea violemment, projetant de la poussière et une poudre blanche qui formait panache sur une longueur de 14 mètres. Les ouvriers se retirèrent, et la bacnure fut envahie par le grisou sur 35 mètres de longueur. On constata que le gaz s'était échappé d'une fissure peu large, d'apparence filonienne, garnie de sulfate de baryte, de galène et de pyrite avec des géodes.

Au voisinage du puits de Brissac on perçait un petit travers-bancs pour recouper la couche Saint-Charles de Bessèges, lorsqu'à 21 mètres de la galerie d'accès du puits on perça dans une coupure remplie de terre grasse; on avait presque traversé cette coupure, qui paraît correspondre à la faille séparant le quartier de Créal de celui

de Bessèges, lorsqu'un trou de mine vint percer dans une poche d'où jaillit de l'eau, un gaz sulfuré et du grisou avec un bruit analogue à celui d'un sifflet à vapeur; le dégagement de grisou continue pendant plusieurs jours. Cette poche se trouvait seulement à 11 mètres du puits de Brissac foncé depuis vingt-et-un ans, et jamais on n'avait constaté une trace de grisou.

RÉSUMÉ GÉNÉRAL.

La description des faits qui ont accompagné les divers dégagements instantanés survenus aux mines de Bessèges montre, comme nous l'avons déjà dit, qu'ils forment, en quelque sorte, deux groupes distincts.

Les dégagements assez nombreux qui se sont produits dans l'exploitation de Bessèges même, à partir de 1886, et ceux survenus dans les couches inférieures à l'étage stérile du travers-bancs de Créal ne sont pas, à proprement parler, des dégagements instantanés, en ce sens qu'ils ont toujours été annoncés par des indices précurseurs; cette circonstance a permis que ces dégagements ne fussent accompagnés jusqu'ici d'aucun accident de personne. Ils ont eu lieu quelquefois dans des chantiers où l'on n'avait pas constaté de grisou auparavant, mais en général, au contraire, dans des chantiers normalement grisouteux.

Les indices précurseurs étaient d'abord un sifflement, puis généralement un bruit plus fort, des pétillements dans le charbon, des craquements dans les bois; ces phénomènes se sont toujours manifestés un peu avant le dégagement de gaz, quelquefois trois à quatre minutes avant. Toutefois, en général, le dégagement les a suivis d'assez près et, lors de l'un d'eux, un ouvrier eut la jambe prise jusqu'aux genoux dans le menu projeté, lors d'un autre un ouvrier fut renversé par le coup de vent.

Dans la plupart des cas, les lampes des ouvriers du chantier furent éteintes; dans certains cas, le grisou se répandit assez rapidement et assez loin pour que les lampes d'autres ouvriers fussent éteintes. Ainsi, dans le dernier dégagement, survenu le 13 novembre 1891 à la galerie du neuvième étage de la couche Saint-Denis, avancement nord, les ouvriers du chantier même qui purent se retirer sur la plaque dans la bacnure du neuvième, à 17 mètres seulement du chantier, n'eurent pas leurs lampes éteintes; au contraire, sur onze lampes qu'avaient les ouvriers de la taille entre le neuvième et le huitième étages, jusqu'à la bacnure du huitième et dans celle-ci, c'est-à-dire sur une longueur de 360 mètres dans le sens du retour d'air, dix lampes furent éteintes.

La plupart de ces dégagements ont été accompagnés de renversement ou de détachement d'une partie du charbon, soit du front de taille seulement, soit aussi des parements, soit enfin de la sole, lorsque l'on avait dégagé la couche au toit. Dans plusieurs cas les ouvriers, au moment où ils ont entendu les bruits précurseurs des dégagements, ont pu voir, avant de quitter le chantier, le front de taille venir sur eux en quelque sorte. La quantité de charbon ainsi projetée est, en général, en rapport avec la quantité de gaz dégagée, et elle a varié depuis quelques wagons jusqu'à une cinquantaine, soit environ 50 tonnes. Cela représente évidemment un effort considérable, qui est confirmé, dans certains cas, par des effets mécaniques plus ou moins intenses. Ainsi, dans le dégagement du 13 novembre 1891, quatre cadres ont été renversés et en partie brisés; un wagon, qui se trouvait à $1^m,50$ du front de taille, a été repoussé à 4 mètres et rempli de charbon, la galerie étant d'ailleurs entièrement bouchée par le charbon sur 5 mètres depuis le front de taille. Dans un autre cas, où l'on avait découvert le charbon par le toit, le dégagement se fit lors-

qu'on toucha au charbon et souleva de $0^m,60$ la dernière longueur de voie posée dessus.

Quant au volume de gaz dégagé, il est très variable. Pour le dégagement du 10 novembre 1890, on a pu estimer à 800 mètres cubes environ la quantité dégagée dans les 150 premières secondes, et à 5.000 mètres cubes le volume total dégagé en douze heures; c'est-à-dire que le dégagement n'est pas toujours limité aux premiers instants.

Pour ce qui concerne la nature du gaz, il est à noter que le grisou a été fréquemment accompagné d'acide sulfhydrique, lequel se dégage du reste de temps à autre du charbon en travail courant, incommodant sérieusement les ouvriers, qui sont au contraire peu incommodés par le grisou, lorsque celui-ci n'est pas en trop forte proportion. Dans la plupart des cas, le charbon, à environ 20 à 23 p. de matières volatiles, des chantiers où se sont produits les dégagements, était très tendre et friable, et la partie projetée formée de menu. Cependant, dans quelques cas, le charbon était devenu plus dur à l'endroit où s'est produit le dégagement. Dans aucun de ces dégagements, on n'a observé du charbon à l'état de suie. Un fait qui a été généralement observé dans ces dégagements et qui mérite certainement d'être noté, c'est que le charbon des parements, tendre avant le dégagement, s'est durci après, quelquefois au point de devoir être travaillé au pic. La friabilité du charbon dans les chantiers à dégagement était tellement grande qu'il était souvent impossible d'y maintenir un trou de sonde. Observons à ce propos que, dans aucun cas, les trous de sonde n'ont empêché un dégagement, et qu'on admet à Bessèges qu'ils ne sauraient donner une protection efficace. La même observation paraît pouvoir être faite à propos des dégagements de la Belgique, bien que les sondages y soient pratiqués et même

prescrits par l'administration; un grand nombre de ces dégagements ont eu lieu malgré des sondages préalables, et notamment l'énorme dégagement de l'Agrappe où le front de taille était précédé de plusieurs trous de sonde de 4 à 5 mètres de profondeur; du reste, M. Arnould, dans son ouvrage sur les dégagements instantanés de Belgique cite, à propos de l'hypothèse du grisou liquide ou solide, émise par M. de Vaux, cette phrase de ce dernier : « Ainsi s'expliquerait mieux qu'aujourd'hui....., l'inefficacité du sondage pour découvrir ces réceptables peu développés. (*) »

Sans recourir à l'hypothèse du grisou liquide ou solide, on s'explique bien l'inefficacité des sondages à Bessèges en observant que, même lorsqu'on découvre la couche par des surfaces assez considérables et qu'on laisse ces surfaces exposées pendant longtemps à l'air, on ne réussit pas toujours à la saigner. Ainsi, à Bessèges, on avait abandonné une galerie plate au neuvième étage, dans la couche Saint-Auguste Ter, à cause de l'abondance du grisou. On reprit ce chantier un mois et demi plus tard; au moment où on se trouvait à 6 mètres en avant du front de taille arrêté auparavant, il se produisit un dégagement (n° 6 de Bessèges), et on n'avait pas constaté la présence du grisou au chantier une heure auparavant.

Dans un autre cas (n° 17 de Bessèges), à la traversée de la couche Saint-Denis par la bacnure du neuvième étage à la suite de deux dégagements, on se décida à découvrir d'abord toute la traversée de la couche, en enlevant le grès du toit par coups de mines isolés à la dynamite à l'ammoniaque. Cette opération put être exécutée sur une

(*) M. Arnould lui-même recommande cependant la pratique des sondages, auxquels il reconnaît une grande utilité, en vue de saigner la veine et de dégager la pression, et il dit (p. 151) : « Ce n'est pas une raison parce que ce moyen n'a pas été efficace dans tous les cas, comme on l'a vu par le relevé, pour qu'il faille aujourd'hui le rebuter. »

surface de 15 mètres carrés, sans qu'on eût autre chose que des indices de grisou quand on touchait au charbon. Lorsqu'on commença ensuite à prendre le charbon, on eut, après avoir chargé 7 wagons sans dégagement anormal, un dégagement subit assez violent, annoncé par des craquements, qui renversa 4 à 5 wagons de charbon et souleva de $0^m,60$ la dernière longueur de chemin de fer posée sur le charbon.

D'autre part, des dégagements successifs se sont produits en des points peu éloignés les uns des autres; ainsi le dégagement 11 de Bessèges s'est produit à 3 mètres en avant du dégagement 10, le dégagement 13 à 2 mètres en avant du dégagement 12.

Tous ces faits nous paraissent de nature à démontrer que le rayon dans lequel un sondage peut opérer une saignée, au moins lorsque le grisou se présente dans les conditions observées lors des dégagements instantanés de la mine de Bessèges, est très faible.

Il importe de faire ressortir qu'il ne s'est produit, jusqu'à présent, aucun dégagement instantané dans les travaux en taille largement ouverte de la mine de Bessèges(*); les chantiers où ils ont eu lieu sont :

Descentes	8
Galeries plates au charbon	6
Travers-bancs (traversée de couche)	5
	19

(*) Il vient de se produire un petit dégagement instantané, dans une taille de la mine de la Grand'Combe. A l'extrémité supérieure d'un front de taille de 80 mètres de la couche Grand'-Baume, au puits de la Forêt, les ouvriers furent prévenus, le 18 février 1892, par le craquement du charbon, de quelque fait anormal. Ils se retirèrent à une certaine distance et entendirent une détonation semblable à celle d'un coup de mine, suivie d'un grondement produit, sans doute, par la sortie du gaz.

En revenant à la taille, les ouvriers se trouvèrent un instant arrêtés par le grisou qui ne tarda pas à être entraîné par le cou-

Or, deux grandes tailles sont ouvertes, aux étages inférieurs de Bessèges, l'une depuis quinze mois, l'autre depuis deux ans et demi ; l'absence de dégagements instantanés dans ces tailles, lorsqu'il s'en est produit dans les galeries aux mêmes niveaux, peut faire espérer qu'on n'en sera pas incommodé dans les tailles.

Il est à noter encore que, dans onze cas sur dix-neuf, la couche présentait des dérangements, de petits rejets ou des serrements, tandis que dans les autres elle était réglée. Cette proportion tend à prouver que les dégagements se produisent ici aussi bien dans les parties réglées que dans les parties dérangées ; il est bon d'ajouter que les deux dégagements les plus importants ont eu lieu dans des parties dérangées.

De tout ce qui précède, il semble résulter que les dégagements instantanés dans ce quartier des travaux de Bessèges ne sont pas très dangereux au point de vue des accidents de personnes, à la condition de prendre les précautions que l'on peut et doit prendre, et qui se résument comme suit, d'après les exploitants :

1° N'employer, dans de pareils travaux, que des ouvriers d'élite bien habitués au grisou, qui prêtent attention aux signes précurseurs des dégagements instantanés et évacuent le chantier à la moindre alerte ;

2° N'employer que des lampes de sûreté très solides, munies d'une cuirasse et qui puissent résister le mieux

---

rant d'air. On constata au chantier qu'une dizaine de tonnes de charbon avaient été projetées et que la couche était écrasée au chantier comme par un coup de charge du toit. Dans le retour d'air, on reconnut l'odeur caractéristique de l'hydrogène sulfuré accompagnant le grisou, mais on ne remarqua rien sur les lampes.

On peut donc admettre qu'il y a eu là dégagement d'un volume relativement faible de grisou, mais dégagement assez subit, analogue à ceux du quartier de Bessèges.

possible aux suites des éboulements qu'entraînent les dégagements instantanés ;

3° Disposer les courants d'air autant que possible d'une manière indépendante pour les divers chantiers, et éviter aussi complètement que possible le passage du retour d'air sur d'autres chantiers ; avoir des courants d'air soufflants très énergiques.

A ce propos, nous répéterons qu'à Bessèges, dans une descente, où l'air était amené par trois colonnes de tuyaux soufflants et où l'on constatait de temps à autre du grisou à 7 ou 8 mètres en arrière du chantier, au-dessus des tuyaux, on a fait l'essai de transformer les tuyaux soufflants en aspirants, dans l'espoir d'aspirer tout le grisou par les tuyaux. On obtint bien ainsi la disparition du grisou en arrière du front de taille, mais, par contre, il marquait au chantier même et, dès que le dégagement devenait un peu abondant par suite de l'abatage du charbon, le chantier lui-même et les lampes s'échauffaient notablement. On est donc revenu à la disposition des tuyaux soufflants. Il convient d'ajouter qu'avec la disposition du chantier en descente, le grisou avait naturellement tendance à remonter dans la galerie ; s'il s'agissait d'un chantier en remonte, au contraire, la disposition par tuyaux aspirants offrirait peut-être des avantages ;

4° Ne pas entamer le charbon, autant que possible, avant de l'avoir dégagé sur une surface assez considérable et, lorsqu'il y a des indices de dégagements instantanés probables, ne procéder à l'avancement qu'avec beaucoup de prudence et de lenteur.

Cette dernière recommandation est, en somme, peu applicable en traçage, où l'on ne peut pas toujours découvrir une surface de charbon assez considérable. Aussi croyons-nous que les exploitants de Bessèges ne seraient pas éloignés d'essayer, dans ce cas, une méthode analogue à celle adoptée maintenant dans le travers-

bancs de Créal, c'est-à-dire le tirage d'un ou plusieurs coups de mine (avec l'explosif de couche) ébranlant les parties voisines et provoquant le dégagement si une accumulation de grisou existe dans le voisinage, le tout avec les précautions usitées à Créal.

Nous remarquerons que les exploitants ne recommandent pas les sondages que M. Arnould considère comme nécessaires pour les chassages et montages en veine. Nous reviendrons sur ce point en parlant des précautions prises à Créal.

Les dégagements instantanés survenus dans le travers-bancs de Créal, à la traversée des couches au toit de l'étage stérile, paraissent plus dangereux que ceux de la mine même de Bessèges.

Il semble tout d'abord qu'ils soient dépourvus des indices précurseurs de ces derniers. A la vérité la plupart de ces dégagements ont eu lieu immédiatement après le tirage des coups de mine, ainsi qu'on le désirait du reste; mais il paraît probable, par la rapidité même de leur apparition, qu'ils se seraient manifestés comme celui du 3 mars 1891, en l'absence de coups de mine.

Les quantités de charbon projetées ont été généralement plus considérables à Créal qu'à Bessèges, bien que le charbon soit plus dur et les couches moins puissantes. Le danger de projection vient donc s'ajouter à celui du grisou lui-même et, avec de bonnes lampes de sûreté, prime ce dernier. On comprend donc que les exploitants aient été conduits à employer la méthode indiquée plus haut. Comme à Bessèges, ils ont supprimé les sondages préalables, sauf, bien entendu ceux qui sont faits pour s'assurer de l'approche d'une couche.

Dans le dégagement du 3 mars 1891, les sondages non seulement n'ont pas empêché l'accident, mais ils ont donné une fausse sécurité, puisque, malgré leur existence, on n'a pas constaté la présence du grisou au chantier.

En outre, rien ne prouve que ce ne soit pas la rencontre par le troisième trou de sonde de quelque réceptacle de grisou qui ait provoqué le dégagement plutôt que les 10 centimètres de havage qu'on avait faits au moment où il s'est produit. S'il est incontestable que les sondages n'ont pas eu d'utilité dans le cas dont nous venons de parler, on ne saurait affirmer qu'il en eût été de même dans tous les cas de dégagement du travers-bancs de Créal, si l'on s'y était servi des sondages comme le recommande M. Arnould, c'est-à-dire en suspendant le travail pendant un certain temps après le forage des trous de sonde, pour permettre à la couche de se saigner; cet effet se serait-il produit? la question reste ouverte (*).

Quoi qu'il en soit, il semble que les résultats obtenus avec la méthode employée au travers-bancs de Créal, c'est-à-dire le tirage de coups de mine qui ébranlent la masse et sollicitent le dégagement, soient de nature à justifier son emploi de préférence aux sondages et à l'avancement lent. Nous ne parlons actuellement que de l'emploi dans les conditions spéciales du travers-bancs de Créal et dans l'hypothèse de dégagements d'un volume de gaz relativement limité et n'atteignant pas à beaucoup près celui du dégagement de Frameries. Comme l'indique M. Arnould, il conviendra toujours, dans l'exécution de travaux pareils, de suspendre le travail de tous autres

(*) Nous rappelons que le règlement de Belgique de 1884 donne les prescriptions suivantes :

« Art. 38. — Lorsque, dans le creusement d'un puits ou d'une galerie, on présumera la proximité d'une couche à dégagement instantané, on aura soin :

« 1° De forer des trous de sonde traversant complètement la couche;

« 2° D'attendre ensuite au moins deux jours, avant de la mettre complètement à découvert.

« Art. 39. — Tout travail, en œuvre de veine, dans une couche à dégagement instantané, doit être précédé d'un sondage régulier pour faciliter l'évacuation du grisou. »

chantiers qui n'en seraient pas absolument indépendants, aussi bien comme entrée que comme retour de l'air; il conviendra aussi que les ouvriers soient garantis d'une manière efficace contre les conséquences du dégagement, comme ils le sont dans le refuge de Créal.

En examinant de près les conditions dans lesquelles se sont produits les dégagements instantanés de la mine de Bessèges d'une part, ceux du travers-bancs de Créal de l'autre, il semblerait que le grisou ne s'y rencontre pas de la même manière.

A Bessèges, le grisou des dégagements instantanés se trouve dans un charbon très ténu, qu'il suffit de toucher pour le faire tomber; le gaz paraît se dégager lentement des surfaces découvertes si on n'y touche pas, tout en étant retenu avec assez de force par le charbon pour ne pas traverser même une épaisseur faible. Le charbon, très friable tant que le grisou n'est pas dégagé, devient plus dur lorsqu'il a disparu, au point que des parements qui nécessitaient un boisage avec des planches tiennent ensuite seuls.

Il semble bien que le grisou soit condensé par les particules ténues du charbon et que cette condensation persiste plus ou moins, même lorsque le charbon est déjà à l'air libre, et tant qu'on ne détruit pas une sorte d'état d'équilibre.

Dans les dégagements de Créal, des couches au-dessus de l'étage stérile, le grisou s'est trouvé au contraire en général dans un charbon dur, donnant 50 p. 100 de mottes et d'une teneur en matières volatiles sensiblement inférieure à celle du charbon de Bessèges. Ce charbon, contrairement à celui de Bessèges qui dégage normalement, avant et après un dégagement instantané, une quantité de grisou importante, paraît n'en dégager que très peu normalement, ainsi qu'on a pu le constater. On a supprimé tout aérage, au front de taille de la bacnure,

au moyen d'une toile placée à 15 mètres du front, et cela au moment où une couche était entièrement découverte; on n'a pu reconnaître la moindre trace de grisou au chantier.

Les dégagements de Créal semblent toujours avoir été excessivement brusques et n'avoir pas persisté après la projection du charbon. Le charbon resté en place a montré plusieurs fois une structure lamellaire verticale, laissant des interstices entre les lamelles; on a également observé plusieurs fois un décollement entre le toit et le charbon dans les parties non projetées. La structure lamellaire n'existait d'ailleurs que dans le banc supérieur, le banc inférieur était compact. Tous ces faits peuvent faire supposer qu'en dehors du gaz condensé par les particules du charbon, d'ailleurs en proportion moindre qu'à Bessèges, il s'est peut-être trouvé là du grisou à l'état libre dans les cavités et que c'est à l'existence de ces cavités mises à nu par des sondages, des coups de pic ou des coups de mine qu'est dû le dégagement subit qui, une fois commencé, s'est propagé de proche en proche par suite de la rupture de l'état d'équilibre.

Au point de vue pratique, cette différence d'état pourrait avoir une grande importance, en ce sens que les dégagements provenant d'un charbon du genre de celui de Bessèges préviendraient toujours, ceux provenant d'un charbon analogue à celui de Créal étant, au contraire, absolument instantanés.

(*) Les constatations ont toujours été faites seulement avec la lampe Marsaut.

NOTE

SUR LA

DIVERSITÉ DE QUALITÉ DES MÉTAUX

EMPLOYÉS

PAR LES COMPAGNIES DE CHEMINS DE FER

DANS LEURS CONSTRUCTIONS

Par M. MUSSY, Ingénieur en chef des mines.

EXPOSÉ.

Les compagnies de chemins de fer emploient dans leurs constructions de matériel fixe et roulant des quantités considérables de métaux, fonte, fers et aciers, et sont devenues depuis l'extension de leurs réseaux des clientes importantes de l'industrie métallurgique; elles règlent dans une certaine mesure par leurs adjudications les prix de ses principaux produits.

Ces prix sont principalement liés aux circonstances commerciales, et notamment à ceux des combustibles; mais toutes choses étant égales d'ailleurs, ils ne sont pas sans relations assez intimes avec les exigences de qualités demandées par chaque réseau, exigences qui résultent des conditions établies aux cahiers des charges de chaque adjudication.

Ces exigences dépendent naturellement des besoins auxquels doit satisfaire le produit adjugé; si elles sont

insuffisantes, la sécurité de la circulation peut être compromise; si elles sont trop élevées, elles demandent inutilement aux fournisseurs des efforts de fabrication spéciaux qui se traduisent par une élévation de prix sans profit pour personne et des pertes d'argent pour l'industrie des chemins de fer et en même temps pour l'État qui garantit plus ou moins les résultats de leur exploitation commerciale.

Il est d'un certain intérêt de parcourir sommairement les conditions imposées par les divers réseaux à la livraison des principaux produits métallurgiques dont ils font emploi pour voir si elles sont bien toujours nécessitées par les besoins auxquels ces produits doivent faire face et si souvent elles ne sont pas surabondantes, de façon à n'avoir pas d'autre résultat que de réaliser vis-à-vis des prix courants du jour une surélévation sans utilité pratique, et nuisible aux intérêts communs de l'État et des chemins de fer.

Il ressort évidemment de l'examen des cahiers de charges appliquées aux principaux produits que l'on est loin d'avoir atteint cette limite pratique ayant pour résultat de n'avoir dans leur fabrication que les exigences nécessaires à la sécurité de leur emploi, de façon à réduire au minimum les excédents de prix sur les tarifs courants du commerce; la diversité de qualité, la variété assez grande des minima de perfection demandés par chaque compagnie pour les mêmes produits en sont les témoins manifestes.

Pour établir ces conditions, les divers réseaux ont évidemment opéré de la façon qui, au premier abord, paraît la plus pratique; ils ont progressivement, à mesure de l'expérience acquise, reconnu pour chaque produit le métal qui paraissait avoir fait le meilleur usage; sur ce métal, ils ont pratiqué des essais physiques dans des conditions rappelant plus ou moins les efforts auxquels il

est soumis sur la voie, et en procédant ainsi, ils ont arrêté des coefficients de résistance de flexion, de choc, de traction, qu'ils ont imposés à titre de cahiers de charges dans les livraisons demandées à l'industrie métallurgique.

Mais suivant la durée de l'expérience acquise, la diversité dans la manière de voir des observateurs, la nature des essais faits, qui sont loin en toutes circonstances d'embrasser l'essence entière du métal et pour la plupart du temps ne mettent en évidence que partie de ses propriétés, on est arrivé pour le même produit, rails, éclisses, bandages, essieux, etc., tous objets dont la régularité de qualité est essentielle à la sécurité de circulation, à des conditions tout à fait diverses qui ne s'expliquent guère et paraissent principalement dues à la façon isolée dont opère chaque compagnie, en se désintéressant plus ou moins des faits reconnus chez ses voisines.

En comparant entre elles ces conditions diverses, on peut, dans une certaine mesure, faire la part de celles qui peuvent être laissées sans inconvénient pratique et les limiter au strict nécessaire pour assurer la sécurité et éviter en même temps toute perte d'argent résultant d'une surélévation anormale des prix.

Je vais essayer de passer en revue, dans ce sens, les principaux objets livrés par l'industrie métallurgique à celle des chemins de fer en indiquant le possible à faire pour la conciliation des intérêts de tous, conciliation d'où peut résulter une certaine économie avantageuse à l'industrie des transports par voies ferrées et par suite à l'État plus ou moins lié à sa prospérité.

1° RAILS. MATÉRIEL FIXE.

Dans une note précédente sur la meilleure qualité d'acier à adopter pour les rails, publiée aux *Annales des*

Ponts et Chaussées en mai 1890, je donnais le détail des épreuves adoptées pour la réception des rails d'acier.

Ces épreuves sont au nombre de cinq, dont les deux premières à la flexion procèdent par pression au milieu de la barre reposant sur deux points d'appui dans des conditions rappelant sensiblement celles du rail posé sur la voie; la troisième consiste en chocs d'un mouton de poids déterminé tombant de diverses hauteurs; la quatrième précise la dureté du métal transformé en lames de ressorts, la cinquième l'éprouve en outil de tour et burin.

A ces cinq épreuves, variables suivant chaque compagnie s'en ajoutent d'autres facultatives, laissées au choix de l'agent réceptionnaire, parmi lesquelles figurent en première ligne les essais à la traction qui donnent la mesure des résistances élastique et de rupture du métal en même temps que de sa malléabilité par la détermination de son allongement et de sa striction à la rupture.

La première épreuve, de beaucoup la plus importante, précise le tonnage minimum sous lequel la barre, posée sur deux points d'appui à distance rappelant celle des traverses les plus éloignées les unes des autres dans la voie, ne doit pas prendre de déformation permanente; elle donne au métal un minimum de dureté garantissant sa conservation sous les charges et une usure lente sous l'action des bandages de roues qui, à chaque tour, arrachent une parcelle de métal à la partie fixe de la voie.

La deuxième épreuve indique le tonnage sous lequel, pendant la pression, la barre est rompue; ce renseignement n'a guère qu'un intérêt de curiosité; dans aucun cas, la barre ne doit dans la pratique subir de charge dépassant l'élasticité du métal; tout produit qui a subi une déformation permanente dans une construction quelconque est vicié et ne peut donner une garantie de sécurité

suffisante. D'autre part, soumis à des efforts dépassant la limite d'élasticité et se rapprochant de celle de la rupture, le métal peut rompre sous des actions étrangères aux charges mêmes et rompt souvent sous des efforts infiniment inférieurs à ceux de son essai de rupture quand ces efforts sont intermittents et répétés.

La troisième épreuve, au choc, fixe une hauteur minima sous laquelle la chute d'un mouton de poids déterminé, généralement de 300 kilogrammes, ne doit pas rompre le rail reposant sur deux points d'appui comme dans la voie sur ses traverses; elle précise pour le métal un maximum de dureté ou d'aigreur à ne pas dépasser. Combinée avec la première épreuve, elle enferme la qualité de l'acier, soit la dureté du métal, entre un minimum et un maximum qui concilient l'intérêt de la sécurité de la voie avec celui de la durée du rail, de sa résistance à l'usure qui est d'une utilité majeure pour l'économie de l'entretien de la voie. A titre de renseignement utile, on constate, dans cette épreuve au choc, les flèches permanentes imprimées à la barre; des maximum sont indiqués pour ces flèches à chaque hauteur venant encore préciser d'une façon un peu complexe au minimum de dureté assurant sa résistance à l'usure.

De ces diverses épreuves, la première et la troisième sont les seules pouvant suivre pas à pas la fabrication à chacun de ses postes de travail et par suite donnant des garanti es suffisantes pour assurer à la fabrication une continuité réelle de bonne qualité.

Les autres épreuves suivant de plus ou moins loin le travail courant, par suite du temps nécessité pour la préparation et mise en état des barres d'épreuves, ont un simple intérêt de curiosité sans garantie de la conformité absolue de l'ensemble de la livraison aux barres éprouvées.

En résumé, le premier essai à la presse constatant un

minimum de dureté et de raideur par le tonnage minimum à supporter pour éviter toute déformation permanente à la flexion, et le troisième essai, précisant un maximum de de dureté ou d'aigreur par la hauteur minima de chute du mouton sous laquelle la barre ne doit pas rompre, sont les seuls utiles pour enserrer le métal entre deux points précis de qualités conciliant la sécurité de la voie avec les intérêts économiques : ce sont les seuls qu'il serait nécessaire d'insérer aux cahiers des charges de réception.

Les autres épreuves variant suivant chaque compagnie n'ont pas d'autres résultats que d'occasionner des dépenses sans compensation réelle et d'obtenir du fournisseur des efforts inutiles en vue de fabrication spéciale dépassant la mesure des besoins et se traduisant très nettement par une plus-value dans la fabrication à payer par la compagnie de chemin de fer et indirectement par l'État en suite de sa garantie d'intérêts.

Les inconvénients du mode de faire actuel des diverses compagnies se manifestent nettement par cette circonstance que chacune d'elles arrive à obtenir pour le rail d'acier un métal de nature spéciale et assez différent pour que dans chaque cas particulier on soit obligé d'apporter dans la fabrication des modifications aux procédés d'exécution qui interrompent la continuité du travail et sont autant d'occasions de dépenses sans profit.

Il semblerait cependant que pour le rail d'acier, après une expérience prolongée depuis près de vingt ans, on aurait pu s'arrêter à une qualité bien précise dans une région comme la France où le climat est sensiblement le même dans les diverses provinces, où les conditions de traction diffèrent peu suivant les réseaux.

En fait, les exigences successives de chaque compagnie ont fini par réaliser pour chacune un rail en acier de qualité spéciale, nettement distincte. Le métal admis à l'Ouest

et au Nord est relativement doux, rappelant la qualité des rails américains où un poids léger des barres dans des climats rigoureux et inégaux conduit pour un trafic lourd et à grandes vitesses à faire préférer à toutes autres qualités, la résistance aux ruptures accidentelles ; aussi à ces deux réseaux, on a compris, depuis l'accroissement du trafic, la nécessité de présenter à l'usure une masse plus importante d'acier et le rail a été porté au Nord en Vignole du poids de 30 kilogrammes à celui de 43 kilogrammes, et à l'Ouest en double champignon de 38 à 44 kilogrammes sur les lignes à circulation rapide.

A l'Est où on utilise comme au Nord le Vignole de 30 kilogrammes, la nuance d'acier est sensiblement moins douce ; sa durée est plus grande, le trafic est d'autre part moins intense, et le remplacement du profil actuel léger par un profil lourd de 44 kilogrammes n'a été décidé en principe que sur les points les plus fatigués à mesure des nécessités du service.

A Orléans pour rail à double champignon, à Paris-Lyon pour Vignole, le métal est sensiblement plus dur qu'aux réseaux précédents ; il est moyennement dur comme en Angleterre où la voie solide à double champignon composée de gros rails de 42 à 45 kilogrammes, posés solidement sur traverses bien équarries par l'intermédiaire de coussinets lourds de près de 20 kilogrammes, se prête admirablement à la circulation des trains les plus rapides avec grande douceur de roulement. Cette dureté moyenne, assez grande pour résister à l'usure, sans atteindre une fragilité dangereuse pour la sécurité, paraît celle qui pourrait être admise pratiquement par l'ensemble des réseaux français (*).

(*) Cette dureté moyenne est celle qui vient d'être adoptée par le réseau de l'État dans son nouveau type de rail à double champignon dyssymétrique de 40 kilogrammes, créé à longues barres de 11 mètres.

La première et la troisième épreuve inscrites aux cahiers des charges de ces deux compagnies pourraient suffire à la détermination de la qualité d'acier à admettre pour les compagnies françaises, formulée simplement comme suit :

Type Vignole, réseau P.-L.-M. — Le rail placé aux épreuves à la flexion de la machine d'essai placé dans sa position normale de travail, avec espacements des points d'appui de 1 mètre, devra supporter en son milieu pendant une durée de 5 minutes, sans prendre de flèche permanente de plus de 1/2 millimètre, une pression de

25 tonnes	pour le profil	PLMA	de 34k5,2
30	—	PM	38 ,88
37t,5	—	LP	47

Chacun des deux tronçons de la barre cassée à la suite de l'essai à la presse poussé à outrance, ramené à une longueur normale d'environ 3 mètres, devra, dans l'essai au mouton avec espacements des appuis de 1m,10, subir sans se briser, avec mouton de 300 kilogrammes et enclume en fonte, une hauteur de chute de

2m,00	pour rail	PLMA	de 34k5,2
2 ,30	—	PM	38 ,88
3 ,00	—	LP	47

Ces conditions suffisent à elles seules pour bien préciser la nature du métal conciliant tous les intérêts ; toutes les autres sont superflues et n'ont pas d'autre résultat que d'amener dans la fabrication des efforts inutiles suivis d'accroissement dans le prix de revient sans profit pour personne.

La première épreuve donne à la dureté de l'acier un minimum, l'autre un maximum ; entre ces deux points la fabrication peut se mouvoir dans des conditions économiques sans nuire d'aucune façon au but réel d'emploi,

quelle que soit la méthode de travail par procédés Bessemer, Thomas, Siemens-Martin acide ou basique ou toute autre.

Type à double champignon, réseau Orléans. Essai à la flexion. — Le rail posé sur deux points d'appui espacés de 1 mètre, doit supporter 5 minutes sans déformation un tonnage de 18t,5 pour un poids par mètre de 38kg,2.

Essai au choc. — Chaque moitié de la barre cassée au précédent essai poussé à outrance, doit supporter sans se rompre le poids d'un mouton de 300 kilogrammes tombant d'une hauteur de 1m,50.

Ces deux épreuves fixent pour le rail à DC, comme celles précédentes de la compagnie P.-L.-M pour le modèle Vignole, les limites de dureté entre lesquelles le fabricant peut diriger son travail en toute latitude en produisant de bons rails satisfaisant à tous les desiderata de leur emploi.

La compagnie du Midi, par ses épreuves à la flexion comme par celles au choc exige un métal extra dur, beaucoup plus dur que celui des compagnies P.-L.-M., et P.-O.; elle désire surtout un métal résistant à l'usure; mais à cet égard, elle impose dans les essais au choc une condition qui paraît aller contre son but. Dans cette épreuve, la barre posée sur deux appuis distants de 1m,10 doit supporter le choc d'un mouton de 300 kilogrammes à la hauteur de 1m,75 sans se rompre; mais en poursuivant les chocs du mouton à des chutes successives et croissantes par 0m,25, la barre doit casser à la chute d'au plus 4 mètres. A l'origine même, l'essai était plus rigoureux, on ne tentait que deux hauteurs de mouton, une à 1m,75 à laquelle le rail devait résister et l'autre à 4 mètres à laquelle il devait rompre. La qualité du produit est ainsi enfermée dans un dilemme de réalisation bien difficile et qui entraîne la fabrication d'un acier fonteux, chargé de matières impures pour permettre la rupture à 4 mètres.

Il est bien démontré que la présence des matières impures dans l'acier, que le métal soit dur ou doux, est essentiellement dangereuse; dans ces conditions, l'acier est sujet aux ruptures et détériorations accidentelles; d'autre part, il résiste moins à l'usure.

Cette condition complexe établie à la compagnie du Midi dès l'origine de l'emploi de l'acier a été basée sur de premiers essais de fabrication au Siemens-Martin acide où l'emploi dans l'opération de vieux rails en fer donnait aisément par leur élément phosphoreux un produit aigre et cassant. Depuis cette époque, les conditions de fabrication se sont transformées en s'améliorant; mais les conditions de recette sont restées les mêmes, appliquées par habitude d'un cahier de charges à l'autre à chaque nouvelle adjudication.

On peut avec un métal pur, composé de fer et carbone avec le moins possible de matières étrangères, telles que silicium, soufre, phosphore, manganèse, etc., obtenu par les procédés Bessemer, Thomas, Siemens-Martin acide ou basique, obtenir autant de dureté que peut exiger le consommateur, autant de raideur qu'il sera jugé nécessaire pour donner la rigidité voulue à la voie, sans obtenir un acier aigre qui rompt à une hauteur déterminée du choc du mouton.

Exiger une rupture à une hauteur minima, c'est forcer le fabricant à affiner insuffisamment son métal, lui donner une tendance à l'aigreur, dangereuse pour la sécurité et résistant mal à l'usure.

Il est vrai que le réseau du Midi s'étend surtout dans une région à climat relativement chaud, où l'emploi d'un acier aigre se prête moins aux ruptures que sous des climats plus rigoureux; mais sur les lignes montagneuses du réseau du Midi à températures variables, un métal moins dur ne serait pas sans quelque utilité.

Il résulte de cet exposé sommaire qu'en définitive les

divers réseaux des chemins de fer français emploient pour leurs rails d'acier des variétés de métal à écarts considérables de qualité.

L'acier est	extra doux	à l'Ouest et au Nord.
—	doux	à l'Est.
—	moyennement dur	au P.-L.-M. et P.-O. et à l'État.
—	très dur	au Midi.

Les différences de températures sur les divers points du territoire français ne sont pas assez grandes pour justifier des écarts aussi considérables.

D'autre part, la décision prise par toutes les compagnies d'augmenter largement le profil et le poids de leurs rails en vue de la circulation des trains rapides, permet d'atténuer beaucoup la crainte de ruptures accidentelles; la qualité moyennement dure du P.-L.-M. pour le Vignole et du P.-O. ou de l'État pour le DC pourrait être adoptée sur l'ensemble; cette variété un peu dure ne ferait qu'accroître la rigidité de la voie reconnue comme nécessaire pour les trains de grande vitesse; elle est, du reste, d'une réalisation plus facile par la fabrication, quel que soit le système employé.

La continuité de travail assurée pour le fabricant pour ses fournitures aux diverses compagnies sans changement onéreux de formules de travail amènerait une diminution sensible dans le prix de revient, avantageuse à tous les intérêts.

2° ASSEMBLAGE DES RAILS PAR ÉCLISSAGES. ÉCLISSES BOULONS D'ASSEMBLAGES.

A. Éclisses.

Le joint qui interrompt la continuité de la file des rails est un point faible de la voie; dans les lignes actuelles, l'assemblage par éclisses ne rétablit généralement cette continuité que d'une façon imparfaite; la fatigue du métal

dans le rail au joint et l'éclissage dépasse notablement celle du rail à ses parties médianes.

Pour donner aux voies une rigidité suffisante, en rapport avec les accroissements de vitesse de circulation imposés par les nécessités commerciales, diverses mesures ont été prises en ces derniers temps pour l'assemblage des rails.

Tout d'abord, la longueur des barres de rails a été doublée, portée de $5^{m},5$ à 11 mètres aux voies DC et de 6 mètres à 12 mètres aux voies Vignole; le nombre des points faibles a été diminué de moitié.

Dans le même ordre d'idées, la puissance de l'assemblage a été renforcée; la longueur des éclisses a été presque doublée; le poids et le moment d'inertie de la barre d'éclisses, par la substitution de sections cornières ou à talons aux anciennes sections droites, ont été accrus dans la même proportion de façon à réaliser, à l'assemblage dans les rails et éclisses, une fatigue de métal de même ordre que celle constatée aux parties centrales du rail.

J'ai eu l'occasion dans une note précédente sur l'assemblage des rails de donner (*) le détail des diverses solutions adoptées à cet égard par chacune des grandes compagnies françaises. Ces solutions diffèrent suivant le modèle du rail adopté.

Non seulement la forme de l'éclissage est spéciale à chaque réseau, s'adaptant au profil du rail, mais la nature du métal employé et sa qualité diffèrent notablement quoique le but à poursuivre soit le même en toutes circonstances, soit de réaliser entre les deux barres assemblées une entretoise ramenant la fatigue du métal à l'assemblage à ce qu'elle peut être à la région centrale de la barre.

(*) Publiée dans les *Annales des ponts et chaussées*, t. II, p. 27.

Sur les voies Vignole du P.-L.-M., depuis déjà plus de douze ans, l'acier a été substitué au fer comme précédemment dans les rails.

Aux voies Vignole de l'Est, l'emploi de l'acier dans les éclisses, quoique déjà ancien, n'a été adopté que plus tard.

Aux réseaux Vignole du Nord, le fer a été longtemps le seul métal employé, sans doute dans le but d'encourager l'industrie métallurgique de son réseau où la fabrication du fer est plus répandue que celle de l'acier; ce n'est que tout récemment et principalement pour l'assemblage des rails lourds des voies à circulation rapide que l'acier a été adopté, et il ne l'est encore que concurremment avec le fer; les conditions très simples des cahiers de charges permettent la fabrication des éclisses avec l'un ou l'autre métal.

Parmi les lignes à DC, l'Ouest et le Midi imposent l'acier pour l'éclissage; à Orléans, au contraire, aussi bien dans la nouvelle voie lourde à rail dyssymétrique que dans l'ancienne, le fer seul est encore en usage (*).

Parmi les réseaux qui utilisent l'acier depuis longtemps, au P.-L.-M., le métal demandé est nettement doux, beaucoup plus doux que celui des rails, et la fabrication des éclisses est poursuivie en qualité spéciale distincte de celle des rails. A l'Ouest et au Midi, où le profilage de l'éclisse est simple, on admet pour ce produit l'utilisation des bouts de rails ou de lingots à rails trop courts pour faire une longue barre; les conditions imposées aux éclisses peuvent être satisfaites par la qualité courante du métal à rails, nettement douce à l'Ouest, extra-dure au Midi.

Cependant le rôle de l'éclissage est le même sur toutes les lignes; on n'a pas à rechercher comme pour le rail

(*) Il n'en est pas de même dans la nouvelle voie dyssymétrique de 40 kilogrammes du réseau de l'État; l'acier est exigé pour l'éclissage.

une grande résistance à l'usure; l'éclissage ne reçoit pas le contact des roues en marche; par suite des trépidations de l'assemblage sous l'action du train en marche, les bords plus ou moins anguleux de l'éclisse tendent à s'imprimer sous le champignon et sur le patin ou champignon inférieur du rail et à y produire un mattage. Mieux vaut user l'éclisse que le rail en ce cas, la masse de l'éclisse étant d'ordre et dépense notablement inférieure; mieux vaut, dans cette lutte de métal contre métal, adopter pour l'éclissage un degré de dureté inférieur pour n'avoir à remplacer par l'usure du temps qu'une moindre masse d'acier. Un métal doux est, d'autre part, moins sujet aux ruptures et détériorations accidentelles, condition de sécurité pour l'assemblage. Un produit homogène comme l'acier doux ou le fer fondu (*Flusseisen*) donne toujours plus de garantie à la conservation et au bon entretien qu'un fer inégal provenant de mises soudées.

Les conditions à remplir par le métal à éclisses découlent naturellement de ces diverses observations. Un acier homogène franchement doux doit donner de bons résultats, et satisfaire au desideratum de l'emploi.

Une revue sommaire des cahiers de charges montrent dans quelle mesure les exigences des diverses compagnies se rapprochent de ce desideratum.

1° *Paris-Lyon-Méditerranée. Voie Vignole.* — Des épreuves sont faites sur l'assemblage comme sur le rail dans la situation où il fonctionne sur la voie. Deux bouts de rail de $1^m,50$ chacun sont assemblés dans les conditions de pose de la voie par deux éclisses et leurs boulons de façon à former une poutre rigide.

La poutre ainsi formée reposant par les champignons de rails sur deux points d'appui distants de 1 mètre, le joint du rail étant au milieu de l'intervalle, doit suppor-

ter pendant 5 minutes et sans que les éclisses conservent une flèche sensible, une pression minimum variable suivant le type d'éclisses, soit de

3.200^{kg}	pour éclisses en fer,	modèles PM et PLMA,		1860 et 1867	pesant par mètre	11^{k},875
3.500	—	en acier	PM_2	1878 et 1880	—	13 ,850
9.000	—	en acier	PM cornière	1889	—	20 ,750
8.000	—	en acier	PLMA id.	1889	—	18 ,705

Cette épreuve détermine dans le métal un minimum de raideur ou dureté, réglé par les efforts que l'assemblage doit supporter sur la voie.

Une seconde épreuve, moins essentielle et pouvant toutefois donner des renseignements utiles, est continuée sous l'action de la presse et l'assemblage ne doit pas se rompre aux charges de

9.000^{kg}	pour éclisses en fer,	modèles PM et PLMA,		1867,	pesant par mètre	11^{k},875
12.000	—	en acier,	PM_2,	1880,	—	13 ,850
17.500	—	en acier,	PM cornière,	1889,	—	20 ,750
16.500	—	en acier,	PLMA id.	1889,	—	18 ,705

L'épreuve est poursuivie jusqu'à rupture.

Une troisième épreuve au choc indique qu'une poutre formée de deux rails éclissés placée sur deux couteaux espacés de 1^{m},10, doit supporter le choc d'un mouton de 200 kilogrammes tombant librement au milieu des deux points d'appui d'une hauteur de :

0^{m},80	pour éclisses en fer	PM et PLMA	modèle	1867
1 ,00	—	en acier PM_2	—	1880
1 ,90	—	en acier PM cornière	—	1889
1^{m},80	—	en acier PLMA cornière	—	1889

Cette épreuve précise un maximum de dureté ou d'aigreur que le métal ne doit pas dépasser. Combinée avec la première, elle suffit à assurer la qualité de l'acier employé entre un minimum et un maximum de dureté pratique, et les autres essais sont des indications ayant un certain intérêt, mais ajoutant peu à la garantie d'une bonne fabrication.

Parmi eux, on peut signaler les essais ordinaires de traction qui exigent une résistance minima de 50 kilogrammes par millimètre carré avec un allongement de 15 à 25 p. 100.

Pour les rails, les épreuves courantes du P.-L.-M. exigent un acier qui, dans les essais de traction, donne moyennement :

Limite d'élasticité.	35 à 39 kilogr.
Limite de rupture.	72 à 76 —
Allongement p. 100 à la rupture. . . .	13 à 14

Ce métal à éclisses est sensiblement plus doux que celui destiné aux rails ; l'acier dans les éclisses n'a pas, comme dans le rail, pour but principal de résister à l'usure ; il ne reçoit pas le frottement des roues en marche.

D'autres épreuves sont encore ajoutées au cahier des charges du P.-L.-M. à titre de renseignements. Avec un morceau d'éclisse, on fabrique des burins à main, des outils de machine à raboter ; ces outils, trempés dans les conditions ordinaires, doivent attaquer la croûte de pièces coulées en fonte. Tous ces renseignements n'ont guère d'utilité, compliquent les réceptions et donnent parfois à la fabrication une allure contraire à celle qui répond le mieux au desideratum vrai. Il y aurait tout intérêt à réduire toutes ces études du métal aux deux seules épreuves, la première et la troisième, qui précisent bien le degré de dureté de l'acier le plus convenable.

2° *Nord. Voie Vignole.* — Le fer est couramment employé, l'acier n'a été admis que tout récemment à concourir, sous réserve qu'il remplisse les conditions imposées au fer. Il n'est pas fait d'épreuves, comme au P.-L.-M. dans la situation de pose de la voie ; on cherche seulement à préciser la qualité intrinsèque du métal.

Aux machines d'essai à la traction, l'éprouvette de 200 millimètres de long doit résister en moyenne à 35 kilogrammes par millimètre carré avec allongement de 18 p. 100; aucune barre isolée ne doit donner moins de 32 kilogrammes et 15 p. 100 d'allongement.

Au casse-barres, on plie une éclisse en son milieu afin d'obtenir un angle de 45 degrés entre la partie droite et la partie rabattue; l'éclisse est ensuite redressée et ne doit présenter ni crique, ni dessoudure.

Des épreuves à chaud vérifient la soudure. Un morceau d'éclisse est fendu à la tranche à une extrémité dans le sens de la hauteur sur 100 millimètres et de la même chaude, les deux moitiés sont renversées au marteau jusqu'à rabattement complet.

Un morceau d'éclisse étiré en barre plate doit être percé avec un poinçon conique dans la même chaude de deux trous espacés de $0^{m},01$, et dont le diamètre est égal à la moitié de la largeur de la barre; le percement des trous ne doit présenter ni fentes, ni gerçures.

Le résultat de ces essais à chaud dépend beaucoup plus de l'habileté de l'opérateur que de la qualité du métal; assez pénibles pour le fer, ces essais n'ont aucune valeur pour l'acier doux ou le métal homogène, qui remplissent sans la moindre difficulté les épreuves à chaud les plus dures, tout en étant impropres à l'emploi en éclisses par excès de dureté ou de douceur.

L'essai dans les conditions de pose sur la voie comme au P.-L.-M. est préférable.

3° *Est. Voie Vignole.* — L'éclisse est en acier; les épreuves du métal ont pour objet d'apprécier sa valeur intrinsèque. Sur barrette de 200 millimètres de long, l'acier doit présenter une résistance de 42 kilogrammes par millimètre carré avec allongement de 20 p. 100 L'acier doux et le fer fondu Thomas (*Flusseisen*) répondent

couramment à cette condition qui, si les essais sont faits sur barreaux de section suffisante et représentent bien ainsi la moyenne de qualité de la barre éprouvée, assure un métal de dureté convenable pour l'emploi en éclisses.

4° *Orléans. Voie DC, éclisses en fer.* — Comme à la compagnie P.-L.-M., l'essai de l'éclissage se fait dans les conditions de la pose sur la voie. Deux barres d'éclisses assemblées et placées sur points d'appui espacés de $1^{m},10$ doivent supporter pendant cinq minutes au milieu de l'intervalle des points d'appui, et sans conserver de flèche sensible après l'épreuve, une charge produisant sur la section la plus fatiguée une tension maxima de 20 kilogrammes par millimètre carré. Les mêmes barres supportent sans se rompre une charge produisant à cette même section une tension maxima de 50 kilogrammes; on augmente la pression jusqu'à rupture.

Chacune des moitiés des barres cassées à l'épreuve précédente, assemblée deux à deux, placée de champ sur deux appuis espacés de 1 mètre, doit supporter sans se rompre le choc d'un mouton de 300 kilogrammes tombant de 1 mètre. Le poids par mètre de la barre d'éclisses est de $10^{kg},33$.

5° *Ouest. Voie DC, éclisses en acier.* — Deux barres assemblées, placées de champ sur appuis espacés de $1^{m},10$, doivent supporter cinq minutes à la presse, sans déformation, une charge de 2.200 kilogrammes, produisant sur la section la plus fatiguée un effort de 20 kilogrammes par millimètre carré. La même épreuve continuée à la charge de 5.500 kilogrammes, et tension de 50 kilogrammes, ne doit pas donner de rupture; on pousse l'épreuve jusqu'à rupture.

Les moitiés de barres ainsi cassées, assemblées deux

à deux sur appuis de 1m,10, doivent résister au choc d'un mouton de 300 kilogrammes tombant de 1 mètre.

Le poids de la barre d'éclisse par mètre est de 12kg,4. Pour l'éclissage renforcé des nouvelles voies, dont le poids de la barre par mètre est de 18kg,75, la limite d'élasticité à la presse est fixée à la charge de 7.000 kilogrammes au lieu de 2.200 kilogrammes, la limite de rupture à 17.500 kilogrammes au lieu de 5.500 kilogrammes, et la hauteur du mouton dans l'essai du choc à 2 mètres au lieu de 1 mètre.

6° *Midi. Voie DC, éclisses en acier.* — Deux bouts de rails de 1m,37 assemblés par éclisses et boulons, formant poutre rigide, doivent supporter à la presse pendant cinq minutes, en leur milieu, avec distance d'appui de 1m,10, une charge de 3.200 kilogrammes sans déformation, une charge de 7.500 kilogrammes sans rompre; l'épreuve est poursuivie à outrance.

Au mouton, la même poutre rigide doit supporter un choc de 300 kilogrammes tombant de 1m,75. Le poids de la barre par mètre est de 9kg,84.

On lamine en ressorts des bouts d'éclisses qui doivent supporter les essais d'usage. Dans les chutes de barres, un morceau d'acier est forgé, transformé en burin et outil de tour; il doit attaquer la fonte grise sans s'égrener, ni casser, ni se refouler.

7° *Réseau de l'État.* — Les essais de traction exigés sur le métal des rails et des éclisses en acier faits sur barrettes de 0m,100 de longueur et 0m,0138 de diamètre formulent les conditions suivantes :

	Résistance minima par millim. carré R	Allongement minima pour 100 A	Minimum de R + 2 A
Rails.	68 kg.	8 p. 100	92
Éclisses. . . .	65	10	92

La qualité de métal exigée pour l'éclisse est d'ordre rappelant celle du rail avec une légère nuance plus douce. Les bouts de rails laminés peuvent donner de bonnes éclisses.

De tous ces essais il résulte qu'Orléans adopte pour éclisses un fer de bonne qualité moyenne; le Nord un fer de même nature ou de l'acier doux; l'Est, le Paris-Lyon, l'Ouest, de l'acier doux; l'État a adopté pour éclisses, comme pour ses rails, de l'acier moyennement dur; le Midi, de l'acier relativement dur.

Il y aurait tout intérêt à n'avoir qu'un même métal, de l'acier doux, qui paraît éminemment convenable à cet emploi; il faut un produit homogène pour assurer la régularité de la fabrication; il faut un métal qui ne rompt pas et, par suite, relativement doux; la dureté est inutile, l'assemblage n'a pas besoin d'avoir une résistance propre à l'usure, n'étant pas en contact avec les roues; tout au contraire, un excès de dureté ne peut que tendre à user le rail au contact, et le remplacement du rail est de beaucoup plus onéreux que celui de l'assemblage.

B. Boulons d'éclisses.

Les boulons sont partout en bon fer à grains, sauf au P.-L.-M., où l'acier est substitué au fer pour la tige du boulon, l'écrou restant en fer. Les épreuves du métal varient sur chaque réseau.

1° *P.-L.-M.*— La barre d'acier destinée à la fabrication des boulons doit être pliée à 90 degrés et redressée sans rompre ni présenter de criques. Cette barre doit avoir une limite d'élasticité d'au moins 22 kilogrammes avec limite à la rupture d'au moins 45 kilogrammes, avec allongement de 18 à 22 p. 100; les barrettes d'essai ont 0m,100 de long avec diamètre de 0m,0138.

L'acier est plus doux que celui des éclisses qui, lui-même, est notablement plus doux que celui des rails ; le métal doit être éminemment malléable.

Les boulons après fabrication sont enfoncés jusqu'à moitié de leur longueur dans un trou de même diamètre percé dans un bloc de fonte et on les frappe latéralement à leur partie supérieure de manière à les incliner à 45° ; ils doivent être redressés sans qu'il se manifeste de fente au fond des filets.

Ils sont, en outre, placés verticalement dans le trou d'une enclume ; la tête doit supporter cinq chocs d'un marteau de cinq kilogrammes sans qu'il se produise de fente au collet.

Un boulon muni de son écrou doit supporter un effort de traction de 42 kilogrammes par millimètre carré de la section moyenne du filet en prenant un allongement de $0^{m},005$ au maximum.

Des essais plus ou moins analogues, réalisant des efforts voisins de ceux à supporter sur la voie sont également poursuivis dans les autres compagnies.

2° A l'Est, à Orléans, à l'Ouest et au Midi, où le métal employé est le fer à grains, on prend dans les barres destinées à la fabrication des boulons un certain nombre de pièces ayant la longueur du boulon, on les enfonce verticalement dans un bloc de chêne ou dans un trou pratiqué dans une enclume de fonte et on les frappe latéralement jusqu'à inclinaison à 45° ; les pièces retirées ne doivent avoir subi aucune altération.

Parfois on ajoute un essai à la traction ; à l'Est une résistance à la rupture de 35 kilogrammes avec 12 p. 100 d'allongement ; au Midi, une limite élastique de 16 kilogrammes avec résistance à la rupture de 35 kilogrammes.

L'acier doux ou fer fondu homogène pourrait être substitué au fer soudé sur tous les réseaux, comme cela a déjà eu lieu au P.-L.-M. On peut par les méthodes de

fabrication d'acier dites basiques, obtenir des métaux fondus très homogènes ayant toute la douceur et la régularité désirables.

C. Tirefonds.

Les tirefonds sont depuis quelques années universellements employés pour l'attache des rails sur les traverses ; aux voies Vignole, ils ont remplacé dans l'attache directe les crampons ; aux voies DC ils ont été substitués aux chevillettes qui traversaient le coussinet pour le fixer aux traverses.

Tout d'abord ils ont été faits en fer fin nerveux de première qualité ; mais l'acier doux a été essayé et a donné de bons résultats aux compagnies de Paris-Lyon et Paris-Orléans où il est maintenant uniquement utilisé.

Le métal pour tirefonds doit être sain, parfaitement soudé ou, au mieux, fait de produit homogène ; il doit être doux et de qualité, rappelant celle des boulons d'éclisses.

Chaque compagnie fait subir aux tirefonds des essais assurant la qualité, dont les principales conditions sont les suivantes :

1° *Paris-Lyon.* — Les aciers employés à faire les tirefonds doivent résister sans allongement permanent à un effort de 22 kilogrammes par millimètre carré, ne doivent pas rompre à moins de 45 kilogrammes et doivent présenter sur barette de 100 millimètres un allongement à la rupture de 18 à 22 p. 100. La barre doit résister à un pliage à 90° avec redressement à froid.

Le tirefond fileté placé verticalement dans un bloc de fonte, frappé latéralement à sa partie supérieure, doit pouvoir être plié à 45° et redressé.

Ces épreuves sont celles du boulon d'éclisses en métal

homogène et assurent une même qualité très douce, éminemment convenable à l'emploi.

2° *Orléans.* — L'acier doux ou fer fondu homogène des barres à tirefonds ne doit pas tremper ; il ne doit pas donner d'allongement permanent sous l'effort de 20 kilogrammes par millimètre, ne pas rompre sous celui de 40 kilogrammes et avoir à la rupture 25 p. 100 d'allongement sur barrettes de 200 millimètres de long et $0^m,016$ de diamètre.

Le tirefond terminé est enfoncé dans un bloc de fonte à moitié longueur et doit résister à froid, sans crique, ni gerçure à un pliage à 90° avec redressement.

Le métal exigé est sensiblement plus doux qu'à la compagnie P.-L.-M.

3° A l'Est, à l'Ouest et au Midi, le fer est seul employé ; il doit être nerveux, à cassure de couleur claire. Les barres à tirefonds enfoncées verticalement dans un bloc de chêne ou dans un trou pratiqué dans une enclume de fonte doivent pouvoir être ployées à 45° sous le choc d'un marteau sans détérioration.

A l'Est, on ajoute un essai à la traction avec 36 kilogrammes de résistance et 15 p. 100 d'allongement.

Pour les tirefonds, deux compagnies utilisent l'acier à deux degrés de dureté différents, les autres le fer soit nerveux pour la majeure partie, soit parfois à grains.

Le métal homogène, dit fer fondu, pourrait pour l'emploi en tirefonds être avantageusement substitué aux diverses variétés de métal actuellement employées ; la fabrication en serait simplifiée et le prix de revient diminué.

D. Selles.

Les compagnies qui ont adopté la voie à double champignon n'ont pas besoin de selles ; parmi celles

qui utilisent le rail Vignole, P.-L.-M. est la seule qui ait accepté la selle à interposer entre le rail et la traverse ; le Nord et l'Est se contentent à cette place d'un feutre dont ces compagnies paraissent tout à fait satisfaites.

La qualité du métal, qui est de l'acier, est précisée par plusieurs épreuves et notamment par l'essai de traction suivant :

L'acier laminé destiné à la fabrication des selles doit ne pas avoir d'allongement permanent sous l'effort de 25 kilogrammes et ne doit pas se rompre à moins de 50 kilogrammes, avec 4 kilogrammes de tolérance en plus ou en moins et un allongement de 18 p. 100 ; la barrette d'essai a $0^m,100$ de long et $0^m,0138$ de diamètre.

Cet acier est d'une dureté voisine de celle exigée pour les éclisses.

La compagnie de Paris-Lyon adopte ainsi pour son matériel fixe trois variétés d'acier, classées comme suit :

	Résistance à la rupture.	Limite d'élasticité.	Allongement à la rupture.
	kilogr.	kilogr.	pour 100.
Rail moyennement dur.	72 à 76	35 à 39	13 à 14
Éclisses, Selles } moyennement doux . . .	50	25	15 à 25
Boulons d'éclisses, Tirefonds } nettement doux.	45	22	18 à 22

E. Coussinets en fonte.

Les compagnies de chemins de fer qui utilisent les coussinets en fonte dans les voies à DC sont celles de l'Ouest, l'Orléans et le Midi, ainsi que le réseau de l'État.

Les poids normaux des coussinets ordinaires sont :

Orléans	$9^{k},5$
Ouest	$9^{k},6$
Midi	$10^{k},5$ et $14^{k},5$ suivant les besoins.

Les conditions à remplir pour un bon coussinet sont d'être sain, exempt de soufflure et par suite en provenance d'une fonte très fluide, chaude et pourtant pas trop fragile, deux conditions parfois un peu contradictoires : les fontes pures et résistantes sont peu liquides ; les fontes impures et phosphoreuses sont très fluides, mais leur résistance est faible.

Il semblerait qu'un produit aussi simple devrait être obtenu à chaque réseau dans des conditions sensiblement identiques, d'autant plus qu'il est utilisé en tonnages de très grande importance pour lesquels la question de prix de revient est considérable, ayant une influence certaine sur les frais d'installation et d'entretien de la voie.

Cependant les conditions d'épreuves appliquées à chaque compagnie sont assez différentes les unes des autres ; elles sont les suivantes :

1° *Orléans.* — La fonte employée doit avoir une résistance à la rupture d'au moins 15 kilogrammes par millimètre carré ; à chaque coulée de coussinets, il est fait deux barreaux de 20 centimètres de long et 4 centimètres de côté ; ces barreaux sont posés sur deux chenets en acier espacés de 16 centimètres, solidement fixés sur une enclume de 800 kilogrammes ; cette enclume repose sur un massif de maçonnerie de $0^{m},50$ d'épaisseur.

Les barreaux dans ces conditions doivent résister au choc d'un mouton guidé de 12 kilogrammes tombant de $0^{m},35$ sur le milieu.

Il est fait de plus des essais directs sur les coussinets par un appareil composé d'un mouton guidé de 20 kilogrammes avec même enclume que ci-dessus et même massif de maçonnerie ; dans cette épreuve, le coussinet

reçoit dans chacun de ses trous un boulon à tête plate aciéré, serré à bloc et se pose renversé sur les têtes de boulons reposant sur les couteaux.

Dans cette situation, il doit résister à la chute du mouton de $0^{m},58$, correspondant à un travail de $11^{kg},6$.

2° A l'Ouest le choc d'essai que doit subir le coussinet en place correspond à un travail de $19^{kgm},500$, au Midi de 12 kilogrammètres pour le modèle le plus petit et de $13^{kgm},500$ pour le modèle le plus grand.

Au point de vue de la résistance au choc, la qualité exigée à Orléans est assez voisine de celle demandée au Midi, mais moins élevée que celle de l'Ouest ; ces variations dans la résistance n'ont guère d'intérêt pratique : la résistance extrême du métal dans le coussinet n'est jamais mise en jeu ; la bonne fabrication dans tous les détails d'exécution avec fonte extra-fluide paraît jouer au point de vue du bon emploi un rôle plus essentiel.

MATÉRIEL ROULANT.

Le matériel roulant emploie le fer et l'acier sous des formes variées, en bandages, essieux, roues, ressorts, laminés, marchands, tôles, etc. Comme dans le matériel fixe de la voie, chaque compagnie de chemin de fer a adopté à la suite d'observations faites par ses ingénieurs sans concert avec ceux des compagnies voisines, des conditions de fabrication pour chaque produit ; ces conditions assurent la bonne qualité du métal, qui est une garantie de sécurité de la circulation.

Pour un même produit, ces conditions sont assez diverses ; le point de vue auquel se place chaque réseau n'est pas toujours le même ; de cette diversité non toujours justifiée par des besoins absolus résultent pour le métallurgiste de grandes difficultés pour atteindre le desideratum de chacun. Ces difficultés ne sont vaincues

qu'au prix de sacrifices d'argent par suite de l'accroissement des rebuts impossibles à éviter dans des fabrications manquant de continuité, et elles entraînent dans les prix de revient une aggravation qui, au matériel roulant, est d'autant plus sensible qu'elle s'applique à des tonnages dont l'importance est très inférieure à ceux en usage au matériel fixe.

Il y a dès lors pour le matériel roulant un intérêt beaucoup plus grand à simplifier les formules de fabrication, à les uniformiser dans une certaine mesure aux divers réseaux pour le même produit et à ne demander en chaque cas au métal que la qualité strictement indispensable à l'emploi, sans surabondance onéreuse aux intérêts de tous.

Je passerai sommairement en revue les produits métallurgiques les plus en usage dans le matériel roulant.

I. Bandages.

Le bandage fixé au corps de la roue par le procédé usuel de l'embattage, adapté soit aux roues de wagons et voitures, soit à celles de la locomotive, est en frottement permanent avec le rail dont il cherche à arracher des parcelles métalliques ; et, réciproquement la réaction du rail sur le bandage l'entame lentement et y creuse des sillons plus ou moins profonds suivant sa dureté jusqu'à le mettre hors d'usage.

L'action d'usure par frottement est permanente sur le bandage pendant tout le temps de marche du véhicule; l'action sur le rail est discontinue et se produit seulement aux passages plus ou moins interrompus des trains.

La qualité du métal dans le bandage paraîtrait donc devoir être constituée principalement en vue de cette usure par le frottement.

Depuis déjà un certain nombre d'années, les bandages en fer, dits sans soudure, fabriqués au moyen de barres enroulées en spirale, soudées par le marteau et le laminoir ne sont plus employés. Les bandages sont presque toujours obtenus au moyen de lingots pleins provenant du four Martin-Siemens ou du convertisseur Bessemer, débouchés au marteau-pilon de manière à être transformés en couronnes auxquelles on donne tout d'abord le profil approximatif des bandages par martelage sur bigornes; on parfait au laminage la forme finie.

Au point de vue de la résistance au roulement le métal devrait être aussi dur que possible, surtout en France où le rail est déjà moyennement dur, beaucoup plus dur qu'en Amérique, notablement plus dur qu'en Allemagne; mais, d'autre part, il ne doit pas être assez dur pour devenir aigre et fragile. Avant tout, il doit éviter le défaut d'aigreur qui tient surtout à la présence des matières impures, soufre, silicium, phosphore, etc.; il doit, comme le rail et dans une proportion plus sensible encore, être pur, formé de fer et carbone sans autre alliage. Avec une fabrication soignée, faite avec minerais riches, on peut obtenir un métal très pur et qui, suivant la teneur en carbone, peut atteindre toute la dureté qu'on désire, tout en évitant l'aigreur qui peut amener des ruptures dangereuses pour la circulation.

Le bandage est dans des conditions diverses de travail, suivant qu'il est fixé aux roues de machines ou aux roues de voitures et wagons; dans le second cas, il reçoit l'action intermittente et irrégulière des freins amenant des chocs violents; dans le premier cas, il doit surtout résister à l'usure de frottement, en même temps la charge par unité de surface est plus élevée; par essieu de machine le poids faisant charge atteint souvent 15 à 16 tonnes, soit le double de celui appliqué aux essieux de voitures et wagons. De là résulte, à peu près sur tous

les réseaux, l'emploi de deux nuances de métal, l'une beaucoup plus dure pour bandages de machines, l'autre moyennement dure ou même douce pour wagons.

Pour se prémunir contre la fragilité du métal, surtout sensible avec fabrication en acier impur, les compagnies de chemins de fer imposent presque toutes des épreuves au choc pour la réception des bandages.

Le bandage placé verticalement reçoit les chocs successifs d'un mouton de poids déterminé, tombant d'une hauteur fixée et le nombre de coups à supporter sans rupture est indiqué au cahier de charges.

Chacun des trois éléments qui interviennent pour préciser l'importance du travail destructeur, poids du mouton, hauteur de chute, nombre de coups à supporter sans rompre, est variable suivant les réseaux.

Le tableau ci-joint en donne les principaux éléments.

Bandages de voitures et wagons. — Essais au choc.

NOMS DES COMPAGNIES	POIDS du mouton	HAUTEUR de chute	NOMBRE de coups imposés sans rompre	NOMBRE total de kilogrammèt.
	kilogr.	mètres		kgm
Ouest	1.000	4	3	12.000
Orléans	600	6	3	10.800
Est	1.000	5	4	20.000
Nord	1.000	4,4	3	13 200
Midi	1.000	5	3	15.000
P.-L.-M.	600	4,5	3	8.100
Etat	620	4,5	3	8.370

Certaines conditions sont parfois ajoutées pour s'assurer que le métal, assez doux pour éviter la fragilité plus ou moins inhérente à l'acier dur, n'est cependant pas trop doux, surtout trop mou, pour être exposé à s'écraser sous les charges et à s'user trop rapidement.

1° *Nord français.* — Au premier coup de mouton, la réduction de diamètre doit être comprise entre 1/16 et 1/25; un minimum et un maximum de dureté sont ainsi désignés au métal pour être accepté.

Avec un métal pur, on peut, quelle que soit la dureté exigée, obtenir de ne pas rompre aux essais au choc ci-dessus spécifiés, et par une teneur en carbone convenablement graduée réussir à maintenir la raideur du produit entre le minimum et le maximum exigés; c'est une question de pratique journalière et de continuité dans la fabrication qu'on peut toujours résoudre avec les soins nécessaires, tant qu'une latitude suffisante comme celle de la compagnie du Nord est donnée au fabricant.

2° *État belge.* — On exige au choc un seul coup de mouton de 1.100 kilogrammes tombant de 2 mètres; un minimum de dureté est précisé par la teneur en carbone, qui ne doit pas être moindre de 0,30 p. 100.

3° *Nord de l'Espagne.* — Un mouton de 1.100 kilogrammes tombant de 2 mètres doit produire avec les chocs nécessaires un aplatissement de 90 millimètres sans rupture.

4° *Midi français.* — Les trois chocs d'un mouton de 1.100 kilogrammes à 5 mètres doivent ramener le diamètre à 83 p. 100 de sa dimension originelle. D'autre part, le bandage doit être éprouvé à la presse hydraulique et être réduit, sans rupture ni détérioration, de 17 p. 100 de son diamètre.

A ces essais, assez différents d'une compagnie à l'autre, on ajoute non plus à titre consultatif comme pour les rails, mais sous conditions obligatoires, des essais de traction sur barrettes prélevés dans les bandages qui ont subi les épreuves au choc.

Ces épreuves, assez diverses suivant les réseaux et la façon d'envisager la nature du métal la plus convenable à l'emploi, sont résumées au tableau ci-après.

Bandages de voitures et wagons. — Essais de traction.

NOMS des compagnies	RÉSISTANCE par millimèt. carré	ALLONGEMENT pour 100 à la rupture	OBSERVATIONS
	kilogr.	p. 100	
Ouest.	55	18	Tolérance de 3 unités (R+A)= constant.
Orléans. . . .	60	18	Striction, 45. R+S 7.105.
Est	52	18	Tolérance, 2 unités.
Nord	Néant.	Néant.	
Midi.	Néant.	Néant.	
P.-L.-M. . . .	45	20	
Etat.	50	18	

Le Nord et le Midi n'attachent qu'une médiocre importance aux essais de traction; cette manière de voir n'est pas complètement injustifiée; la force limitée des machines de traction qu'on trouve répandues dans le commerce et les usines, de 25 à 50 tonnes, ne permet guère d'essayer que des barreaux ayant de 1 à 2 et rarement 3 centimètres carrés, sections correspondant à des diamètres de $11^{mm},3$ — $15^{mm},9$ — $19^{mm},7$, qui ne constituent qu'une très faible partie de la section du bandage qui atteint de 70 à 80 centimètres carrés et plus : la partie du métal essayé atteint à peine 2 à 3 p. 100 de la totalité du produit. Suivant que cette partie est prise au cœur du bandage, près de la surface extérieure ou intérieure ayant subi le contact du laminoir, ou des parois latérales dont les fibres se sont allongées librement en dehors de toute pression, les résultats peuvent être fort différents.

Il n'est pas rare de trouver des variations de 5 à 10 kilogrammes dans les résistances à la rupture de barrettes prises ainsi sans fixation précise de leur origine, aux diverses régions d'un bandage. Dans ces conditions, des limites trop étroites, données comme absolues, aux résistances de rupture et d'élasticité et à l'allongement exposent à des erreurs sur la valeur réelle de l'acier et son degré moyen de dureté.

Il faut joindre à cette cause majeure d'erreurs possibles, toutes les causes accidentelles tenant au mode d'essai en lui-même, celles résultant du manque d'accord des divers opérateurs sur les éléments essentiels de l'essai, longueur des éprouvettes, leur diamètre, leur forme plus ou moins conique ou cylindrique, la disposition des têtes, le mode d'attache des barrettes à la machine, la vitesse plus ou moins grande de l'épreuve, toutes conditions sur lesquelles un accord préalable serait nécessaire entre tous les intéressés, constructeurs et consommateurs, pour rendre comparatifs les résultats des essais et leur donner une certaine valeur au point de vue d'une spécification de qualité du métal.

Toutefois, les chiffres indiqués ci-dessus précisent un certain desideratum de chaque compagnie pour le degré de dureté de son métal, dont on s'approche plus ou moins dans la pratique suivant les précautions prises dans le détail des essais.

Ce desideratum paraît notablement différent suivant les réseaux.

A Orléans, on désire un métal à 60 kilogrammes de résistance, c'est-à-dire franchement dur, quoique non fragile, puisque en même temps on lui impose un allongement sensible de 18 p. 100; cette qualité paraît répondre parfaitement à l'emploi; un métal dur est nécessaire pour résister à l'usure au roulement et à l'écrasement sous les charges.

A Paris-Lyon, au contraire, on paraît avant tout craindre la fragilité, et on veut un métal doux, même extra-doux; tous les procédés de fabrication peuvent réussir à le réaliser en prolongeant l'affinage; mais en même temps le métal devient plus réfractaire, moins liquide; des soufflures et cavités intérieures non visibles sont plus à craindre et par suite les écrasements sous les charges deviennent plus fréquents.

Entre ces deux limites, on trouve toutes les nuances

d'acier possibles, qui passent par degrés successifs et équivalents du doux au dur par les réseaux de l'État, l'Est et l'Ouest.

Pour les bandages de voitures et wagons dont l'action sur l'entretien du matériel roulant est d'une extrême importance au point de vue de la sécurité et des frais de toute nature, non seulement les vues de chaque réseau diffèrent sensiblement, mais elles sont absolument disparates, et sur les six compagnies françaises, il est difficile d'en trouver deux ayant un point de vue identique.

Des études faites en commun, en discutant les faits constatés à ce jour, permettraient, sans doute d'arriver à des manières de voir plus concordantes sur la nature du métal à rechercher; il en résulterait pour le fabricant appelé à fournir aux divers réseaux une simplification de travail se traduisant par un abaissement du prix de revient dont l'État bénéficierait par suite de sa garantie d'intérêts.

Pour les bandages de machines qui ont surtout à résister à l'action des freins, on se préoccupe principalement de la dureté nécessaire pour combattre l'usure et l'écrasement.

Les conditions des divers cahiers de charges précisant la qualité faisant le desideratum de chaque réseau sont résumées au tableau suivant :

Bandages de machines. — Essais au choc.

NOMS DES COMPAGNIES	POIDS du mouton	HAUTEURS de chute	NOMBRE de coups imposés sans rompre	NOMBRE total de kilogrammèt.
	kilogr.	mètres		kgm
Ouest, machines	1.000	10	4	40 000
tenders	1.000	4,4	4	17.600
Orléans, machines	1.000	10	3	30.000
tenders	1.000	6	3	18.000
Est, qualité ordinaire	1.000	5	4	20.000
qualité supérieure	1.000	10	6	60 000
Nord, machines	1.000	4,4	4	17.600
Midi, machines	1.000	10	3	30.000
P.-L.-M., machines	600	4,5	2	5.400

Essais de traction.

NOMS DES COMPAGNIES	RÉSISTANCE par millimètre carré	ALLONGEMENT pour 100 à la rupture	OBSERVATIONS
	kilogr	p. 100	
Ouest, machines	70 ± 2	15 ± 1	Tolérance de 3 unités.
tenders	55	»	Idem.
Orléans, machines	65	18	
tenders	65	15	
Est, machines, ordinaire	50	15	
id. qualité supérieure.	65	18	
Nord, machines	65	15	
P.-L.-M., machines	55 à 60	15	

Le métal exigé pour machine est toujours plus dur que celui demandé pour wagon; il est très dur à Orléans et moyennement dur au P.-L.-M; chacune des autres compagnies vient s'intercaler entre ces deux degrés de dureté par nuances progressives.

Pour tenders, le métal est intermédiaire entre l'acier pour machines et celui pour wagons. On tient, en toutes circonstances, à avoir un produit présentant de belles résistances au choc, quoique, d'autre part, très résistant aux efforts de rupture dans les essais de traction; ces deux conditions ne sont nullement contradictoires.

Avec des produits très purs, un corroyage considérable du métal, on peut, quelle que soit la dureté de l'acier et sa résistance à la rupture, obtenir un produit non fragile, résistant victorieusement dans les épreuves au choc. Il faut, pour cela, réaliser un acier exempt de matières étrangères et surtout fabriqué dans des conditions caloriques intenses proportionnées à sa pureté et par suite à son état réfractaire. Ces conditions exigent un ensemble de précautions qui augmentent les frais de fabrication, mais dont on retire un large profit par l'accroissement de la sécurité et une longue durée.

II. Essieux.

Un certain nombre de compagnies de chemins de fer français continuent à employer des essieux en fer fabriqués par paquetage de fer puddlé et corroyé; elles craignent l'aigreur ou les surprises du métal fondu, qui a cependant l'avantage de donner un frottement infiniment supérieur, condition essentielle du bon fonctionnement d'un essieu. En fait, dans les essieux en fer, les ruptures à la portée de calage résultent d'un échauffement de métal dû à un mauvais frottement, et elles ne sont pas beaucoup moins fréquentes qu'avec le métal fondu, où elles se produisent par aigreur ou défectuosité cachée, caverne, grain dur, etc.

Le métal fondu est d'un usage constant en Allemagne; très répandu sur les autres réseaux du continent, il n'a pas encore obtenu en France de toutes les compagnies une confiance absolue et assez grande pour avoir fait disparaître l'essieu en fer, encore assez souvent en usage.

Les essieux soit en fer soudé, soit en métal fondu, destinés aux machines, tenders, voitures et wagons, sont soumis aux réceptions à deux séries d'épreuves : les unes au choc, comme dans le cas des bandages, pour assurer une certaine garantie contre la fragilité du métal, les autres à la traction, qui fixent à ce métal un certain degré de dureté et de résistance.

Épreuves aux chocs. — L'essieu à essayer, placé sur deux points d'appui espacés de $1^m,40$ pour les voitures et wagons, et de $1^m,50$ pour les machines et tenders, c'est-à-dire dans une position voisine de celle de la pratique, est soumis aux chocs d'un mouton d'un poids déterminé tombant d'une certaine hauteur au milieu de

l'intervalle des points d'appui; les chocs sont répétés jusqu'à obtenir une flèche donnée ou un allongement précisé de la fibre qui travaille le plus.

L'essieu une fois plié doit pouvoir être redressé par des coups de mouton semblables à ceux qui ont effectué le pli sans qu'il se manifeste ni criques, ni ruptures. Le nombre de plis et redressements exigé est variable suivant les compagnies et la nature de l'essieu.

Outre cet essai au choc sur le corps de l'essieu, des épreuves du même genre sont parfois pratiquées sur les fusées; l'essieu est encastré dans un bloc en fonte à sa portée de calage; sur le bourrelet de la fusée on frappe avec un marteau de poids fixé tombant d'une hauteur déterminée jusqu'à ce que la fusée ait pris une certaine flèche; la fusée doit être redressée dans les mêmes conditions de chocs une ou plusieurs fois.

Les épreuves sont résumées comme suit :

Essieux en fer. — Épreuves au choc.

NOMS DES COMPAGNIES	POIDS du mouton	HAUTEUR de chute	NOMBRE de coups imposés Minimum	FLÈCHE à subir	NOMBRE de flexions et redressements
	kilogr.	mètres			
P.-L.-M. Essieux de machines.	400	4,50	5 coups. Diamètre 120 à 140 6 coups. Diamètre 141 à 160 8 coups. Diamètre 161 et plus.	Allongement minimum, 10 pour 100 des fibres extrêmes.	1
P.-L.-M. Voitures et wagons :					
Corps	400	4,50	»	0,300	3
Fusées	400	0,50	»	0,020	1
Ouest. Wagons. Corps	400	4,50	4 coups, minimum.	0,250	1
Fusées	400	0,50	»	0,016	1
Est. Wagons. Corps.	500	4,30	»	0,218	»
Fusées.	300	1,90	»	0,033	1/2
Nord français. Wagons. Corps.	500	3,60	5 coups, minimum.	»	1
Etat belge. Id. Id.	700	4,00	»	»	1
Nord Espagne. Id. Id.	500	3,60	»	0,125	1
Midi français. Id. Id.	400	4,50	»	0,200	1

Ces épreuves varient, suivant les compagnies, pour préciser une qualité supérieure de fer; quelques compa-

gnies ajoutent des essais à la traction qui ont un intérêt très secondaire; ces essais sont faits sur barrettes de section assez faible relativement à la section totale de l'essieu; ces éprouvettes ont au maximum 5 centimètres carrés et souvent moins; autant que possible on les extrait d'une partie voisine de la portée de calage, mais suivant qu'elles sont prises au centre, ou à la surface, ou à une partie médiane de la section, les résultats par un même essieu présentent de notables différences.

Les minima exigés sont :

		Résistance à la rupture.	Allongement à la rupture.
Compagnie P.-L.-M.	Essieu de machine . .	35 kg.	10 p. 100.
—	Essieu de wagons. . .	35	10

Ces essais sur essieux en fer sont faits surtout en vue d'assurer la soudure; la résistance à la rupture est médiocre quand la soudure est incomplète; les défectuosités des barrettes amènent leur rupture à une charge inférieure.

L'essieu en métal fondu est adopté depuis quelque temps par la presque généralité des réseaux; l'homogénéité de la masse donne un frottement beaucoup plus doux; on se prémunit dans la mesure possible contre les accidents inhérents à l'emploi de l'acier par des épreuves au choc rigoureuses dont les principaux éléments sont :

Essieux en acier. — Épreuves au choc.

NOMS DES COMPAGNIES			POIDS du mouton	HAUTEUR de chute	NOMBRE de corps imposés	FLÈCHE	NOMBRE de flexions et redressements
			kilogr.	mètres			
Ouest.	Fusées.		400	0,50	»	0,016	1
	ps.		400	4,50	6	0,250	1
Est.	Fusées.		500	Diam. 0,09 1,30	»	0,025	1
	Id.		500	0,105 1,90	»	0,023	1
	Corps		1.000	Diam. 0,120 3,50	»	0,250	2
	Id.		1.000	0,135 5,00	»	0,220	2
Orléans.	Wagons.	Fusées. . .	500	»	10 à 12	0,022	1
		Corps. . .	500	»	3 à 4	0,220	2
Nord.	Wagons.	Fusées. . .	»	Néant			
		Corps . . .	600	3,00	5	0,125	1
—	Machines.	Corps. . . .	600	3,60	»	0,125	1
			Diam. 120 à 140		5	»	1
			140 à 160		6	»	1
			160 et plus		8	»	1
P.-L.-M.	Machines.		400	4,50			
			Diam. 120 à 140		5	»	1
			141 à 160		6	»	1
			161 à 180		8	»	1
			181 et plus		10	»	1

On joint souvent à ces essais au choc des épreuves à la traction qui précisent le degré de dureté du métal désiré; l'essai au choc exclut les métaux impurs.

Ouest.	Wagons.	R. 46 ± 3	A. 25 ∓ 3 Compensation de R par A.
Est.	Wagons.	45 à 55	20
Id.	Machines. . . .	45 à 50	20 à 25
Orléans.	Wagons.	45 à 50	20 à 25
Id.	Machines. . . .	45 à 50	25
P.-L.-M.	Machines. . . .	45	25

Ces épreuves à la traction dénotent un acier moyennement doux qui, tout en ayant un bon frottement, n'est pas trop exposé aux ruptures, condition essentielle de la sécurité de la marche.

Le métal fondu tend à remplacer le fer dans les essieux; il est maintenant uniquement adopté aux réseaux du Nord et d'Orléans, très apprécié à l'Ouest et à l'Est; aux compagnies de Paris-Lyon et du Midi, le fer est réservé

aux essieux de wagons et voitures ; dans les machines l'acier est essayé.

Les essais aux chocs et à la traction imposés par les divers réseaux au métal fondu destiné aux essieux précisent un métal à peu près uniforme ayant une résistance de 45 à 50 kilogrammes par millimètre carré avec allongement de 20 à 25 p. 100 ; dans ce cas particulier, les études expérimentales entreprises par les divers ingénieurs ont abouti à un résultat sensiblement le même.

III. Ressorts et lames de ressorts.

Les ressorts et lames de ressorts sont l'objet d'épreuves de diverses natures, les unes faites dans des conditions rappelant celles de leur emploi pour constater leur élasticité, les autres ayant surtout pour but d'apprécier la qualité des aciers employés.

Sur les divers réseaux, toutes ces épreuves sont sensiblement du même ordre et ont pour base les études de M. Phillips, publiées aux *Annales des Mines* en 1852.

Ces études ont amené dans la fabrication des ressorts et lames pour ressorts aux diverses compagnies une certaine uniformité utile à tous les intérêts, uniformité qui pourrait avec avantage s'étendre aux autres produits métallurgiques utilisés par les chemins de fer, tels que rails, éclisses, bandages, essieux, etc., etc.

IV. Fers marchands, laminés spéciaux. Tôles.

Les compagnies de chemins de fer font emploi de fers marchands, laminés spéciaux et tôles dans leurs constructions pour les ponts métalliques et charpentes au matériel fixe, pour l'ossature des machines, voitures et wagons au matériel roulant.

Il n'est plus possible, en ces diverses circonstances, pour apprécier la valeur du métal employé, fer ou acier, de procéder à des épreuves rappelant plus ou moins, comme dans le cas des rails, éclisses, essieux, bandages, les conditions de travail réel en service.

Les produits sont essayés à la traction dans les appareils d'usage ; on constate la résistance à la rupture, les allongements, et on classe les matières d'après ces essais en diverses catégories de qualité qui sont affectées spécialement à chaque emploi.

Ces catégories sont variables suivant chaque chemin de fer, celles de qualité supérieure sont affectées aux travaux les plus difficiles, les plus dangereux, ceux de qualité commune aux produits n'ayant pas trop d'efforts à supporter. Les tableaux suivants résument les conditions exigées par les divers réseaux de chemins de fer et par l'administration de la marine.

Laminés marchands.

CAHIER DES CHARGES DE LA COMPAGNIE DES CHEMINS DE FER DE L'EST.

Barreaux de 200 millim. sur 20 millim.

DÉSIGNATION DES FERS		Charges en kilogr. par millim. carré de la section primitive		Allongements p. 100 sur longueur calibrée à 200 millim.	
		Minima	Moyenne	Minima	Moyenne
		kilogr.	kilogr.	p. 100	p. 100
Fers à rivets ou fer de Suède	R	28	30	30	32
Fer de 1re qualité ou fer fin au bois	B	35	37	20	23
Fer de 2e qualité ou fer fort supérieur	S	34	36	15	18
Fer de 3e qualité ou fer fort	F	32	35	12	15
Fer de 4e qualité ou fer ordinaire	O	30	33	10	12

Les allongements sont relevés d'après des distances entre repères fixées comme suit :

1° Éprouvettes cylindriques tournées, partie calibrée.

Diamètre	Distance entre repères	Diamètre	Distance entre repères	Diamètre	Distance entre repères
millim.	millim.	millim.	millim.	millim.	millim.
5 à 9	100	21 à 25	200	36 à 40	330
10 à 14	130	26 à 30	250	41 à 45	370
15 à 19	170	31 à 35	290	46 à 50	410

2° Éprouvettes cylindriques brutes, la distance entre repères est fixée à neuf fois le diamètre du barreau à éprouver.

3° Éprouvettes carrées, à dix fois le côté du carré.

4° Éprouvettes méplates, voir le tableau suivant aux fers spéciaux (p. 648).

CAHIER DES CHARGES des chemins de fer de Lyon	CHEMIN DE FER du Midi	CHEMIN DE FER de l'Ouest	CHEMIN DE FER de l'État	MARINE
Barreaux de 200mm				
		3e catégorie	4e catégorie	
4e catégorie	R=33kg A=20 %	R=30kg A=9 %	R=30kg A=10 %	
R=33 A=12				
		4e catégorie	3e catégorie	
3e catégorie		R=32 A=12	R=32 A=15	
R=35 A=18				
		5e catégorie	2e catégorie	Ordinaire. Marine.
2e catégorie		R=33 [A=15	R=34 A=20	R=34kg A=9 %
R=37 A=23				
		6e catégorie	1re catégorie	Supérieur. Marine.
1re catégorie		R=34 A=20	R=35 A=22	R=32 A=18
R=38 A=25				R=30 A=15

Les barrettes de 200 millimètres sont adoptées à la marine, au Lyon, au Midi, à l'Ouest et à l'Etat ; à l'Est la longueur admise varie suivant le diamètre des éprouvettes ; la longueur est d'autant plus grande que le diamètre est plus élevé ; on pense que le gros diamètre des barrettes favorise l'allongement ; le petit diamètre lui est contraire ; la longueur des barres étant inversement proportionnelle à la faculté d'allongement, on compense dans une certaine mesure l'un des éléments par l'autre de façon à ne faire dépendre les résultats obtenus que de la qualité du métal en les soustrayant à l'influence des dimensions des barreaux en divers sens.

Autant d'administrations consommant chaque produit, autant d'exigences différentes ; le fabricant doit avoir quelque peine à donner satisfaction à tous ses clients ; pour éviter toute difficulté, il fait pour tous une qualité supérieure dépassant largement les conditions les plus difficiles ; cette solution amène forcément un prix de revient onéreux et une plus-value à l'emploi sans utilité pour personne.

Quel intérêt peuvent avoir des classifications aussi complexes, précisées par des chiffres de résistance et allongement dont les variations sont d'ordre inférieur à celles qui peuvent résulter d'essais de barreaux pris à la suite les uns des autres sur une même barre aussi homogène qu'elle puisse être ? Les variations naturelles tenant à un laminage plus ou moins chaud, plus ou moins rapide, sont plus grandes que celles servant de base aux classifications du métal.

Deux ou trois variétés au plus devraient largement suffire à tous les emplois et pourraient être précisées par des données assez tranchées pour que chaque classe adoptée corresponde nettement à une nuance réelle de qualité.

Les mêmes errements se constatent dans les diverses administrations pour la réception des autres produits courants, tels que laminés spéciaux, grosses tôles, etc.

Les tableaux suivants résument les principaux éléments précisant ces conditions.

Laminés spéciaux profilés.

CAHIER DES CHARGES de la compagnie du Nord	CAHIER DES CHARGES des chemins de fer de Lyon	CAHIER DES CHARGES de la Marine	CAHIER DES CHARGES des chemins de fer de l'Etat
Barreaux de 100 millim.			
		Cornières ordinaires.	3e catégorie.
		R = 34 A = 9	R = 32 A = 6 E = 14
		Cornières supérieures.	2e catégorie.
Fer ordinaire.	3e catégorie.	R = 35 A = 12	R = 34 A = 9 E = 14
R = 32 A = 7	R = 35 A = 8		
	2e catégorie.		
	R = 37 A = 12		
		Cornières d'acier.	1re catégorie.
Fer supérieur.	1re catégorie.	R = 48 A = 18 à 22	R = 35 A = 12 E = 14
R = 38 A = 23	R = 38 A = 15		

CAHIER DES CHARGES DES CHEMINS DE FER DE L'EST

DÉSIGNATION DES FERS		Charge en kilogr. par millim. carré de la section primitive — Minima	Charge en kilogr. par millim. carré de la section primitive — Moyenne	Allongement pour 100 relevé comme il est dit ci-dessous — Minima	Allongement pour 100 relevé comme il est dit ci-dessous — Moyenne
		kilogr.	kilogr.	p. 100	p. 100
1re qualité.	B	35	36	14	17
2e qualité.	S	32	35	10	13
3e qualité.	F	31	34	7	9
4e qualité.	O	30	33	4	5

Les tolérances en moins fixées ci-dessus sur les résistances et allongements ne sont admises qu'à la condition expresse que dans chaque épreuve un résultat compensera l'autre, et que l'addition du chiffre de résistance avec celui de l'allongement donnera toujours un total d'au moins :

53 pour la 1re qualité ; 48 pour la 2e qualité ; 36 pour la 3e qualité.

Les allongements sont relevés d'après des distances entre repères fixées comme suit :

SÉRIES des épaisseurs	Distances entre repères	Partie calibrée — Largeur	Partie calibrée — Longueur	OBSERVATIONS
5mm et au-dessous.	100	20mm	200mm	Le groupement en séries d'épaisseurs a été établi avec mêmes largeurs et mêmes longueurs calibrées pour préparer les barreaux en paquets par mortaisage ou rainurage.
5mm 1/2 à 11mm. . .	130			
11 1/2 à 17	170			
17 1/2 à 23	200			
23 1/2 à 29	230			
29 1/2 et plus. . .	300	30mm	mm	

Comme aux laminés marchands, il y a manque d'accord sur les dimensions des barreaux, qui sont de 100 millimètres au Nord, variables avec l'épaisseur à l'Est, et de 200 millimètres aux autres administrations ; les chemins de fer de l'Etat font intervenir la limite d'élasticité E. Chaque administration a pour le même produit, fer profilé entrant dans les constructions métalliques, des exigences bien différentes déterminées par des conditions d'une précision en dehors de toute limite pratique.

Il est difficile au fabricant de satisfaire tout le monde sans faire des qualités supérieures dépassant le nécessaire de façon à n'avoir aucune inquiétude aux essais de réception ; s'il n'opère pas ainsi, il s'expose à des rebuts lui enlevant tout bénéfice ; de là des dépenses superflues sans intérêt pour personne.

Grosses tôles.

CAHIER DES CHARGES DE LA MARINE

Tôles de fer

Qualités	Long R	Long A	Travers R	Travers A
	kg.	p. 100	kg.	p. 100
Commune..	28	3 1/2	28	3 1/2
Ordinaire. .	31	5	31	5
Supérieure.	32	7	32	7
Fine.	35	10	35	10

Tôles d'acier

Épaisseur en millimèt.	Tôles construction R	Tôles construction A	Tôles chaudières R	Tôles chaudières A
mm. mm.	kg.	p. 100	kg.	p. 100
1/2 à 2	47	10		
2 3	46	13		
3 4	45	16		
4 6	45	18	45	22
6 8	43	21	42	25
8 20	42	22	42	26
20 30	42	24	40	26

Barreaux de 200 millim.

Il est accordé sur ces chiffres une tolérance allant pour R jusqu'à 3 kilogr. pourvu que ce déficit soit compensé par un accroissement d'allongement de telle sorte que R + A ne soit pas diminué. Il n'est accordé aucune tolérance en moins sur les allongements.

CAHIER DES CHARGES DES CHEMINS DE FER DE LYON

Service de la voie. — Matériel fixe

Désignation des produits	Charges de rupture R Long	Charges de rupture R Travers	Allongement pour 100 A Long	Allongement pour 100 A Travers	Limite d'élasticité E Long	Limite d'élasticité E Travers
	kg.	kg.	kg.	kg.	kg.	kg.
Fer misé.						
Tôles communes.						
Id. striées.						
Id. galvanisées.						
Id. fer ordinaire.	32	26	8	3	16	14
Fer fort pour gousets	36	28	12	8	18	16
Acier extra-doux.	42	42	25	18	24	22
Tôles.	±2	±2				

Barreaux de 100 millim.

Matériel et traction

Long	Travers
27 | 4 1/2	22 | 1
4e catégorie.	
30 | 5 1/2	24 | 1 1/2
3e catégorie.	
33 1/2 | 8 1/2	27 | 5
2e catégorie.	
30 1/2 | 13	28 | 8
1re catégorie.	

Barreaux de 200mm.

Grosses tôles.

CAHIER DES CHARGES des chemins de fer de l'État

Long R	Long A	Travers R	Travers A
kg.	p. 100	kg.	p. 100
30	6	26	4
4e catégorie.			
32	10	30	6
3e catégorie.			
34	14	32	9
2e catégorie.			
35	18	34	12
1re catégorie.			

Barreaux de 200 millim.

CAHIER DES CHARGES des chemins de fer du Nord

Long R	Long A	Travers R	Travers A
kg.	p. 100	kg.	p. 100
30	5	27	2
N° 2.			
31	7	29	4
N° 3.			
32	12	30	8
N° 4.			
33	17	30	9
N° 5.			
35	19	32	12
N° 6.			
37	25	34	20
N° 7.			

Barreaux de 100 millim.

CAHIER DES CHARGES des chemins de fer de l'Est

Long R	Long A	Travers R	Travers A
kg.	p. 100	kg.	p. 100
33	4	30	2 1/2
N° 2.			
N° 4.			
35	7	32	5
N° 5.			
35	11	34	9
N° 6.			
35	12	33	10
N° 7.			
36	15	35	13

Barreaux de 200 millim.

CAHIER DES CHARGES des chemins de fer de l'Ouest

Long R	Long A	Travers R	Travers A
kg.	p. 100	kg.	p. 100
30	5	30	5
N° 3.			
32	9	32	9
N° 4.			
32	12	33	12
N° 5.			
34	16	34	16
N° 6.			

CAHIER DES CHARGES des chemins de fer du Midi

Long R	Long A	Travers R	Travers A
kg.	p. 100	kg.	p. 100
33	»	30	»

A la compagnie de Paris-Lyon, deux services différents opèrent sur des longueurs de barrettes différentes, le matériel et traction sur 200 millimètres, le matériel fixe sur 100 millimètres ; le Nord adopte la longueur de 100 millimètres ; les autres compagnies de chemins de fer et la marine restent fixés à 200 millimètres ; les exigences sont dès lors difficilement comparables ; l'allongement mesuré sur 100 millimètres est, à qualité égale, plus élevé que sur 200 millimètres de 4 à 5 p. 100 et en tous cas un peu variable suivant les autres dimensions des éprouvettes et notamment les diamètres ou épaisseurs.

Satisfaire à toutes ces conditions variées pour un même emploi est difficile, on n'y réussit qu'au prix de sacrifices d'argent sans utilité. Deux ou trois variétés au plus devraient suffire à tous les emplois, et établies nettement par des spécifications uniformes à chaque réseau, elles seraient obtenues régulièrement avec frais réduits.

Les aciers déjà employés dans la marine depuis de longues années tendent à se développer il est vrai lentement, dans les constructions métalliques de chemins de fer. La compagnie de Lyon fait usage du métal fondu pour ses ponts ; on peut profiter de la plus grande résistance du métal pour diminuer le poids des constructions et leur prix de revient surtout dans les ouvrages à grandes portées.

Mais, dès le début, une divergence s'est produite dans la manière d'envisager cet emploi. A la marine on exige un minimum de 42 kilogrammes pour la tôle courante sans maximum pour la résistance à la rupture ; à la compagnie de Lyon, on fixe un minimum de 40 kilogrammes et un maximum de 44 kilogrammes entre lesquels cette résistance doit se mouvoir. Le métal ne doit pas être trempant ; on veut surtout un produit doux qu'on puisse le poinçonner et travailler à froid comme le fer de façon à éviter les tapures internes dues à l'écrouissage du métal travaillé à froid.

A la marine, on paraît surtout préoccupé d'avoir une plus grande résistance pour diminuer le poids du navire, tout en désirant un métal peu trempant, pouvant se plier dans une certaine mesure sous un effort sans rompre, même après trempe dans l'eau légèrement tiède ; on paraît donner moins d'importance à la douceur du métal ; de là, parfois, quelques mécomptes à l'emploi.

L'administration des Ponts et Chaussées poursuit de son côté l'application du métal fondu aux ponts nouveaux ; les conditions exigées varient un peu suivant les ingénieurs chargés des travaux.

Parfois on s'inquiète, comme en Allemagne, d'un minimum de striction ou d'un minimum de résistance à la rupture ajouté à la striction.

D'autres fois on fixe un minimum à la résistance élastique, 24 kilogrammes par exemple, joint à un minimum de 47 kilogrammes, résistance à la rupture avec allongement de 24 p. 100 ; on tolère sur les résistances et allongements une variation de 3 unités en plus et en moins sous réserve d'un minimum constant pour la somme R + A.

Essais des matériaux de chemins de fer en Allemagne. — En Allemagne, l'association des chemins de fer du Verein attache une grande importance aux essais de traction, et son action persistante sur les divers réseaux qui la constituent a obtenu des résultats remarquables.

Par une première série d'essais, elle était arrivée à constater que pour le même emploi les fabricants livraient les variétés de métal les plus discordantes, telles que :

Nature du métal.	Résistance à la rupture.	Contraction ou striction.
Acier Bessemer.	de 43^{kg},5 à 77^{kg},5	de 4 à 50,5 p. 100.
Acier fondu au creuset. . .	47 ,6 à 89 ,6	4 à 47
Tôles chaudières, en long.	40 ,2 à 41 ,0	8 à 24
Fer en barres.	32 ,1 à 40 ,3	9 à 44

La contraction ou striction pour cent est le rapport à la section primitive du barreau de la diminution de section au moment de la rupture. La striction, quand la réduction de section du barreau essayé se fait uniformément sur toute sa longueur, est mesurée par le même chiffre que l'allongement; mais généralement, et surtout dans les métaux doux et très malléables, la réduction de section s'opère surtout sur une longueur limitée au voisinage de la section de rupture, et le chiffre qui mesure la striction est plus élevé que celui de l'allongement. Il est d'autant plus élevé que la striction se produit sur une longueur de barrette plus courte. Ce chiffre paraît représenter d'une façon à peu près exacte le degré de malléabilité de l'acier, la facilité d'écoulement des molécules métalliques solides sous l'action de l'effort de traction.

La striction paraît en toutes circonstances un meilleur critérium de la qualité de l'acier que l'allongement dont en France il est surtout tenu compte.

Cette inégalité dans la qualité des métaux employés était constatée non seulement d'une usine à l'autre, mais aussi dans les produits d'une même usine; cependant chez certains fabricants, on constatait parfois une certaine uniformité indiquant qu'avec des soins on pouvait espérer réaliser cette régularité de qualité dans la pratique courante.

A la suite de longues recherches, le Verein a conclu qu'on pouvait admettre dans les produits métallurgiques destinés aux chemins de fer, quel que soit le mode de fabrication, au creuset, par les procédés Martin-Siemens ou Bessemer, deux qualités de métal, dont l'une supérieure, remarquable surtout par sa pureté, pouvait être divisée en trois catégories de dureté, précisées par les essais à la traction suivants :

Acier de qualité supérieure.

Variété dure.	Résistance minima à la rupture.	65 kilog.
	Striction minima à la section de rupture. .	25 p. 100
Variété moyenne.	Résistance minima.	55 kilog.
	Striction minima	35 p. 100
Variété douce.	Résistance minima	45 kilog.
	Striction minima	45 p. 100

$R + S = 90$ au minimum pour les trois variétés.

Dans chaque barreau d'essai, la cassure doit présenter un aspect uniforme sans criques longitudinales ou transversales.

Ces trois variétés d'acier pour les produits fins suffisent à tous les emplois; une classification plus complexe a paru avec raison tout à fait inutile.

Acier de deuxième qualité.

Deux variétés seulement ont été classées :

Dure.	Résistance à la rupture.	55 kilog.
	Striction	20 p. 100
Douce.	Résistance minima.	45 kilog.
	Striction	30 kilog.

$R + S = 75$.

Ces deux dernières variétés sont, relativement aux trois premières, des produits plus impurs, plus ou moins chargés de matières étrangères. Pour une même résistance à la traction, la striction est presque moitié moindre, et pour une même striction, la résistance est notablement réduite.

Cet acier de seconde qualité est naturellement réservé aux matières qui intéressent à un moindre degré la sécurité de la circulation.

Pour les produits en fer, laminés et tôles, on est arrivé à des conclusions du même ordre.

Fer laminé.

Première qualité.	Résistance minima.	38 kilog.
	Striction minima.	40 p. 100

Seconde qualité.	Résistance minima.	35 kilog.
	Striction minima.	25 p. 100

Cette seconde qualité est constituée par des fers moins épurés, moins corroyés ou provenant de fontes moins pures.

Tôles en fer.

Première qualité :		
Suivant le laminage.	Résistance.	36 kilog.
Id.	Striction.	25 p. 100
Perpendiculairement au laminage.	Résistance.	32 kilog.
Id.	Striction. .	15 p. 100
Seconde qualité :		
Suivant le laminage.	Résistance.	33 kilog.
Id.	Striction.	15 p. 100
Perpendiculairement au laminage.	Résistance.	30 kilog.
Id.	Striction. .	9 p. 100

En somme, deux qualités pour le fer et la tôle suffisent à tous les emplois où la sécurité est intéressée.

Nous sommes bien loin des nombreuses catégories de fer et tôles des classifications des réseaux français, dont la complication n'a souvent d'autre résultat que d'amener des fabrications défectueuses. Si on veut pour chaque produit un métal spécial, on arrive à des séries innombrables de variétés qu'on ne peut reproduire couramment qu'à grands renforts de rebuts onéreux pour tous sans profit pour personne.

Les résultats relativement simples obtenus en Allemagne ont été réalisés à la suite d'essais poursuivis en 1877 et 1878 sur 1.071 échantillons, dont :

130	en acier au creuset et Bessemer,		pour essieux.
170	Id.	id.	pour bandages.
142	Id.	id.	pour rails.
336	en fer en barres.		
151	en tôles pour chaudières,	suivant le laminage.	
142	Id.		perpendiculairement au laminage.

Les éprouvettes avaient 400 millimètres de long sur 25 millimètres de côté ; les coefficients d'élasticité ont été mesurés au réflecteur Bauschinger.

A la réunion du Verein de Salzbourg, en 1879, on a arrêté comme suit les conditions du métal fondu pour essieux, bandages et rails.

Essieux en acier fondu.

R minimum.	50
S id.	30

R + S = au moins 90.

Le métal à essieux est considéré comme satisfaisant avec

R = 50 kg. S = 40 R + S = 90

et

R = 60 kg. S = 30 R + S = 90

Il y a équivalence entre ces limites.

Bandages en acier pour locomotives.

R minimum = 60 kilog.
S id. = 25 p. 100

ou

R minimum = 50 kilog.
S id. = 35 p. 100

R + S = au moins 85.

Bandages en acier pour tenders, voitures et wagons.

R minimum = 45 kilog.
S id. = 35 p. 100

R + S = au moins 80.

Rails d'acier.

R minimum = 53 kilog.
S id. = 20 p. 100

R + S = au moins 73.

Les aciers pour essieux et bandages sont de première

qualité ; ceux pour rails sont de la deuxième qualité et peuvent être plus impurs.

Les rails sont moyennement doux ; le métal pour bandages est dur pour les locomotives, presque doux pour les tenders, wagons et voitures dont les roues subissent l'action des freins ; le métal pour essieux est relativement doux.

Deux qualités d'acier avec un très petit nombre de degrés de dureté, trois au plus, suffisent à tous les emplois. Cette simplification dans la classification des métaux a amené une régularité de fabrication remarquable qui n'est pas sans quelque influence sur le degré de sécurité tout à fait convenable, maintes fois constaté dans le matériel fixe et roulant des chemins allemands.

Il ne serait pas sans intérêt de tenter au moins quelques efforts en ce sens sur les réseaux français.

Pour les tôles à chaudières en fer, les conditions admises par le Verein sont :

R minimum 34 kilog. dans le sens du laminage.
Al à rupture 12 p. 100 sur éprouvette de 200 millim. id.
R minimum 30 kilog. dans le sens perpendiculaire au laminage.
Al à rupture 8 p. 100 id. id.

Ces conditions diverses de qualité des métaux employés dans les constructions de chemins de fer, adoptées par le Verein, ont été rendues obligatoires par l'État prussien sur son réseau qui est très étendu et ont été successivement adoptées par toutes les compagnies privées des régions de l'Allemagne et de l'Autriche faisant partie de l'association.

Tous les intéressés ont tiré profit de ces mesures : les chemins de fer ont eu un métal plus pur donnant plus de garanties de sécurité et de durée ; les fabricants ont réalisé des économies par la simplification des méthodes

mises en œuvre, n'ayant à réaliser qu'un petit nombre de types de métal pour les divers emplois.

Des études de même ordre pourraient être faites utilement en France, de façon à simplifier les conditions multiples exigées par les compagnies de chemins de fer dans les matériaux qu'elles emploient. Il en résulterait une certaine simplification dans les méthodes de fabrication, qui se traduirait par des diminutions dans les prix de revient avantageuses à tous les intérêts.

Il y aurait de même intérêt à simplifier les diverses formules employées en France pour préciser la qualité du métal à employer, et à adopter comme en Allemagne une certaine constante minimum de R + S, soit de la résistance ajoutée à la striction. Pour chaque variété d'acier employé en bandages, essieux, constructions métalliques, on a une valeur différente de R + S qui spécifie nettement la qualité du métal et est d'une reproduction facile par le fabricant.

Avec trois ou quatre variétés au plus, précisées par des constantes différentes de R + S, on arriverait à satisfaire à tous les emplois courants et on simplifierait notablement les conditions de production du métal. Il en résulterait une économie sérieuse, profitable à tous les intérêts en présence.

CLASSEMENT DES ACIERS ADOPTÉ PAR L'ARTILLERIE.

Les services de l'artillerie ont adopté en ces dernières années un classement des aciers devant servir à leurs besoins, basé sur des conditions rationnelles.

Les aciers ont été divisés en six classes :

1re classe, aciers.	. . . . .	extra-doux.
2e	—	doux.
3e	—	demi-doux.

4e classe,	aciers.	demi-durs.
5e	—	durs.
6e	—	extra-durs.

Ces classes correspondent d'une façon approximative, du moins pour le métal Martin-Siemens, aux teneurs en carbone suivantes :

1re classe,	carbone.	moins de 0,15 p. 100.
2e	—	0,15 à 0,25
3e	—	0,25 à 0,35
4e	—	0,35 à 0,50
5e	—	0,50 à 0,70
6e	—	plus de 0,70

Ces considérations chimiques n'interviennent qu'à titre de renseignement, sans être des conditions essentielles de la réception définitive.

Une série d'épreuves mécaniques servent de base pour préciser chaque nuance de métal.

Essais de traction. — Sur les aciers en barres et pièces en acier, les barreaux d'épreuves ont 100 millimètres entre les repères et 16 millimètres de diamètre ; ils sont détachés à froid à la machine-outil sans forgeage préalable ; toutefois pour les pièces dont la section est supérieure à 900 millimètres carrés, on étire le bout pour le ramener à cette section. Les barreaux d'épreuves sont soumis à un recuit au rouge cerise, suivi d'un refroidissement lent.

Une partie des barreaux est essayée après trempe à l'eau faite entre le rouge cerise et le jaune oxydant après recuit au rouge sombre.

Sur tôles d'acier et acier profilés, les barreaux ont l'épaisseur de la tôle ou du profilé, avec largeur de 30 millimètres et 200 millimètres de long ; les barrettes essayées avant trempe ne subissent pas de recuit.

Dans les essais à la traction, on mesure la résistance

à la rupture par millimètre carré de la section primitive et l'allongement p. 100. On mesure aussi, à titre de renseignement, la limite d'élasticité, ainsi que la striction.

Essais au choc. — Les barreaux d'épreuves ont une section de 30 millimètres de côté et 200 millimètres de long ; ils sont tirés d'un petit lingot spécial obtenu au moment de la coulée et forgé ; les essais se font sur barreaux non trempés, mais recuits, ou sur barreaux trempés et recuits.

Les barreaux sont soumis à une série de chocs d'un mouton de 18 kilogrammes tombant de $2^{m},25$ de haut. Ils sont posés sur deux points d'appui ou couteaux espacés de 160 millimètres. Le tout repose sur une enclume en fonte de 350 kilogrammes ; la saillie des couteaux au-dessus de l'enclume est de 50 millimètres.

Essais de pliage. — Pour les tôles et profilés, les barrettes d'essai ont l'épaisseur de la tôle ou du profilé d'où elles sont tirées, 40 millimètres de large et 260 à 300 millimètres de long suivant que l'épaisseur est inférieure ou supérieure à 20 millimètres.

Pour les aciers en barres et pièces d'acier de 30 millimètres et en dessous, les essais de pliage se font dans les mêmes conditions ; pour les épaisseurs supérieures, on les ramène par forgeage préalable à 30 millimètres.

Les barrettes destinées au pliage sont chauffées au rouge cerise un peu sombre et trempées dans l'eau chauffée à 28°. L'éprouvette devra prendre, sans présenter aucune trace de rupture, une courbure permanente dont le rayon mesuré intérieurement est fixé pour chaque variété de métal.

Le tableau ci-joint résume les conditions à remplir dans ces diverses épreuves pour les six qualités du classement adopté plus haut.

Tableau récapitulatif des épreuves à faire subir aux aciers.

CLASSE.	NUANCE des aciers	ESSAIS A LA TRACTION — Barrettes non trempées — Aciers en barres, Pièces en acier — R rupture	A p. 100 moyenne	A p. 100 minimum individuel	Tôles d'acier de 10 à 30 millim. d'épaisseur — R rupture	A p. 100 moyenne	A p. 100 minimum individuel	Aciers profilés de 3 à 10 millim. d'épaisseur — R rupture	A p. 100 moyenne	A p. 100 minimum individuel	Barrettes trempées — Aciers en barres, Pièces en acier, Tôles d'acier, Aciers profilés — Augmentation de résistance à la rupture — Maximum	Minimum	ESSAIS de pliage	ESSAIS aux chocs	EMPLOIS PRINCIPAUX
		kg.			kg.			kg.			kg.	kg.				
1re	Aciers extra-doux, Fer fondu, Fer homogène.	30 à 40	29	26	34 à 30	25	22	35 à 43	23	20	10	»	A bloc.	Les barreaux trempés doivent subir, sans rompre, 15 coups de mouton.	Pièces de forge, emboutis, rivets, éclisses, bandages de roues, métal soudable ; peut remplacer le fer au bois et le puddlé 1re qualité dans presque toutes leurs applications. La tôle en extra-doux peut être substituée avantageusement à la tôle au bois.
2e	Aciers doux.	40 à 48	25	22	40 à 48	23	19	42 à 50	21	17	15	»	A bloc au-dessous de 5 millim. avec un rayon égal à l'épaisseur pour 5 millim. et plus.	Id.	Pièces de forge, bandages de roues, profilés et tôles pour les constructions de l'artillerie ; flasques, entretoises, etc.
3e	Aciers demi-doux.	46 à 54	22	20	46 à 54	20	17	48 à 58	18	15	25	»	»	Id.	Essieux de l'artillerie, vis de pointage, tiges de pistons, pièces de forge exigeant une grande résistance, petits rails, traverses.
4e	Aciers demi-durs.	55 à 65	18	15	55 à 65	16	13	58 à 68	15	12	»	35	»	Id.	Acier nuance canon, pièces exigeant une grande résistance et une grande dureté, glissières, tiges de piston, arbres de transmission, ressorts doux.
5e	Aciers durs.	65 à 75	12	8	»	»	»	»	»	»	»	»	»	Les barreaux non trempés doivent supporter, sans rompre, 15 coups de mouton.	Pièces exigeant une très grande dureté, glissières, ressorts, marteaux.
6e	Aciers extra-durs.	Plus de 75													

Les essais de pliage et au choc excluent les métaux impurs, plus ou moins fragiles, les essais de traction classent les métaux d'après un ordre de dureté simple et rationnel suivant leur emploi.

Des classifications de cette nature pourraient sans inconvénient être admises, plus ou moins modifiées suivant les circonstances, dans les administrations de chemins de fer et les autres services publics.

CONCLUSIONS.

Les matériaux employés dans les chemins de fer par les services du matériel fixe et du matériel roulant, les rails avec leurs assemblages, éclisses, boulons, tirefonds et coussinets, les bandages, essieux, ressorts et fers marchands, laminés spéciaux, tôles utilisées aux constructions métalliques, sont à chacun des réseaux l'objet de nombreuses épreuves ayant pour objet d'assurer à chaque produit la qualité nécessaire à son emploi.

Ces épreuves sont de deux ordres bien différents, les unes, comme celles faites sur les principaux éléments du matériel fixe, rails, éclisses, etc., sous forme d'essais à la flexion et au choc, font travailler le métal dans des conditions rappelant sensiblement celles où il fonctionne dans la réalité. Ces épreuves sont de beaucoup les meilleures et sont de nature à donner des résultats satisfaisants à tous égards ; elles gagneraient parfois à être simplifiées pour éviter des essais inutiles n'ayant pas d'autre résultat que des pertes de temps et d'argent; elles auraient besoin d'être uniformisées, au moins dans une certaine mesure, pour assurer à tous les réseaux une qualité convenable à chaque emploi; l'expérience acquise de longues années permet maintenant d'avoir en chaque cas des opinions précises.

D'autres épreuves, comme celles en cours sur les éléments du matériel roulant, essieux, bandages, ressorts, etc., tôles et fers marchands, ne peuvent être faites dans les conditions mêmes de l'emploi ; parmi ces épreuves, celles au choc ont pour objet d'éliminer les métaux insuffisamment purifiés, fabriqués à des températures mal définies, et manquant d'homogénéité. Tout métal qui présente un de ces défauts résiste mal aux épreuves au choc ; au contraire tout métal pur, fondu à haute température, quelque dureté qu'on exige de lui, résiste victorieusement au choc. Là est la supériorité de certains produits anglais ou allemands pour lesquels on se préoccupe avant tout de la pureté du métal.

Cette condition de pureté est essentielle pour assurer la solidité du produit et sa longue durée ; à cette pureté, il faut joindre une certaine homogénéité qui ne s'acquiert que par la haute température de fusion du métal, circonstance parfois trop négligée chez les industriels qui s'attachent trop au bas prix de la fabrication.

Les métaux impurs étant ainsi éliminés par les essais au choc, les épreuves de traction qui précisent les résistances à la rupture, les résistances élastiques, les allongements et strictions, peuvent pour chaque emploi préciser le degré de dureté qui convient.

Pour les constructions métalliques, ponts ou autres, il faut avant tout un métal doux, pouvant se poinçonner, se matter à froid sans s'écrouir et ne trempant pas.

Pour les essieux, une douceur extrême n'est point nécessaire ; il faut surtout un métal homogène donnant un bon frottement au roulement, très sain et homogène, et en même temps toute sécurité au point de vue des ruptures, toutes circonstances qui se rencontrent dans un acier sain, moyennement doux.

Pour les bandages, l'usure est à considérer dans le frottement continu sur les rails ; de là, la nécessité d'une dureté plus grande à concilier avec une résistance au choc très élevée.

Pour les ressorts, la dureté maximum est indispensable. Dans les rails, une dureté élevée peut être utile en tant qu'on n'arrive pas à la crainte de la fragilité ; un acier dur et pur paraît convenir.

Ces épreuves, très variées à chaque compagnie, souvent multipliées outre mesure ,sont loin d'assurer une certaine uniformité au métal pour la même destination. A

l'étranger, notamment en Allemagne, les réunions périodiques du Verein des chemins allemands ont abouti à un classement raisonné des métaux employés par les matériels fixe et roulant, très simple, avec très petit nombre de variétés bien adaptées à l'emploi auquel elles sont destinées.

De là, une plus grande facilité pour les fabricants à satisfaire aux desiderata spécifiés par leur clientèle, une réduction dans le prix de revient et d'emploi, utile à tous les intérêts en présence, une plus grande régularité dans la production des métaux, et par suite une plus grande sécurité dans la circulation sur voies ferrées.

Il ne serait pas sans intérêt de tâcher, dans la mesure du possible, d'arriver sur les réseaux français, sinon à une aussi grande uniformité des produits, au moins à de moindres divergences.

Les prix de construction et d'entretien de la voie en seraient diminués, les dépenses à la charge de l'État, qui garantit les résultats financiers de l'exploitation des réseaux ferrés, en seraient allégées, et la sécurité du trafic serait augmentée.

BULLETIN.

STATISTIQUE DE L'INDUSTRIE MINÉRALE DU ROYAUME-UNI DE GRANDE-BRETAGNE ET D'IRLANDE POUR LES ANNÉES 1875 A 1890 (*).

ANNÉES	HOUILLE		SCHISTES BITUMINEUX		MINERAIS DE FER	
	Quantité	Valeur	Quantité	Valeur	Quantité	Valeur
	tonnes.	francs.	tonnes.	francs.	tonnes.	francs.
1875	135.439.389	1.166.431.750	449.413	5.000.000	16.074.197	149.385.250
1876	136.271.169	1.173.595.200	620.558	7.996.325	17.111.049	170.642.625
1877	136.326.847	1.174.074.700	712.928	8.771.250	16.959 887	168.666.700
1878	131.733.856	1.160.355.550	801.323	9.858.800	15.977.992	140.237.675
1879	135.859.919	1.170.053.425	796.898	9.804.350	14.609 814	124.060.875
1880	149.320.919	1.561.519.950	851.210	10.472.550	18.314.467	164.645.150
1881	156.651.219	1.638.208.175	973.587	11.978.175	17.725.202	155.026.700
1882	159.003.977	1.102.960.225	1.047.410	7.767.125	18.320.468	144.482.125
1883	166.357.124	1.151.353.575	1.186.630	7.491.900	17.661.175	128.059.525
1884	163.329.903	1.086.154.575	1.543.173	9.669.500	16.396.093	111.581.875
1885	161.901.041	1.028.485.200	1.798.740	11.182.550	15.664.670	99.242.975
1886	160.038.778	953.648.250	1.756.159	10.899.075	14.335 773	87.837.875
1887	164.713.729	977.320.750	1.433.960	8.877.125	13 307.610	80.883.875
1888	172.654.183	1.074.281.900	2.109.693	12.976.850	14.824.164	87.532.925
1889	179.747.392	1.404.385.650	2.047.098	12.592.875	14.768.842	96.206.700
1890	184.520.117	1.873.849.925	2.247.646	15.209.225	14.001.259	98.161.125

ANNÉES	PYRITE DE FER		MINERAIS DE PLOMB		MINERAIS DE ZINC	
	Quantité	Valeur	Quantité	Valeur	Quantité	Valeur
	tonnes.	francs.	tonnes.	francs.	tonnes.	francs.
1875	48.804	878.400	78.990	30.053.700	24.362	1.927.750
1876	49.591	1.096.750	80.362	30.451.950	23.091	2.253.550
1877	44.651	705.650	82.144	28.098.800	24.796	2.153.775
1878	30.346	477.475	78.588	20.035.700	25 845	2.014.125
1879	20.600	295.900	67.947	17.218.500	22.555	2.038.275
1880	32.215	575.100	73.401	20.409.200	27.989	2.463.650
1881	44.315	750.825	65.737	16.418.125	36.095	2.751.075
1882	25.809	361.475	66.041	14.815.250	33.060	2.339.275
1883	28.115	436.675	57.391	11.872.775	30.204	2.322.375
1884	29.570	453.475	55.357	10.038.875	25.972	1.850.725
1885	30.338	462.925	52.123	10.190.000	25.063	1.675.000
1886	28.274	414.375	54.275	11.782.375	23.526	1.593.975
1887	22.432	317.050	52.388	10.728.425	25.852	1.904.550
1888	23.883	282.550	52.079	10.959.575	26.831	2.424.600
1809	18.003	202.775	49.240	10.741.175	23.573	2.423.125
1890	16.274	191.650	46.381	10.154.100	22.394	2.747.250

(*) Voir pour le même objet les statistiques publiées dans les tomes IV, VI, VII et XIII de la 7e série, IV et VI de la 8e série. Dans ces divers volumes, les chiffres ont été, en général, donnés en tonnes anglaises sans transformation. Ici, la conversion a été faite en comptant les tonnes anglaises à 1.016 kilogrammes; les livres sterlings ont été comptées à 25 francs.

ANNÉES	MINERAIS DE CUIVRE		CUIVRE DE CÉMENT		QUARTZ AURIFÈRE		MINERAIS D'ÉTAIN	
	Quantité	Valeur	Quantité	Valeur	Quantité	Valeur	Quantité	Valeur
	tonnes.	francs.	tonnes.	francs.	tonnes.	francs.	tonnes.	francs.
1875	72 672	8.335.350	214	»	33	2.500	14.219	18.390.150
1876	80.520	7.929.650	782	»	»	»	13.907	15.023.075
1877	74.311	6.556.775	638	»	»	»	14.368	14.319.075
1878	56.992	5.035.850	541	»	»	»	15.286	13.268.425
1879	51.849	4.434.575	368	»	0,2	450	14.900	14.665.200
1880	52.952	4.766.700	335	»	0,1	625	13.958	16.828.550
1881	53.397	4.751.425	396	»	0,05	450	13.404	17.436.100
1882	53.655	5.168.450	434	91.450	»	»	14.270	20.146.175
1883	47.029	3.647.600	539	92.525	0,4	2.500	14.700	18.379.725
1884	42.396	2.735.675	428	79.650	»	»	15.359	16.731.350
1885	36.821	1 994 075	140	28.725	»	»	14.606	16.559.750
1886	18.496	964.175	419	70.775	»	»	14.460	19.507.550
1887	9.224	524.550	284	76.875	0,9	5.225	14.416	21.970.775
1888	15.374	1.524.500	425	163.475	3.906	682.500	14.600	22.366 625
1889	9.173	664.600	285	77.825	6.325	268.650	14.030	18.230.325
1890	12.330	695.025	351	116.750	584	10.850	15.150	19.562.300

ANNÉES	WOLFRAM		MINERAIS de cobalt et de nickel		MINERAIS de manganèse		OCRES et sanguines	
	Quantité	Valeur	Quantité	Valeur	Quantité	Valeur	Quantité	Valeur
	tonnes.	francs.	tonnes.	francs.	tonnes.	francs.	tonnes.	francs.
1875	47	9.550	»	»	3.256	397.650	5.401	179.625
1876	23	4.300	0,3	»	2.842	244.575	3.866	111.950
1877	15	3.750	27	6.050	3.088	198.850	5.155	112 200
1878	10	2.500	101	15.425	1.611	78.025	4.486	100.950
1879	13	3.000	119	20.825	829	37.875	4.038	85.925
1880	1	225	50	7.425	2.884	140.025	6.224	287.800
1881	55	13.600	65	7.750	2.930	161.025	8.093	307.150
1882	59	18.675	39	6.025	1.573	97.675	9.015	409.025
1883	143	36.075	50	4.325	1.308	74.400	17.441	648.975
1884	65	27.600	67	5.925	924	35.750	9.338	474.400
1885	380	119.975	111	10.550	1.715	60.275	13.541	586.475
1886	142	55 900	102	13.150	12.967	272.325	12.590	554.625
1887	55	31.725	156	22.500	13.997	277.750	8.426	394.725
1888	61	40.625	154	18.650	4.411	48.350	7.694	334.675
1889	0,5	200	157	24.200	8.994	161.950	10.662	388.300
1890	106	46.200	85	6.500	12.643	168.325	19.373	436.875

ANNÉES	ARSENIC (non compris l'acide arsénieux provenant du grillage des pyrites arsenicales).		PYRITES ARSENICALES		SPATH-FLUOR	
	Quantité	Valeur	Quantité	Valeur	Quantité	Valeur
	tonnes.	francs.	tonnes.	francs.	tonnes.	francs.
1875	5.142	779.350	13.155	»	365	4.700
1876	4.296	702.300	13.156	»	342	5,750
1877	4.886	760.525	5.426	»	224	923
1878	5.071	672.500	3 696	»	398	3.325
1879	5.580	854.300	2.638	»	1.285	10 550
1880	5.830	1.087.450	5.271	»	465	8.750
1881	6.254	1.126.750	14.550	»	378	6.350
1882	7.589	1.228.700	12.765	290.350	147	6.725
1883	7.742	1.337.825	1.321	27.300	91	6.325
1884	8.031	1.446.025	1.790	28.575	590	18 250
1885	8.259	1.421.425	1.942	39.325	430	12.275
1886	5.107	820.050	4.997	193.725	283	10 300
1887	4.692	811.200	4.434	80.125	287	9.625
1888	4.698	879.925	5.410	106.000	142	3.825
1889	4.834	956.500	7.811	182.925	302	10.275
1890	7.392	1.518.175	5.196	110.350	272	9 800

ANNÉES	GYPSE		BARYTINE		SULFATE DE STRONTIANE	
	Quantité	Valeur	Quantité	Valeur	Quantité	Valeur
	tonnes.	francs.	tonnes.	francs.	tonnes.	francs.
1875	66.109	»	15.798	352.225	»	»
1876	62.729	464.275	23.939	611.975	»	»
1877	75.091	554 300	21.393	723.700	»	»
1878	76.107	561.800	22.795	917.150	»	»
1879	63.442	468.325	19 660	526 200	»	»
1880	76.659	628.750	18.773	334.600	»	»
1881	80.771	583.225	21.635	597.350	»	»
1882	103.502	1.453.625	23.681	696.750	»	»
1883	101.144	1.080.375	21.738	664 125	»	»
1884	111.681	1.136.025	20.383	733.400	11.605	571.100
1885	113 871	1.193.825	26.571	757.400	9 957	122.500
1886	120.750	1.111.550	25.544	645.450	13.820	143.750
1887	122.716	1.207.325	25.210	665.475	15.412	189.600
1888	132.163	1.474.950	25.594	653.675	7.477	88.300
1889	134.475	1.345,475	25.247	705.950	6.072	74.700
1890	142.538	1.449.775	25.759	742.100	10.440	128.450

ANNÉES	BAUXITE		SCHISTES ALUMINEUX		ARGILES FINES (kaolin, terre à potier, terre à foulon, etc.)	
	Quantité	Valeur	Quantité	Valeur	Quantité	Valeur
	tonnes.	francs.	tonnes.	francs.	tonnes.	francs.
1875	»	»	»	»	3.056.579	18.843.025
1876	»	»	4.590	»	4.034.661	18.605,600
1877	2.807	»	20.051	»	3.008 533	14.305.775
1878	3.481	»	6.841	»	2.754.870	16.946.775
1879	3.716	»	4.163	»	2.924.545	17.978.575
1880	3 526	»	6 802	»	3.111.545	40.891.250
1881	7.856	»	7.784	»	2.439.844	30.005.250
1882	8.523	146.925	8.577	26.375	2.901.976	19.289.225
1883	13.694	252.200	8.421	25.900	2.899.007	18.668.925
1884	8.697	107.000	1.991	6.125	2.738.841	16.684.900
1885	9.174	91.400	2 368	7.300	2.571.697	15.023.350
1886	8.394	61.950	3.040	9.350	2.428.687	14.580.250
1887	4.236	26.000	2.627	8.075	2.452 312	14.760.300
1888	9.821	120.825	2.016	6.200	2 603.797	16.435.475
1889	9.296	137.250	4.255	13.075	3.084.833	20.704.350
1890	11.711	144.075	6.523	20.050	3.361.145	22.479.150

ANNÉES	ARDOISES, ETC.		PHOSPHATES DE CHAUX		SEL (en roche, ou provenant de l'évaporation des eaux salées.)	
	Quantité	Valeur	Quantité	Valeur	Quantité	Valeur
	tonnes.	francs.	tonnes.	francs.	tonnes.	francs.
1875	155.735	»	254.124	15.700.000	2.353.710	28.958.050
1876	159.397	»	262.280	15.625.000	2.309.628	28.415.700
1877	174 884	»	70.110	5.000.000	2.778.760	37.606 250
1878	171.746	»	54.864	3.750.000	2.725.857	33.536.625
1879	145.148	»	34.514	1.813.750	2.599.302	31.979 600
1880	135.134	»	30.988	1.773.750	2.687.320	33.062.500
1881	164 938	»	32.004	2.165.700	2.334.992	28.727.750
1882	512.856	32.313.750	50.313	2 440 000	2.169.667	15.382.900
1883	506 031	31.158.300	50.373	2.543 225	2.362.932	16.744.000
1884	493 435	29.350.500	52.696	2.599.400	2.370.027	16.958.575
1885	476.457	29 394.300	30.480	1.250 000	2.243.006	19.515.375
1886	463.507	27.679.225	20.320	787.500	2.176.496	18.554.450
1887	471.763	27.970.450	10.052	395.750	2.229 054	18.308.000
1888	479.337	26 438.375	22.860	1.082.800	2.342.458	17.520.725
1889	465.771	26.203 575	20.320	956.250	1.977.640	22.2.9.100
1890	441.302	25.680.875	18.288	737.500	2.181.199	27.500.350

(*Extrait du* Tabular Return showing the annual output of the principal minerals produced in the United Kingdom of Great Britain and Irland, together with the Isle of Man, from the year 1860 to the year 1890.)

PRODUCTION DES COMBUSTIBLES MINÉRAUX EN SILÉSIE EN 1891.

Districts des gouvernements de...		HOUILLE Breslau	HOUILLE Liegnitz	HOUILLE Oppeln	HOUILLE Totaux	LIGNITE (1) Totaux
		Tonnes	Tonnes	Tonnes	Tonnes	Tonnes
Production pendant le	1er trim. 1891	807.769	34.562	4.289.367	5.131.698	123.171
	2e id.	760.649	35.892	4.303.911	5.100.452	111.093
	3e id.	808.018	38.287	4.518.290	5.364.595	107.113
	4e id.	859.306	41.266	4.614.225	5.514.797	124.966
Production pendant les années	1891 (2)	3.235.742	150.007	17.725.793	21.111.542	466.346
	1890	3.079.471	125.263	16.870 886	20.075.620	448.489
	1889	3.138.552	109.013	15.753.310	19.000.875	486.523
Consommation des mines et pertes dans le traitement, non compris les dons aux ouvriers, en.	1891	337.311	29.112	1.182.095	1.548.518	92.635
	1890	307.300	28.524	1.111.787	1.447.611	83.230
	1889	279.814	25.512	1.127.059	1.432.385	89.271
Vente pendant les années	1891	2.860.484	117.496	16.245.305	19.223.285	3.068* 364.392
	1890	2.689.295	93.697	15.524.833	18.307.825	3.512* 355.717
	1889	2.811.474	84.481	14.505.545	17.401.500	3.260* 394.274
		Marks	Marks	Marks	Marks	Marks
Valeur de la houille vendue pendant les années.	1891	23.731.798	801.464	91.293.339	115.826.601	38.862* 1.306.837
	1890	21.478.928	621.594	77.932.860	100.033.382	41.197* 1.242.853
	1889	17.903.083	455.661	56.921.534	75.280.272	38.085* 1.299.553
Prix de vente moyen de la tonne de houille pendant le	1er trim. 1891	8,46	7,47	5,59	6,05	3,53
	2e id.	8,30	6,76	5,47	5,88	3,51
	3e id.	8,17	6,52	5,64	6,01	3,66
	4e id.	8,26	6,64	5,76	6,15	3,65
Prix de vente moyen de la tonne de houille pendant les années	1891	8,30	6,82	5,62	6,03	3,59
	1890	7,99	6,63	5,02	5,46	3,49
	1889	6,15	5,38	3,92	4,33	3,29
		Ouvriers	Ouvriers	Ouvriers	Ouvriers	Ouvriers
Moyenne des ouvriers employés dans les mines pendant les années	1891	16.321	923	54.752	71.996	1.401
	1890	15.681	698	49.453	65.832	1.271
	1889	14.367	553	44 244	59.163	1.216

(1) La plus grande partie du lignite est extraite des mines du district de Liegnitz (425.492 tonnes en 1891); le reste des districts de Posen, de Breslau, de Bromberg et d'Oppeln.
Les chiffres marqués par un astérisque se rapportent aux briquettes de lignite.
(2) Pour la houille, 84 p. 100 de la production totale de 21.111.542 tonnes, ont été fournis par la Haute-Silésie, et 16 p. 100 par la Basse-Silésie.

(*Extrait d'un* Rapport adressé à M. le Ministre des affaires étrangères par M. E. DELSART, *vice-consul de France à Breslau.*)

BIBLIOGRAPHIE.

PREMIER SEMESTRE DE 1892 (*).

OUVRAGES FRANÇAIS.

1° *Mathématiques et Mécanique pures.*

AMIGUES (E.). — La Théorie des ensembles et les nombres incommensurables. In-4°, 10 p. Paris, G. Masson (Extr. des *Annales de la Faculté des sciences de Marseille*). (6150)

CHAMOUSSET (F.). — Nouvelle théorie élémentaire de la rotation des corps : gyroscope, toupie, etc. In-8°, 22 p. et pl. Paris, Chaix. (4801)

HADAMARD (J.). — Essai sur l'étude des fonctions données par leur développement de Taylor (thèse). In-4°, 91 p. avec fig. Paris, Gauthier-Villars et fils. (6001)

MOUCHOT (A.). — Les nouvelles bases de la géométrie supérieure (géométrie de position). In-8°, VII-180 p. avec fig. Paris, Gauthier-Villars et fils. 5 fr. (2665)

PADÉ (H.). — Sur la représentation approchée d'une fonction par des fractions rationnelles (thèse). In-4°, 99 p. Paris, Gauthier-Villars et fils. (6077)

PICART (L.). — Sur la désagrégation des essaims météoriques (thèse). In-4°, 77 p. avec fig. Paris, Gauthier-Villars et fils. (6092)

POINCARÉ (H.). — Leçons sur la théorie de l'élasticité. Rédigées par MM. *E. Borel* et *J. Drach*, élèves de l'École normale supérieure. In-8°, 213 pages. Paris, G. Carré. (5150)

(*) Les numéros qui figurent à la suite de chaque ouvrage sont ceux sous lesquels ces ouvrages sont respectivement inscrits dans la Bibliographie française et dans les Bibliographies étrangères.

ROBERT (G.). — Méthode d'intégration directe. In-8°, 35 p. Paris, Gauthiers-Villars et fils. (929)

SALMON (G.). — Traité de géométrie analytique à trois dimensions; Ouvrage traduit de l'anglais sur la 4e édition par *O. Chemin*, ingénieur en chef des ponts et chaussées. Troisième partie : Surfaces dérivées des quadriques; Surfaces du 3e et du 4e degré ; Théorie générale des surfaces. In-8°, VIII-220 p. avec fig. Paris, Gauthier-Villars et fils. 4f,50. (6122)

TOLOSAS CARRERAS. — Traité analytique du problème d'échecs, complété par un exposé de tous les genres de problèmes, quelques réflexions critiques sur les concours et un recueil de problèmes d'auteurs espagnols. In-8°, VIII-147 p. avec fig. Paris, Numa Preti. 12 fr. (1552)

2° *Physique et Chimie.*

BARTHE (L.). — De la présence du baryum et du calcium dans les sels de strontium du commerce et dans le bromure de strontium en particulier. In-8°, 11 p. Bordeaux, imp. Gounouilhou. (4502)

Conférences faites au laboratoire de M. Friedel (1889-1890). 3e fascicule : conférences de MM. *Ph.-A. Guye*, *R. Lespieau*, *F. Couturier*, *V. Auger*, *C. Bigot*, *L. Tissier*, *Démètre Vladesco*. In-8°, 196 p. Paris, G. Carré. (5024)

DENIGÈS (G.). — Exposé élémentaire des principes fondamentaux de la théorie atomique. In-8°, 37 p. avec fig. Bordeaux, Feret et fils. Paris, G. Masson. 1 fr. (481)

DITTE (A.). — Leçons sur les métaux professés à la Faculté des sciences de Paris. 2e fascicule. In-4°, 671 p. Paris, Ve Dunod. 15 fr. (1674)

DUHEM (P.). — Leçons sur l'électricité et le magnétisme. T. III : les courants linéaires. In-8°, VI-528 p. avec fig. Paris. Gauthier-Villars et fils. 15 fr. (2590)

FLEURIAIS (G.). — Note sur un micromètre à réflexion. In-8°, 14 p. Paris, Imp. nationale. (2603)

GAUDIN (E.). — Cours de physique à l'usage de la classe de mathématiques spéciales. Notions de mécanique; pesanteur; statique des gaz; instruments de mesure; photométrie; achromatisme. In-4°, 210 p. avec fig. Paris, imp. Falconer. (3744)

—— —— Dispersion, spectroscope, goniomètre de Babinet, mesure des indices de réfraction, association de lentilles, lentilles épaisses. In-4°, 144 p. avec fig. Paris, imp. Falconer. (5570)

GAUTIER (H.) et G. CHARPY. — Leçons de chimie à l'usage des élèves de mathématiques spéciales. In-8°, VII-469 p. avec fig. Paris, Gauthier-Villars et fils. 9 fr. (2609)

HALPHEN (G.). — La pratique des essais commerciaux et industriels. Matières minérales. In-18, XII-342 p. avec 28 fig. dans le texte. Paris, J.-B. Baillière et fils. (5306)

HIRBEC (V.). — La Rénovation scientifique. Démolition des conceptions dynamiques immatérielles. Revendication par le feu ou calorique de son titre d'agent matériel et unique des forces physiques de la nature; Apparition de l'électricité; Ses révélations. In-8°, 366 p. et pl. Paris, 30, rue Lemercier. (840)

ISSALY. — Optique géométrique. Mémoire sur une surface d'ondes réfléchies corrélative de celle de Fresnel et sur la double série de surfaces d'ondes moyennes dont elle est la limite. In-8°, 43 p. Bordeaux, imp. Gounouilhou. (Extr. des *Mém. de la Soc. des sciences physiques et naturelles de Bordeaux.*) (2155)

JAGNAUX (R.). — Histoire de la chimie. 2 vol. gr. in-8°. T. Ier, première partie, Histoire des grandes lois chimiques; deuxième partie, Histoire des métalloïdes et de leurs principaux composés. IV-736 p. avec fig. T. II, première partie, Histoire des métaux et de leurs principaux composés; deuxième partie, Histoire de la chimie organique. 825 p. avec fig. Paris, Baudry et Ce. (1266)

JOANNIS. — Sur une nouvelle méthode générale d'analyse chimique. In-8°, 6 p. Bordeaux, imp. Gounouilhou. (Extr. des *Proc.-verb. de la Soc. des sciences physiques et naturelles de Bordeaux.*) (3195)

LAVOISIER. — Œuvres de Lavoisier, publiées par les soins du ministre de l'instruction publique. T. V : Mémoires de géologie et de minéralogie; Notes et Mémoires divers de chimie; Mémoires scientifiques et administratifs sur la production des salpêtres et sur la régie des poudres. In-4°, III-754 p. et 12 pl. Paris, Imp. nationale. (2012)

—— Expériences sur la respiration des animaux; Mémoire sur la chaleur; Altération qu'éprouve l'air respiré; Premier mémoire sur la respiration des animaux; Premier mémoire sur la transpiration des animaux. In-18, 107 p. Paris, G. Masson. 1 fr. (4646)

LERAY (A.). — Complément de l'essai sur la synthèse des forces physiques; Chaleur et pesanteur; Théories cinétiques; Cohésion et Affinité. In-8°, 166 p. avec fig. Paris, Gauthier-Villars et fils. 4f,50. (2649)

Lodge (O.). — Les Théories modernes de l'électricité. Essai d'une théorie nouvelle ; par *O. Lodge*, F. R. S., professeur de physique à l' « University College » de Liverpool. Traduit de l'anglais et annoté par *E. Meylan*, ingénieur civil, ancien secrétaire de la rédaction de la *Lumière électrique*. In-3°, XIII-217 p. avec fig. Paris, Gauthier-Villars et fils. 5 fr. (6298)

Miculescu (C.). — Sur la détermination de l'équivalent mécanique de la calorie (thèse). In-4°, 43 p. avec fig. Paris, Gauthier-Villars et fils. (2661)

Poincaré (H.). — Cours de physique mathématique. Thermodynamique. Leçons professées pendant le premier semestre 1888-1889. Rédigées par *J. Blondin*, agrégé de l'Université. Gr. in-8°, XX-432 p. avec fig. Paris, G. Carré. (1519)

Tumlirz (O.). — Théorie électromagnétique de la lumière; par le docteur O. Tumlirz, professeur à l'Université allemande de Prague. Ouvrage traduit de l'allemand par *G. van der Mensbrugghe*, professeur à l'Université de Gand. In-8°, XVI-157 p. Paris, Hermann. (2458)

Violle (J.). — Cours de physique. T. II : Acoustique et optique. Deuxième partie : Optique géométrique, avec 276 fig. dans le texte. Grand in-8°, VIII p. et p. 309 à 664. Paris, G. Masson. (L'ouvrage complet formera 4 vol.) (2063)

3° *Minéralogie. — Géologie. — Paléontologie.*

Bachelard. — Poche d'eau salée rencontrée dans les marnes aptiennes du col de Moriez. In-8°, 4 p. Digne, imp. Chaspoul, Constans et Ve Barbaroux. (5202)

Bachelard (M.-J). — Recherches de paléontologie microscopique. In-8°, 10 p. et 2 pl. Digne, imp. Chaspoul, Constans et Ve Barbaroux. (5203)

Benoist (E.-A.). — Coquilles fossiles des terrains tertiaires moyens du sud-ouest de la France. Description des céphalopodes, ptéropodes et gastropodes opisthobranches (*Acteonidæ*). In-4°, 87 p. et 5 pl. Paris, P. Klincksieck. (984)

Carte géologique de la France, dressée sur la carte du Dépôt des fortifications par G. Vasseur et L. Carez (1885-1886). Échelle de 1/500.000. Feuille XI : Sud-Est. Paris, imp. Becquet. (7)

—— —— Feuille 4 : S.-E., S.-O. — Feuille 5 : S.-E., S.-O. — Feuille 7 : N.-O., S.-E. — Feuille 8 : N.-O., S.-O., S.-E. — Feuille 9 : N.-E., S.-E., S.-O. — Feuille 10 : S.-E. — Feuille 11 : N.-E., S.-O. — Feuille 12 : N.-E., S.-O. — Feuille 13 : N.-Est. Feuille 14 : N.-E., N.-O. — Feuille 15 : N.-E. Paris, imp. Becquet. (2)

Carte géologique détaillée de la France, à l'échelle de 1/80.000, publiée par le ministère des travaux publics. Feuilles 14, 24, 28, 29, 35, 43, 51, 68, 73, 74, 84, 89, 90, 97, 99, 105, 108, 110, 111, 120, 121, 124, 132, 133, 134, 135, 138, 139, 143, 146, 151, 152, 159, 160, 166, 167, 168, 175, 177, 183, 185, 197, 202, 203, 210, 214, 234, 235, 236, 247. Gravée par Wuhrer. Avec notice pour chaque planche. Paris, imp. Lemercier. (282)

—— —— Feuille 72 : Quimper. — Feuille 94 : Beaugency. Gravées par L. Wuhrer. Paris, imp. Erhard. (366)

Carte géologique détaillée de la France, à l'échelle de 1/80,000. Feuille n° 176 : Monistrol. Gravée par Erhard. Paris, imp. Erhard. (779)

Cotteau, Peron et Gauthier. — Échinides fossiles de l'Algérie. Description des espèces déjà recueillies dans ce pays et Considérations sur leur position stratigraphique. 10e fascicule : Étages miocène et pliocène. Gr. in-8°, 275 p. et 8 pl. Paris, G. Masson. 15 fr. (1023)

Dauzat. — La géologie dans les écoles normales, à l'usage des maîtres et des élèves des écoles normales, des écoles primaires supérieures et des établissements d'enseignement secondaire classique et moderne. In-16, 91 p. avec 50 fig. et carte en coul. Paris, Picard et Kaan. 1^f^,50. (4303)

Études des gîtes minéraux de la France, publiées sous les auspices de M. le ministre des travaux publics, par le service des topographies souterraines. Bassin houiller et permien de Brive. Fascicule 1 : Stratigraphie ; par M. *Georges Mouret*, ingénieur en chef des ponts et chaussées. In-4°, 463 p. avec fig. et 3 pl. dont une carte en coul. Paris, Imp. nationale. (Ministère des travaux publics.) (2804)

—— Bassin houiller et permien de Brive. Fascicule 2 : Flore fossile, par M. *R. Zeiller*, ingénieur en chef des mines. In-4°, 132 p. et 15 pl. Paris, Imp. nationale. (Ministère des travaux publics.) (3998)

Girod (P.) et P. Gautier. — Découverte d'un squelette humain contemporain des éruptions volcaniques quaternaires du volcan de Gravenoire (Puy-de-Dôme). In-4°, 3 p. Clermont-Ferrand, imp. Mont-Louis. (1056)

Gros (J.). — L'Homme fossile. In-16, 256 p. Paris, Flammarion. 0^f^,60. (4837)

HAMY (E.-T.). — Nouveaux matériaux pour servir à l'étude de la paléontologie humaine. In-8°, 48 p. avec fig. Paris, Leroux. (Extr. du *Congrès internat. d'anthropologie et d'archéologie préhistoriques.*) (5307)

HUET (A.-F.). — Étude géologique, historique et statistique sur Thomery ancien et moderne; Notice sur les environs. In-16, 285 p. Fontainebleau, Lacodre. (4619)

HUXLEY (T.). — L'évolution et l'origine des espèces. Avec une préface de l'auteur pour l'édition française. In-16, 344 p. avec 20 fig. dans le texte. Paris, J.-B. Baillière et fils. 3f,50. (2845)

JACQUEMIN (E.). — Études sur les terrains secondaires du département de l'Ain. In-8°, 479 p. Bourg, imp. du *Courrier de l'Ain.* (3191)

KILIAN (W.). — Neige et glaciers. Premier article : Notes prises au cours de géologie de la Faculté des sciences de Grenoble, par M. *Alamelle*, professeur à l'école Vaucanson. In-8°, 83 p. et 1 pl. Grenoble, imp. Allier père et fils. (Extr. de l'*Annuaire de la Soc. des touristes du Dauphiné.*) (3201)

LAROQUE (H.). — Géologie descriptive du bassin de la Voulzie, suivie de seize excursions botaniques autour de Provins. Petit in-16, 332 p. Provins, imp. Porcheret-Tournefier. 3 francs. (3208)

LECORNU (L.). — Sur le massif silurien de Falaise et ses prolongements. In-8°, 11 p. et planche. Caen, Delesques. (Extr. du *Bull. de la Soc. linn. de Normandie.*) (122)

LOË (A. de) et E. DE MUNCK. — Ateliers et Puits d'extraction de silex en Belgique, en France, en Portugal, en Amérique. Notice sur des fouilles pratiquées récemment sur l'emplacement du vaste atelier néolithique de Spiennes (Hainaut). In-8°, 34 p. et planches. Paris, Leroux (Extr. du *Congrès internat. d'anthropol. et archéol. préhistoriques.*) (6034)

MAURY (L.-F.-A.). — La Terre et l'Homme, ou Aperçu historique de géologie, de géographie et d'ethnologie générales pour servir d'introduction à l'Histoire universelle. 5e *édition.* In-16, VIII-803 p. Paris, Hachette et Ce. 6 francs. (2901)

MERMIER (E.). — Note sur un nouveau gisement de pliocène marin à Bédarrides (Vaucluse). In-8°, 3 p. Lyon, imp. Rey. (3256)

PÉROT (F.). — L'Atelier de bracelets en schiste de Montcombroux (Allier). In-8°, 6 p. et planche. Moulins, imp. Auclaire. (Extr. de la *Revue scient. du Bourbonnais et du centre de la France.*) (6088)

4° Mécanique appliquée et Machines.

BERNARD (C.). — Nouvelle méthode pratique pour fileter et charioter par vis sur tours parallèles. Tableau donnant les rapports nécessaires et indiquant le nombre de dents des roues à employer, quel que soit le pas de vis mère (métrique ou en mesures étrangères). In-8°, 16 p. et tableau. Paris, Bernard et Ce. (2744)

BOULVIN (J.). — Cours de mécanique appliquée aux machines, professé à l'École spéciale du génie civil de Gand. 1er fascicule : Théorie générale des mécanismes. In-8°, 239 p. avec 146 fig. Paris, Bernard et Ce. (2288)

BUCHETTI (J.). — Les moteurs hydrauliques actuels. Traité théorique et pratique. I : Calculs et conditions d'établissement. In-4°, XI-177 p. avec fig. Paris, l'auteur, 92, boulevard Saint-Germain. 20 fr. (2294)

—— —— II : Construction. In-4°, 114 p. avec fig. Paris, l'auteur, 92, boulevard Saint-Germain (Ce volume avec l'album : 50 fr. L'ouvrage complet en 2 vol. : 60 fr.) (5734)

CHAUVEAU (G.). — Note sur le moteur à gaz à détente complète, variable par le régulateur système L. Charon. In-8°, 7 p. Paris, Baudry et Ce. (Extr. du *Portefeuille économique des machines.*) (1918)

CLAVENAD (C.). — Notice sur les générateurs de vapeur et gazéificateurs Adolphe Seigle. In-8°, 30 p. avec fig. Paris, Bernard et Ce. (1921)

CORNUT (E.). — Note sur les épaisseurs des tôles. In-8°, 48 p. avec fig. Marseille, imp. Barlatier et Barthelet. (Quatorzième Congrès des ingénieurs en chef des associations des propriétaires d'appareils à vapeur.) (3081)

DROIT (A.). — Note sur le générateur inexplosible à tubes d'eau, système Prosper Hanrey. In-8°, 7 p. et planches. Nancy, imp. Berger-Levrault et Ce. (Extr. du *Bull. de la Soc. industrielle de l'Est.*) (3116)

DUQUESNAY. — Résistance des matériaux. In-16, 187 p. avec fig. Paris, Gauthier-Villars et fils ; G. Masson. 2f,50. (5767)

DWELSHAUVERS-DERY (V.). — Étude expérimentale calorimétrique de la machine à vapeur. In-16, 213 p. avec fig. Paris, Gauthier-Villars et fils ; G. Masson. 2f,50. (5770)

Exposition universelle internationale de 1889, à Paris. Rapports du jury international, publiés sous la direction de M. Alfred Picard, inspecteur général des ponts et chaussées, rapporteur

général. Groupe 6 : Outillages et procédés des industries mécaniques. (Quatrième partie). Classes 53 à 59. In-8°, 609 p. Paris, Imp. nationale. (Ministère du commerce, de l'industrie et des colonies.) (1427)

FONTVIOLANT (B. de). — Sur les déformations élastiques maximums des arcs métalliques. In-8°, 8 p. avec fig. Paris, imp. Chaix. (5780)

GIRARD (A.), BÉTHOUART, LUCAS, BOIRE, EGROT, BARRIER, A. ROUART, JOULIE, LOMBART. — Exposition universelle internationale de 1889, à Paris. Rapports du jury international, publiés sous la direction de M. Alfred Picard, inspecteur général des ponts et chaussées, rapporteur général. Groupe 6 : Outillage et procédé des industries mécaniques (deuxième partie). Classes 50 et 51. Rapports par MM. *Aimé Girard*, *Béthouart*, *Lucas*, *Boire*, *Egrot*, *Barrier*, *A. Rouart*, *Joulie*, *Lombart*. In-8°, 573 p. Paris, Imp. nationale. (Ministère du commerce, de l'industrie et des colonies.) (1693)

GOUILLY (A.). — Transmission de la force motrice par air comprimé ou raréfié. Petit in-8°, 170 p. avec fig. Paris, Gauthier-Villars et fils; G. Masson. (4836)

HERMEL (A.). — Un nouveau calorifuge. In-8°, 8 p. Paris, Chaix. (5793)

HIRSCH (J.). — Quatrième congrès international de navigation intérieure, tenu à Manchester en 1890. Traction et Propulsion sur les canaux. In-8°, 37 p. Paris, Imprim. nationale (Ministère des travaux publics). (6260)

MADAMET (A.). — Tiroirs et Distributeurs de vapeur. Appareils de mise en marche et de changements de marche. In-16, 149 p. avec fig. Paris, Gauthier-Villars et fils; G. Masson. 2f,50. (6036)

MOLLINS (J. de). — Contribution à l'étude du fonctionnement des chaudières à vapeur : épuration de l'eau d'alimentation, incrustations, entraînement de l'eau par la vapeur. In-8°, 14 p. Paris, Lemoigne. (Extr. du *Bull. de la Soc. industrielle du nord de la France.*) (4878)

PÉRISSÉ. — Exposition universelle internationale de 1889, à Paris. Rapports du jury international, publiés sous la direction de M. Alfred Picard, inspecteur général des ponts et chaussées, rapporteur général. Classe 59 : Machines, instruments et procédés usités dans divers travaux. Rapport de M. *Périssé*, ingénieur civil. In-8°, 67 p. Paris, Imp. nationale. (Ministère du commerce, de l'industrie et des colonies.) (2397)

RICHARD (G.). — Les nouveaux moteurs à gaz et à pétrole. 3 fascicules in-8° et atlas in-4° de 30 pl. 1er fascicule, XIII-336 p. avec fig.; 2e fascicule, VII p. et p. 337 à 601 avec fig.; 3e fascicule, VIII p. et p. 602 à 1000 avec fig. Paris, Ve Dunod. (4912)

WITZ (A.). — Traité théorique et pratique des moteurs à gaz. 3e *édition*, revue et considérablement augmentée. In-8°, 436 p. avec fig. Paris, Bernard et Ce. 15 francs. (2479)

3° *Applications industrielles de la physique et de la chimie. — Métallurgie.*

CADIAT (E.). — Manuel pratique de l'électricien. Guide pour le montage et l'entretien des installations électriques. In-8°, II-487 p. avec fig. Paris, Baudry et Ce. (454)

CAMPREDON (L.). — Les moulages d'acier : fabrication, composition, emplois. In-16, 155 p. Paris, Rousset et Ce. 3 francs. (3680)

CHEYSSON (E.). — La machine électrique à recensement, communication faite à la Société de statistique de Paris, dans sa séance du 20 janvier 1892. In-8°, 12 p. Paris, Guillaumin et Ce. (Extr. du *Journal de la Soc. de statistique de Paris*). (5241)

DEHÉRAIN (P.-P.). — Traité de chimie agricole (Développements des végétaux, terre arable, amendements et engrais). In-8°, XI-905 p. avec fig. Paris, G. Masson. (5260)

DÉPIERRE (J.). — Traité de la teinture et de l'impression des matières colorantes artificielles. Deuxième partie : l'Alizarine artificielle et ses dérivés; généralités, historique, modes de préparation, propriétés, production, consommation, prix, mordants, huiles solubles, matériel, applications. In-8°, II-611 p. (contenant 181 échantillons, tant imprimés que teints, sur coton, jute, etc., 19 pl. hors texte et 108 fig.). Paris, Baudry et Ce. (2787)

Encyclopédie chimique, publiée sous la direction de M. Fremy, de l'Institut, T. 5 : Application de chimie inorganique. 2e section : Industries chimiques. Deuxième partie : Métallurgie; l'Or. 2e section : Traitement des minerais auro-argentifères; par MM. *E. Cumenge* et *Edmond Fuchs*, ingénieurs en chef des mines, avec la collaboration de MM. *F. Robellaz*, *Ch. Laforgue*, *Ed. Saladin*, ingénieurs civils des mines. In-8°, 343 p. avec fig. et planches. Paris, Ve Dunod. 17f,50. (1423)

FONTAINE (H.). — Électrolyse. Renseignements pratiques sur le nickelage, la dorure, l'argenture, le cuivrage, la galvanoplastie,

le traitement des métaux, le blanchiment, etc., au moyen de l'électricité. 2e *édition*. In-8°, VIII-439 p. avec 48 grav. dans le texte. Paris, Baudry et Ce. (5981)

FOURTIER (H.). — Dictionnaire pratique de chimie photographique, contenant une étude méthodique des divers corps usités en photographie, précédé de notions usuelles de chimie et suivi d'une description détaillée des manipulations photographiques. In-8°, 354 p. avec fig. et frontispice. Paris, Gauthier-Villars et fils. 8 fr. (2606)

GRAY (J.). — Les Machines électriques à influence. Exposé complet de leur histoire et de leur théorie, suivi d'instructions pratiques sur la manière de les construire. Traduit de l'anglais et annoté par *G. Pellissier*, rédacteur à la *Lumière électrique*. In-8°, IX-231 p. avec fig. et planche. Paris, Gauthier-Villars et fils. 5 fr. (1446)

HERMANT (E.). — Cours de physique industrielle à l'Institut industriel du Nord. Texte. (2e année d'études. 1890-1891.) In-4°, 497 p. avec fig. Lille, imp. Danel. (103)

HOSPITALIER (E.). — Formulaire de l'électricien. (10e année. 1892.) In-18, VII-389 p. avec fig. Paris, G. Masson. (2842)

LUCAS (F.). — Traité pratique d'électricité à l'usage des ingénieurs et des constructeurs. Théorie mécanique du magnétisme et de l'électricité : Mesures électriques : Piles, accumulateurs et machines électrostatiques : Machines dynamo-électriques génératrices. Transport, distribution et transformation de l'énergie électrique ; Utilisation de l'énergie électrique. Grand in-8°, VIII-595 p. avec 278 fig. dans le texte. Paris, Baudry et Ce. (1107)

LUNGE (G.). — Vade-mecum du fabricant de produits chimiques; par le docteur *G. Lunge*, professeur de chimie industrielle à l'École polytechnique fédérale de Zurich. Traduit de l'allemand sur la 2e édition par *V. Hassreidter*, chimiste industriel, et *E. Prost*, docteur ès sciences naturelles. In-18 jésus, XVIII-315 p. Paris, Baudry et Ce. (6301)

PALAZ (A.). — Traité de photométrie industrielle spécialement appliquée à l'éclairage électrique. In-8°, VII-281 p. avec fig. Paris, G. Carré. (4106)

PEGOT (J.). — La Télégraphie Duplex théorique et pratique. In-16, 134 p. avec fig. et planche. Paris, Bernard et Ce. (2396)

PICOU (R.-V.). — Les Moteurs électriques à champ magnétique tournant. (Supplément au Traité des machines dynamo-électriques du même auteur.) In-8°, 33 p. avec fig. Paris, Baudry et Ce. (2922)

— La Distribution de l'électricité. Installations isolées. Petit in-8°, 168 p. Paris, Gauthier-Villars et fils ; G. Masson. (4898)

POTIER. — Exposition universelle internationale de 1889, à Paris. Rapports du jury international, publiés sous la direction de M. Alfred Picard, inspecteur général des ponts et chaussées, rapporteur général. Classe 62 : Électricité. Rapport de M. *Potier*, ingénieur en chef au corps des mines. In-8°, 197 p. Paris, Imp. nationale. (Ministère du commerce, de l'industrie et des colonies.) (4715)

SER (L.), L. CARETTE et E. HERSCHER. — Traité de physique industrielle; Production et Utilisation de la chaleur, par *L. Ser*, ingénieur, professeur à l'École centrale des arts et manufactures. Avec la collaboration de MM. *L. Carette* et *E. Herscher*, ingénieurs des arts et manufactures. T. 2. Deuxième partie : Chauffage et Ventilation des lieux habités. 202 figures dans le texte et 12 modèles d'installation. Grand in-8°, XI p. et p. 477 à 980. Paris, G. Masson. 12 fr. (Chaque partie est vendue séparément. L'ouvrage complet, en 2 vol., pris ensemble, 45 fr.) (1177)

6° *Exploitation des mines. — Gîtes minéraux.*

FERNAND-HUE. — Aux pays du pétrole. Histoire, Origine, Exploitation dans tous les pays du monde. Grand in-8°, 159 p. avec plusieurs gravures et une carte. Paris, Lecène, Oudin et Ce. (3732)

LOCARD (A.). — Minéraux utiles et Pierres précieuses : leurs applications aux arts et à l'industrie. In-8°, VIII-224 p. et grav. Tours, Cattier. (3228)

CHAPER (M.). — Les Mines de diamant de l'Afrique centrale, conférence faite à l'Association française pour l'avancement des sciences, le 30 janvier 1892. In-8°, 24 p. Paris, 111, boulevard Saint-Germain. (Extr. de la *Revue scientifique*.) (3953)

Carte hydrominérale de la France, par *E. Jacquot*. Échelle de 1/1.745.000. Gravée par Erhard. Paris, imp. Erhard. (722)

EGASSE (E.) et GUYENOT. — Eaux minérales naturelles autorisées de France et de l'Algérie, leur analyse, leurs applications thérapeutiques. Avec une préface par M. *Dujardin-Beaumetz*, membre de l'Académie de médecine. In-8°, XII-564 p. Paris, Société d'éditions scientifiques. 7f,50. (1247)

MARTELET. — Exposition universelle internationale de 1889, à

Paris. Rapports du jury international, publiés sous la direction de M. Alfred Picard, inspecteur général des ponts et chaussées, rapporteur général. Classe 41 : Produits des mines et métaux. Rapport de M. *Martelet*, ingénieur en chef au corps des mines. In-8°, 336 p. Paris, Imp. nationale. (Ministère du commerce, de l'industrie et des colonies.) (3815)

7° *Construction. — Chemins de fer.*

Bazaine (P.-D.). — Les Premières Voies ferrées en Alsace. Chemin de fer de Strasbourg à Bâle, inauguré les 19 et 20 septembre 1841. Notes et Documents historiques présentés par M. *P.-D. Bazaine*, ingénieur en chef des ponts et chaussées en retraite. In-8°, 156 pages avec plan et profil en long. Paris, imp. Barré. (431)

Beaudeloux (J.). — La Sécurité dans l'exploitation des chemins de fer. Avertisseur-Enregistreur. In-8°, 8 p. et planche. Paris, imp. Hennuyer. (Extr. de la *Revue pratique des travaux publics*.) (2742)

Bourdon (J.). — Tables pour le tracé des courbes de raccordement par angles successifs. In-16, 32 p. avec fig. Issoudun, imp. Motte. 1f,25. (441)

Chevalier et Brun. — Carnet du constructeur. Recueil de moments d'inertie relatifs à 3.263 poutres composées à âmes simple et double d'une hauteur variant de 0m,200 à 1 mètre; In-18 jésus, 319 p. Paris, Baudry et Ce. (6206)

Clérault. — Exposition universelle internationale de 1889, à Paris. Rapports du jury international, publiés sous la direction de M. Alfred Picard, inspecteur général des ponts et chaussées, rapporteur général. Classe 61 : Matériel des chemins de fer. Rapport de M. *Clérault*, ingénieur en chef au corps des mines. In-8°, 380 p. Paris, Imp. nationale. (Ministère du commerce, de l'industrie et des colonies.) (5531)

Collignon (E.). — Exposition universelle internationale de 1889, à Paris. Rapports du jury international, publiés sous la direction de M. Alfred Picard, inspecteur général des ponts et chaussées, rapporteur général. Classe 63 : Matériel et Procédés du génie civil, des travaux publics et de l'architecture. Rapport de M. *Ed. Collignon*, inspecteur général des ponts et chaussées. In-8°, 139 p. Paris, Imp. nationale (Ministère du commerce, de l'industrie et des colonies). (6210)

Debauve (A.). — Dictionnaire administratif des travaux publics.

Nouvelle édition. 3 vol. In-8° à 2 col. T. Ier : A-Conflits, 856 p.; T. II : Congés-L, p. 857 à 1598; T. III : M-Z, p. 1599 à 2533. Paris, Ve Dunod. (5956)

Decauville (P.). — Réponse à la conférence de M. H. Coste, ingénieur de la Compagnie des chemins de fer départementaux (à voie de 1 mètre), à la Société des ingénieurs civils, le 7 août 1891, sur les chemins de fer à voie étroite (voie de 1 mètre et de 60 cent.). In-8°, 30 p. Paris, 13, boulevard Malesherbes. (1404)

Demoulin (M.). — Note sur la construction des locomotives en Angleterre. In-8°, 21 p. avec fig. et 2 pl. Paris, Baudry et Ce. (Extr. du *Portefeuille économique des machines.*) (777)

Desroziers (E.) et H. Bonneau. — Étude sur la traction électrique des trains de chemin de fer. In-8°, 19 p. avec fig. Lille, imp. Lefebvre-Ducrocq. (5263)

Étude expérimentale sur les éléments des chaux hydrauliques siliceuses. In-4°, 31 p. Lyon, imp. Mougin-Rusand. (496)

Féral (G.). — Notice sur les projets de construction de lignes de chemins de fer d'Albi à Montauban, de Castelnaudary à Laguépie, de Gaillac, Graulhet, Lavaur à Castanet-le-Haut. In-8°, 16 p. Puycelci (Tarn), l'auteur. 30 cent. (3138)

Feret (R.). — Note sur les mortiers et bétons de ciment. In-8°, 28 p. avec fig. Nancy, Paris, Berger-Levrault et Ce. (Extr. de la *Revue du génie militaire.*) (809)

Flamant. — Quatrième congrès international de navigation intérieure, tenu à Manchester en 1890. Le Pont du Forth. In-8°, 27 p. Paris, Imp. nationale. (Ministère des travaux publics). (6244)

Francq (L.). — Chemin de fer métropolitain. Recueil des articles publiés dans le journal *le Métropolitain*, à propos de la traction du Métropolitain parisien. In-4°, 97 p. Paris, Bernard et Ce. (2817)

Gripois (J.). — Sur la construction d'un chemin de fer transsaharien et sur les installations destinées à le protéger. In-8°, 10 p. avec fig. Nancy, Paris, Berger-Levrault et Ce. (Extr. de la *Revue du génie militaire.*) (4019)

Guide des candidats à l'emploi de commissaire de surveillance administrative des chemins de fer, conforme aux derniers règlements officiels. 2e *édition.* In-32, 22 p. Paris et Limoges, Charles Lavauzelle. 0f,50. (6254)

Hennebert (A.) et G. Arrami. — Notes sur la construction des chemins de fer de Thessalie (voie de 1 mètre). 2e *édition.* Pre-

mière partie. Grand in-4°, 163 p. et atlas de 119 pl. Paris, imp. Aost et Gentil. (1263)

HOLTZ. — Quatrième congrès international de navigation intérieure, tenu à Manchester en 1890. Concurrence des voies navigables et des chemins de fer. In-8°, 26 p. Paris, Imp. nationale. (Ministère des travaux publics). (6262)

KOHLER (F.-J.). — Manuel pratique du conducteur de travaux. Études et Construction de chemins de fer et de routes. 2e *édition*. Appendice par *Dubuisson*, ingénieur, ancien élève de l'École centrale. In-16, 428 p. avec fig. et pl. Paris, Bernard et Ce. (2357)

MARTIN (F.) et L. CLAIARD. — Monographie d'un chemin de fer routier à voie d'un mètre, à adhérence et à crémaillère, avec déclivités maxima de 92 millimètres et rayons minima de 30 mètres (chemin de fer de Saint-Gall à Gais). In-8°, 60 p. Baudry et Ce. (Extr. des *Nouvelles Annales de la construction et du Portefeuille économique des machines.*) (1122)

MAYER (G.). — Les Chemins de fer : historique, construction, exploitation. In-32, 186 p. avec gravures. Paris, F. Alcan, 60 cent. (3535)

PRÉAUDEAU (de). — Quatrième congrès international de navigation intérieure, tenu à Manchester en 1890. Défense des rives des voies navigables contre l'effet des vagues produites par la navigation à vapeur. In-8°, 15 p. Paris, Imp. nationale. (Ministère des travaux publics.) (6100)

SCHLOESING (H.) et B. DÉGREMONT. — Moyen d'arrêter automatiquement un train en marche sur une voie encombrée. In-8°, 7 p. et 2 pl. Marseille, imp. Barlatier et Barthelet. (4739)

SCHOELLER (A.). — Les Chemins de fer et les Tramways : construction, exploitation, traction. In-18 jésus, 362 p. avec 90 fig. Paris, J.-B. Baillière et fils. 3f,50. (5417)

Statistique des chemins de fer français au 31 décembre 1890. Documents principaux. In-4°, 420 p. et 2 cartes en coul. Paris, Imp. nationale. (Ministère des travaux publics.) 5 fr. (6379)

VERNY (E.). — Graissage des machines et du matériel roulant des chemins de fer. In-8°, XII-190 p. av. 37 fig. dans le texte. Paris, Carré. (1330)

VÉTILLART. — Quatrième congrès international de navigation intérieure, tenu à Manchester en 1890. Dragages. In-8°, 30 p. Paris, Imp. nationale. (Ministère des travaux publics.) (6402)

VIGREUX (L.). — Application de l'eau sous pression. Projet de manutention hydraulique dans une gare de chemin de fer. In-8°, 148 p. et atlas in-4° de 3 p. et 30 pl. Paris, Bernard et Ce. 20 francs. (2469)

8° *Législation. — Économie politique et sociale.*

AVÉROUS (C.). — Les Projets de lois sur les tarifs de chemins de fer à la Chambre des députés. In-8°, 23 p. Paris, bureaux du *Journal des transports*. (5900)

BELLOM (M.). — Des organes institués à l'étranger en vue de faciliter la conciliation et l'arbitrage entre patrons et ouvriers, communication faite à la séance du 25 mai 1891 du congrès des sociétés savantes à la Sorbonne en 1891 (section des sciences économiques et sociales). In-8°, 20 p. Paris, Leroux. (Extr. du *Bull. du comité des travaux historiques et scientifiques.*) (5494)

—— La Statistique de l'invalidité et de la morbidité en Allemagne, en Autriche et en Suisse, communication faite à la séance du 26 mai 1891 du congrès des sociétés savantes à la Sorbonne en 1891 (section des sciences économiques et sociales). In-8°, 20 p. Paris, Leroux. (Extr. du même recueil.) (5195)

CHEYSSON (E.). — Le Congrès des accidents de Berne. Conférence faite à la Société de protection des enfants et apprentis, le 12 novembre 1891. In-8°, 27 p. Paris, Baudry et Ce. (Extr. du *Bull. de la Soc. de protection des apprentis et des enfants employés dans les manufactures.*) (1239)

GIGOT (A.). — Les Caisses syndicales d'assurance mutuelle contre les accidents. Suivi d'une discussion à laquelle ont pris part MM. *Léturgeon*, *Cheysson*, le docteur *Poitou-Duplessy*, *Jules Michel*, *A. Giron*, etc. In-8°, 16 p. Paris, 174, boulevard Saint-Germain. (Extr. de la *Réforme sociale.*) (2128)

Grève (la) générale des minerais dans le Nord et le Pas-de-Calais (1891). In-8°, 31 p. Paris, imp. Gardanne. (3748)

LOZÉ (E.). — La Grève de 1891 dans les bassins houillers du Nord et du Pas-de-Calais. In-8°, 108 p. et gravures. Arras, imp. Rohard-Courtin. (3233)

MALO (L.). — La Grève et les chemins de fer. In-8°, 32 p. Lyon, imp. du *Salut public*. (4869)

9° *Objets divers.*

DURAND-CLAYE (A.). — Hydraulique agricole et Génie rural. Leçons professées à l'École des ponts et chaussées, par *Alf. Du-*

rand-Claye, ingénieur en chef des ponts et chaussées, et rédigées par *Félix Launay*, ingénieur des ponts et chaussées. T. 2. In-8°, 705 p. avec fig. Paris, Doin. (2594)

GOULIER (C.-M.). — Études théoriques et pratiques sur les levers topométriques et en particulier sur la tachéométrie. In-8°, XXII-542 p. avec fig. Paris, Gauthier-Villars et fils. 8 fr. (5577)

PETITJEAN (G.), A. HABETS et A. GILLON. — Exposition universelle internationale de 1889, à Paris. Rapports du jury international, publiés sous la direction de M. Alfred Picard, inspecteur général des ponts et chaussées, rapporteur général. Classe 48 : Matériel de l'exploitation des mines et de la métallurgie. Rapports de MM. *G. Pelitjean*, *A. Habets* et *A. Gillon*. In-8°, 369 p. Paris, Imp. nationale. (Ministère du commerce, de l'industrie et des colonies.) (1776)

PICARD (A.). — Exposition universelle internationale de 1889, à Paris. Rapport général par M. Alfred Picard, inspecteur général des ponts et chaussées. T. VI : les Industries extractives; les Produits bruts et ouvrés; l'Outillage et les Procédés des industries mécaniques (groupes 5 et 6 de l'Exposition universelle de 1889.) Grand in-8°, 632 p. Paris, Imp. nationale. (Ministère du commerce, de l'industrie et des colonies.) (5852)

Règlement sur la participation des administrations de chemins de fer au recrutement, à l'instruction technique et à la constitution des effectifs de guerre du 5e régiment du génie, dit régiment de sapeurs de chemins de fer. In-8°, 28 p. Paris et Limoges, Charles Lavauzelle. 50 cent. (Extr. du *Bulletin officiel, Ministère de la guerre.*) (611)

Statistique de l'industrie minérale et des appareils à vapeur en France et en Algérie pour l'année 1889, avec un appendice concernant la statistique minérale internationale et une notice sur le nombre, les salaires et la durée du travail des ouvriers des mines en 1890. In-4°, XIX-254 p. avec diagrammes et carte coloriée. Paris, Ve Dunod; Baudry et Ce. 10 fr. (Ministère des travaux publics.) (2703)

VIGUÉ (D.). — De l'origine de Decazeville et de la Compagnie des houillères et fonderies de l'Aveyron jusqu'à nos jours. In-16, 16 p. Decazeville, imp. Chirac. (3408)

OUVRAGES ANGLAIS.

1° *Mathématiques et Mécanique pures.*

EDWARDS (J.). — An Elementary Treatise on the Differential Calculus. 2nd ed., Revised and Enlarged. In-8°, 528 p. Macmillan. 17f,50.

LOVE (A.-E.-H.) — A Treatise on the Mathematical Theory of Elasticity. Vol. I. In-8°, 366 p. Cambridge Warehouse. 15 fr.

NEWMAN (F.-W.). — The Higher Trigonometry. Superrationals of Second Order. In-8°, Macmillan. 8f,15.

SPENCER (W.-G.). — Inventional Geometry. New ed. With a Preface by Herbert Spencer. In-8°, 48 p. Williams and Norgate. 1f,25.

WORTHINGTON (A.-M.). — Dynamics of Rotation : An Elementary Instruction to Rigid Dynamics. In-8°, 162 p. Longmans. 4f,40.

2° *Physique et Chimie.*

BARRETT (W.-F.). — A. Fragment of the Electrical Discoveries of Faraday : A Lecture. In-8°, J. Heywood. 0f,15.

BERNTHSEN (A.). — Text-Book of Organic Chemistry. In-8°, Blackie. 7f,50.

BLAKESLEY (T.-H.). — Papers on Alternating Currents of Electricity. For the Use of Students and Engineers. 3rd ed. In-8°, 140 p. Whittaker. 6f,25.

BRIGGS (W.). — A Synopsis of Non-Metallic Chemistry. In-8°, 88 p. Clive. 1f,90.

EWING (J.-A.). — Magnetic Induction in Iron and other Metals. In-8°, 350 p. *Electrician Office.* 13f,15.

HEMPEL (W.). — Methods of Gas Analysis. Trans. from the Second German ed, by *L. M. Dennis.* In-8°, 384 p. Macmillan. 9f,40.

NIBLETT (J.-T.). — Secondary Batteries : Being a Description of the Modern Apparatuses for the Storage of Electrical Energy. Illust. In-8°, 268 p. Biggs and Ce. 4f,40.

LEWES (V.-B.). — Inorganic Chemistry. With a Short Account of its more Important Applications. 2nd ed. Illust. In-8°, 320 p. Whittingham. 4f,40.

MAXWELL (J.-C.). — A Treatise on Electricity and Magnetism. 3rd ed. 2 vol. In-8°, 1050 p. Clarendon Press. 40 fr.

ROSCOE (Sir H.-E.). and SCHORLEMMER (C.). — A Treatise on Chemistry. Vol. 3. The Chemistry of the Hydrocarbons and their Derivatives ; or, Organic Chemistry. Part. 6. In-8°, 586 p. Macmillan. 26f,25.

TAIT (P.-G.). — Heat. New ed. In-8°, 368 p. Macmillan. 7f,50.

3° *Minéralogie. — Géologie. — Paléontologie.*

BULL (R.). — The cause of an Ice Age. In-8°, 178 p. 3f,75.

DANA (J.-D. and E.-S.). — The System of Mineralogy, 1837-1868 : Descriptive Mineralogy. 6th ed. Entirely Rewritten and much Enlarged. In-8°, 1170 p. avec fig. Paul Trübner. 78f,75.

DAVIES (D.-C. and E.-H.). — A Treatise on Earthy and other Minerals and Mining. 3rd ed., thoroughly Revised and Enlarged. In-8°, 402 p. Crosby Lockwood and Son. 15f,65.

HATCH (F.-H.). — Mineralogy. In-8°, 120 p. Whittaker. 4f,40.

HUNT (T.-S.). — Systematic Mineralogy. In-8°. Gay and Bird. 31f,25.

LANDAUER (J.). — Blowpipe Analysis. Authorised English ed., by *James Taylor*. 2nd ed., Revised and Enlarged. In-8°, 176 p. Macmillan. 5f,65.

Memoirs of the Geological Survey. Explanatory Memoir to Accompany the Maps of South-West Donegal. Sheets 22, 23, 30 and 31 (in Part) of the Geological Survey of Ireland. By *E. Hull*, *J.-R. Kilroe* and *W.-F. Mitchell*. With Palæontological Notes by the late *W.-H. Baily*, and Petrographical Notes by *J.-S. Hyland*. 1f,90.

Palæontographical Society (Proceedings of). Vol. 1891. Jurassic Gasteropoda. Part 1, n° 5. Inferior Oolite Gasteropoda. By *W. H. Hudleston*. 4 Plates. Inferior Oolite Ammonites. Part 6. By *S. S. Buckman*. 12 Plates. Devonian Fauna of the South of England. Part 4. By Rev. *G. F. Whidborne*. Completing Vol. 1. With 7 Plates. And Vol. 2. Part 1. Bivalves. 5 Plates.

SHARPE (R.). — Catalogue of the Specimens Illustrating the Osteology of Vertebrated Animals, Recent and Extinct, Contained in the Museum of the Royal College of Surgeons of England. Part 3 : Class Aves. In-8°, 526 p. Taylor and F. 15 fr.

STREETER (E.-W.). — Precious Stones and Gems : Their History, Sources and Characteristics. Illustrated. 5th ed., Revised and Largely Rewritten. With Chapters on the Ruby Mines of Burma. In-8°, 340 p. Bell and Sons. 18f,75.

4° *Mécanique appliquée et Machines.*

COLYER (F.). — Treatise on the Working and Management of Steam Boilers, Shafting Gear and Machinery. 2nd ed., Revised and Partly Rewritten. In-8°, 120 p. Spons. 4f,40.

IMRAY (J.) and BIGGS (C.-H.-W.). — First Principles of Mechanical Engineering : Being an Attempt to Provide an Elementary Book, and to Treat the Subject without any but Simple Mathematics. Illust. In-8°, 370 p. Biggs and C°. 4f,40.

MUNRO (R.-D.). — Steam Boilers : Their Defects, Management and Construction. 2nd ed., Enlarged. In-8°, 168 p. Griffin. 5f,65.

THOMPSON (S.-P.). — Dynamo-Electric Machinery. 4th ed., Enlarged and Revised. In-8°, 860 p. Spons. 30 fr.

THURSTON. — Manual of the Steam Engine. Illust. 2 vols. In-8°. Gay and Bird. Chaque volume 47f,90.

5° *Applications industrielles de la physique et de la chimie. — Métallurgie.*

BOTTONE (S.-R.). — A Guide to Electric Lighting. For the Use of Householders and Amateurs. In-8°, 194 p. Whittaker and C°. 1f,25.

COLYER (F.). — Gas Works. In-8°. Spons. 15f,65.

HEDGES (K.). — Continental Electric Light Central Stations. With Notes on the Methods in Actual Practice for Distributing Electricity in Towns. Compiled in part from the Reports made for the Congress of the German Municipal Authorities on the Occasion of their Visit to the International Electrical Exhibition at Frankfort, August, 1891. In-8°, 216 p. Spons. 18f,75.

HERRING (W.-Ralph.). — The Construction of Gas Works Practically Described. With Specially Prepared Plates, Illusts., and numerous Useful Tables. In-8°, 458 p. Hazell, Walson and Viney. 6f,25.

HIORNS (A.-H.). — Pratical Metallurgy and Assaying. 2nd ed., completely Revised. In-8°, 482 p. Macmillan. 7f,50.

HUGHES (S.). — Gas Works : Their Construction and Arrangement, and the Manufacture and Distribution of Coal Gas. Rewritten and much Enlarged by *William Richards*. 8th ed., Revised, with Notices of Recent Improvements. In-12, 430 p. Crosby Lockwood and Son. 6f,90.

MUNRO (J.) and JAMIESON (A.). — A Pocket-Book of Electrical

Rules and Tables for the Use of Electricians and Engineers. 8th ed., Revised and Enlarged. Obl., Griffin. 10f,65.

NIBLETT (J.-T.). — Secondary Batteries : Being a Description of the Modern Apparatus for the Storage of Electrical Energy. In-8°, 267 p. Biggs and C°. 4f,40.

PETER'S Copper Smelting. 3rd ed. In-8°. Gay and Bird. 25 fr.

PHILLIPS (H.-J.). — Fuels : Solid, Liquid and Gaseous : Their Analyses and Valuation. 2nd ed., Revised and Enlarged. In-8°, 102 p. Lockwood and Son. 6f,25.

RUSSELL (S.-A.) Electric Light Cables, and the Distribution of Electricity. With 107 Illusts. In-8°, 314 p. Whittaker. 9f,40.

WAGNER (R. von), — Manual of Chemical Technology. Translated and Edited by *William Crookes*, from the 13th Enlarged German ed., as Re-modelled by Dr. *F. Fischer*. With 596 Illusts. In-8°, 992 p. Churchill. 40 fr.

6° *Exploitation des mines. — Gîtes minéraux.*

DAVIES (D.-C.). — A Treatise on Metalliferous Minerals and Mining. 5th ed., thoroughly Revised and much Enlarged by his Son, ***E. H.*** *Davies*. In-8°, 540 p. Crosby Lockwood and Son. 15f,65.

GUTTMANN (O.). — Blasting : A Handbook for the Use of Engineers and others Engaged in Mining, Tunnelling, Quarrying, etc. With numerous Illusts. In-8°, 190 p. Griffin. 13f,15.

LOCK (C.-G.-W.). — Miner's Pocket Book : A Reference Book for Miners, Mine Surreyors, Geologists, Mineralogists, Millmen, Assayers, Metallurgists and Metal Merchants all over the World. In-12, 462 p. Spons. 15f,65.

Parliamentary. — Mineral Statistics of the United Kingdom for 1891. 1f,80.

—— Mines, Coal. Explosion at the Malago Vale Colliery, Bristol, Aug. 31st, 1891. Report. 0f,75.

—— Mines. Inspectors Reports for 1891. Statistical Summary. Map. 0f,65.

—— Mines. Inspectors' Reports for 1891. N° 1. East Scotland District. 0f,75.

—— —— N° 2. West Scotland. 1f,05.

—— —— N° 3. Newcastle District. 0f,45.

—— —— N° 4. Durham District. 0f,55.

—— —— N° 5. Yorkshire and Lincolnshire. 0f,55.

—— —— N° 6. Manchester and Ireland. 1f,05.

Parliamentary. — Mines. Inspectors' Reports for 1891. N° 7. Liverpool District. 0f,85.

—— —— N° 8. Midland District. 0f,75.

—— —— N° 9. North Wales and Isle of Man. 0f,35.

—— —— N° 10. North Staffordshire. 1f,15.

—— —— N° 11. South Staffordshire District. 0f,35.

—— —— N° 12. South Western District. 0f,55.

—— —— N° 13. South Wales. 1f,35.

—— —— N° 14. Cornwall and Devon. 0f,35.

Nuggets (The) of the Gouph and the Prince Albert Gold Fields, with Mr. T. Bain's Reports and the Mining Regulations. With a Map and Transverse Section showing Strata. In-8°, 81 p. Low. 0f,65.

WALKER (S.-F.). — How to Light a Colliery by Electricity. Reprinted, by permission, from the Trans. of Brit. Soc. Min. Students. In-4°, 34 p. Whittaker and C°. 3f,15.

WALKER (W.). — Two Lectures on Practical Coal Mining : Dealing with the Gases Met with in Mines, their Nature and Properties, how Detected and how Removed. The Coal-Dust Theory, its History from 1803-92 ; its Production in Mines, Various Methods of Overcoming its Dangerous Properties. In-8°, 32 p. Nottingham, Young. Simpkin. 0f,45.

WYATT (F.). — Phosphates of America : Where and How they Occur, How they are Mined, and What they Cost. Manufacture of Sulphuric Acid, Acid Phosphate, Phosphoric Acid and Concentrated Superphosphates, and Select Methods of Chemical Analysis. Illust. In-8°. Low. 25 fr.

7° *Construction. — Chemins de fer.*

BAKER (W.-L.). — The Beam ; or, Technical Elements of Girder Construction. In-8°, 222 p. Chapman and Hall. 5 fr.

Parliamentary. — Railway Accident. Report by Major Marindin upon the Fatal Accident at Weyhill Station, and upon the Hours of Duty. With Correspondence. 0f,45.

—— Railway Servants' Hours of Labour. Report, Evidence and Appendix. 1f,40.

8° *Economie politique et sociale.*

NICHOLSON (J.-S.). — The Effects of Machinery on Wages. New and Revised ed. In-8°, 140 p. Swan Sonnenschein. 3f,15.

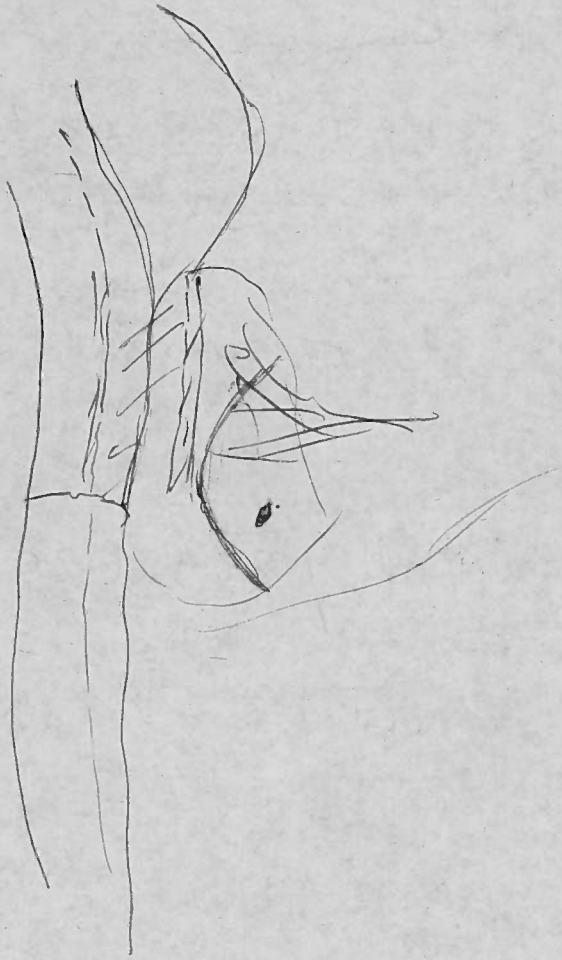
de Launay. 1892

Histoire de l'industrie minière en Sardaigne

Annales des Mines.

T 1, p. 511-538.

1/bn/259 et 95



OUVRAGES AMÉRICAINS.

Crosby (O.-T.) and Bell (L.). — The Electric Railway in Theory and Practice. In-8°, 400 p. New-York. W. J. Johnston and C°. 15f,65.

Handy list of books on Mines and Mining, Assaying, Metallurgy, Analytical Chemistry, Minerals and Mineralogy, Geology, Palæontology. An alphabatical reference Catalogue. Compiled by *H. E. Haferkorn*. Milwaukee, Wis. In-8°, 88 p.

Ihlseng (M. C.). — Manual of Mining : Based on the Course of Lectures on Mining Delivered at the State School of Mines, Colorado. In-8°, 450 p. New-York. J. Wiley and Sons. 25 fr.

Kirkman (M.-M.). — Railway Rates and Govern ment Control. In-12°. Chicago, Rand, McNally and C°. 15f,65.

Patten (S.-N.). — Theory of Dynamic Economics. Phil., University of Pennsylvania, 1892. In-8°, 158 p. 6f,25.

OUVRAGES ALLEMANDS.

1° *Mathématiques et Mécanique pures.*

Brodmann (C.). — Untersuchungen über den Reibungscoefficienten von Flüssigkeiten. Göttingen, Vandenhoeck und Ruprecht. In-8°, 87 p. 2f,25. (108)

Gegenbauer (L.). — Zur Theorie der regulären Kettenbrüche. (Extr. des *Denksch. d. k. Akad. d. Wissenschaften.*) Vienne, F. Tempsky. In-4°, 26 p. 1f,90. (118)

—— Zur Theorie der Näherungsbrüche. (Extr. des *Sitzungsber. d. k. Akad. d. Wissenschaften.*) Vienne, F. Tempsky. In-8°, 69 p. 1f,90. (895)

v. Haerdtl (E.). — Skizzen zu einem speciellen Fall des Problems der drei Körper. (Extr. des *Abhandl. d. k. bayr. Akad. d. Wissenschaften.*) Münich, G. Franz. In-4°, 56 p., 3 pl. 3f,15. (512)

Korn (A.). — Eine Theorie der Gravitation und der elektrischen Erscheinungen auf Grundlage der Hydrodynamik. I. Tl. Gravitation und Elektrostatik. Berlin, F. Dümmler. In-8°, viii-58 p. 1f,90. (903)

Simon (M.). — Zu den Grundlagen der nicht-euklidischen Geometrie. Strasbourg, Strassburger Druckerei und Verlagsanstalt. In-4°, iii-32 p., 1 pl. 2f,50. (137)

2° *Physique et Chimie.*

Erlenmeyer (E.). — Lehrbuch der organischen Chemie. II. Thl. Die aromatischen Verbindungen. Begonnen von *R. Meyer*, fortgesetzt von *H. Goldschmidt*, weiter fortgesetzt von *K. v. Buchka*. I. Bd. 7. Lfg. Leipzig, C. F. Winter. In-8°, p. 961-1120. 5 fr. (1742)

Gerland (E.). — Geschichte der Physik. Leipzig, J. J. Weber. In-8°, iii-356 p., 72 fig. 5 fr. (1329)

Haase (F.-H.). — Die atmosphärische Elektrizität. Betrachtungen über deren Entstehung und Wirkungsweise. Berlin, G. Siemens. In-8°, viii-46 p. 1f,50. (897)

Kayser (H.) und C. Runge. — Ueber die Spectren der Elemente. 5. Abschn. (Extr. des *Abhandl. d. k. preuss. Akad. d. Wissenschaften zu Berlin.*) Berlin, G. Reimer. In-4°, 39 p., 1 pl. 6f,25. (1747)

Kirchhoff (G.). — Vorlesungen über mathematische Physik. III. Bd. Vorlesungen über Electricität und Magnetismus. Herausgegeben von *Max Planck*. Leipzig, B. G. Teubner. In-8°, x-228 p. avec fig. 10 fr. (126)

König (A.). — Ueber den Helligkeitswert der Spektralfarben bei verschiedener absoluter Intensität. Nach gemeinsam mit *R. Ritter* ausgeführten Versuchen. (Extr. des *Beitrage zur Psychologie und Physiologie der Sinnesorgane.*) Hambourg, L. Voss. In-8°, 84 p., 4 pl. 5 fr. (902)

Muller (P.-A.). — Die Beobachtungen der Horizontal-Intensität des Erdmagnetismus im Observatorium zu Katharinenburg von 1841-89. (Extr. du *Repertorium für Meteorologie.*) Saint-Pétersbourg. [Leipzig, Voss' Sort.] In-4°, 120 p., 1 pl. 5f,65. (1339)

Neumann (C.). — Ueber einen eigenthümlichen Fall elektrodynamischer Induction. (Extr. des *Abhandl. d. k. sächs. Gesellsch. d. Wissenschaften.*) Leipzig, S. Hirzel. In-8°, 84 p., 1 fig. 3f,75. (525)

Wild (H.). — Ueber den Einfluss der Aufstellung auf die Angaben der Thermometer zur Bestimmung der Lufttemperatur. (Extr.

du *Repertorium für Meteorologie.*) Saint-Pétersbourg. [Leipzig, Voss' Sort.] In-4°, 71 p., 2 pl. 3f,65. (1351)

Wolpert (H.). — Eine einfache Luftprufungs-Methode auf Kohlensäure mit wissenschaftlicher Grundlage. Leipzig, Baumgärtner. In-8°, VII-123 p. avec fig., 16 tableaux et 9 pl. 5 fr. (922)

Thugutt (S.-J.). — Mineral-chemische Studien. Dorpat, E. J. Karow. In-8°, 129 p., 1 pl. 3f,50. (918)

3° *Minéralogie. — Géologie. — Paléontologie.*

Branco (W.). — Ein neuer Tertiär-Vulkan bei Stuttgart, zugleich ein Beweis, dass sich die Alb einst bis zur Landeshauptstadt hin ausdehnte. Tübingue, F. Fues. In-4°, VI-68 p., 1 pl. 3 fr. (891)

Engelhardt (H.-M.-A.-N.). — Ueber die Flora der über den Braunkohlen befindlichen Tertiärschichten von Dux. (Extr. des *Nova Acta d. k. Leopold.-Carol. Deutsch. Akad. d. Naturforscher.*) Halle-sur-Saale. [Leipzig, W. Engelmann.] In-4°, 91 p., 15 pl. 17f,50. (113)

v. Ettingshausen (C.) und F. Krasan. — Untersuchungen über Deformationen im Pflanzenreiche. (Extr. des *Denkschr. d. k. Akad. d. Wissenschaften.*) Vienne, F. Tempsky. In-4°, 24 p., 2 pl. 3 fr. (507)

Frech (F.). — Die devonischen Avicaliden Deutschlands. (Extr. des *Abhandl. zur geol. Specialkarte von Preussen.*) Berlin, S. Schropp. In-8°, VIII-261 p, 5 tabl., 23 fig. et Atlas de 18 pl. 25 fr. (116)

v. Gümbel (C.-W.). — Geognostische Beschreibung des Königreichs Bayern. IV. Abth. Sous le titre : Geognostische Beschreibung der Fränkischen Alb. Mit Beiträgen von *v. Ammon* und *Thürach.* Cassel, Th. Fischer. In-4°, IX-763 p., av. fig. et 1 carte en coul. Texte 125 fr.; av. 5 cartes géol. 275 fr. (122)

—— Geologie von Bayern. II. Bd. 1 Lfg. Cassel, Th. Fischer. In-8°, 192 p., av. fig. 7f,50. (511)

Hoernes (R.) und M. Auinger. — Die Gasteropoden der Meeres-Ablagerungen der 1. u. 2. miocänen Mediterran-Stufe in der Oesterreichisch-Ungarischen Monarchie. 8. Lfg. Vienne, A. Hölder. In-fol., p. 331-382, av. 8 pl. 25 fr. (124)

v. Höhnel (L.-R.), A. Rosiwal, E. Toula und E. Suess. — Beiträge zur geologischen Kenntniss des östlichen Afrika. (Extr. des *Denkschr. d. k. Akad. d. Wissenschaften.*) Vienne, F. Tempsky. In-4°, 140 p., av. 9 pl., 1 carte et 4 fig. 15 fr. (516)

Katzer (F.). — Geologie von Böhmen. III. Abth. Prague, I. Taussig. In-8°, XXII p. et p. 673-1606, av. fig. et 1 carte géol. en coul. 15 fr. (519)

v. Kokscharow (N.). — Materialien zur Mineralogie Russlands. XI. Bd. 1. Abtlg. Saint-Pétersbourg. [Leipzig, Voss' Sort.] In-8°, 96 p. 7f,50. (901)

Hamann (O.). — Entwicklungslehre und Darwinismus. Eine kritische Darstellung der modernen Entwicklungslehre und ihrer Erklärungsversuche mit besonderer Berücksichtigung der Stellung des Menschen in der Natur. Gemeinfasslich geschildert. Iéna, H. Costenoble. In-8°, XIX-304 p. 10 fr. (1330)

Meyer (A.-B.). — Neue Beiträge zur Kenntniss des Nephrit und Jadeit. (Extr. des *Abhandl. und Berichte des k. zool. und anthropol. ethnograph. Museums zu Dresden.*) Berlin, R. Friedländer und Sohn. In-4°, 42 p., 2 pl. 11f,25. (520)

Rüst. — Beiträge zur Kenntniss der fossillen Radiolarien aus Gesteinen der Trias und der palæozoischen Schichten. (Extr. des *Palæontographica.*) Stuttgart, E. Schweizerbart. In-4°, p. 107-192, av. 25 pl. 62f,50. (1347)

4° *Mécanique appliquée et Machines.*

Braun (F.). — Ueber elektrische Kraftübertragung, insbesondere über Drehstrom. Tübingue, H. Laupp. In-8°, III-38 p., 14 fig. 1f,25. (502)

Hertz (H.). — Untersuchungen über die Ausbreitung der elektrischen Kraft. Leipzig, J. A. Barth. In-8°, VII-296 p., 40 fig. 7f,50. (2025)

5° *Applications industrielles de la physique et de la chimie. — Métallurgie.*

Blessinger (H.) — Die elektrische Beleuchtung industrieller Anlagen einschliesslich aller Theile in Theorie und Praxis für Nicht-Elektrotechniker. Kiel, Lipsius und Tischer. In-8°, 140 p., av. fig. 3f,40. (1181)

Bohnenstengel (E.). — Die Elektricität auf den Dampfschiffen. Hambourg, A. Leckband. In-8°, III-76 p., 116 fig. 3f,75. (2012)

Dürre (E.-F.). — Die Anlage und der Betrieb der Eisenhütten. 34. (Doppel-) Lfg. Leipzig, Baumgärtner. In-4°, III. Bd. XXV p. et p. 721-850, av. environ 120 pl. et nombr. fig. dans le texte. 15 fr. (368)

Handbuch der chemischen Technologie. Herausgegeben von

P. A. Bolley und *K. Birnbaum*. Fortgesetzt von *C. Engler*. V. Bd. 2. Gruppe. 2. Lfg. Brunswick, F. Vieweg und Sohn. In-8°, p. 193-384, av. fig. 7f,50. (373)

Mukai (T.). — Studien über chemisch-analytische und mikroskopische Untersuchung des Manganstahls. Freiberg i/S., Craz und Gerlach. In-8°, 35 p., 5 pl. 2f,50. (1622)

Noelting (E.) und A. Lehne. — Anilinschwarz und seine Anwendung in Färberei und Zeugdruck. Berlin, J. Springer. In-8°, v-110 p., av. fig. et 4 pl. 10 fr. (784)

6° *Exploitation des mines.*

Balling (K.). — Ueber das zur Ventilation von Grubenbauen erforderliche Luftquantum im Allgemeinen und in Braunkohlengrubenbauen des nordwestböhmischen Braunkoklenbeckens im Besonderen. Teplitz, A. Becker. In-8°, 67 p. 2f,50. (1603)

7° *Législation. — Économie politique et sociale.*

Gleim (W.). — Das Recht der Eisenbahnen in Preussen. Systematisch dargestellt. I. Bd. 2. Hälfte. 1. Abth. Darstellung des Eisenbahnrechts. I. Berlin, F. Vahlen. In-8°, p. 139-340. 4f,50. (1282)

Taeglichsbeck (O.). — Die Wohnungsverhältnisse der Berg- und Salinenarbeiter im Oberbergamtsbezirk Halle. Nach amtlichen Quellen dargestellt. (Extr. de la *Zeitschrift für das Berg-, Hütten- und Salinenwesen.*) Berlin, W. Ernst und Sohn. In-4°, vi-186 p., av. un atlas de 7 pl. in-fol. 15 fr. (1629)

8° *Objets divers.*

Veröffentlichung der königl. württembergischen Commission für die Internationale Erdmessung III. Heft. Triangulierung zur Verbindung des rheinischen Netzes mit dem bayrischen Hauptdreiecksnetz. Im Auftrag des königl. Ministeriums des Kirchen- und Schulwesens bearbeitet von E. Hammer. Stuttgart, J. B. Metzler. In-4°, iv-92 p., av. 36 fig. et 1 pl. 2f,50. (1350)

OUVRAGES ITALIENS.

1° *Mathématiques et Mécanique pures.*

Arzelà (C.). — Sugli integrali doppî : nota letta alla r. accademia delle scienze dell' istituto di Bologna nella sessione del 13 dicembre 1891. Bologne, tip. Gamberini e Parmeggiani. In-4°, 17 p. (Extr. des *Memorie d. r. accad. delle scienze dell' istit. di Bologna.*) (1785)

Biffignandi (A.). — Le principali proprietà delle grandezze proporzionali nuovamente esposte. Acireale, tip. Vincenzo Micale. In-8°, 25 p. av. planche. (1434)

Enriques (F.). — Alcune proprietà metriche dei complessi di rette ed in particolare di quelli simmetrici rispetto ad essi. Pise, tip. T. Nistri e C. In-8°, 55 p. (Extr. des *Annali della r. scuola normale superiore di Pisa.*) (3451)

Fabri Cornelia. — Sulla teorica dei moti vorticosi nei fluidi incompressibili. Pise, tip. T. Nistri et C. In-8°, 35 p. (Extr. du même recueil) (3452)

Ferrarelli (G.). — Regole logaritmiche per evitare i complementi o le caratteristiche negative. Naples, B. Pellerano. In-16, 35 p. (3005)

Gambardella (F.). — Elementi di meccanica razionale. Parte I (Texte). Livourne, tip. R. Giusti. In-16, xv-357 p. (1793)

Maffiotti (G.-B.). — Sopra una relazione tra le coordinate sferiche ortogonali et le coordinate topografiche : nota. Turin, C. Clausen. In-8°, 10 p. av. fig. (Extr. des *Atti d. r. accad. delle scienze di Torino.*) (1440)

Palatini (F.). — Saggio di un metodo utile per lo studio delle trasformazioni geometriche. In-8°, 12 p. (3461)

Peano (G.). — Generalizzazione della formula di Simpson : nota. Turin C. Clausen. In-8°, 8 p. (Ext. des *Atti d. r. accad. delle scienze di Torino.*) (3932)

Pieri (M.). — Sopra le linee uniformemente illuminate di una superficie qualunque : nota. Turin, C. Clausen. In-8°, 9 p. (Extr. du même recueil.) (2120)

Pizzetti (P.). — Note relative all' uso della così detta formola esponenziale nella statistica matematica. Gênes, tip. Ciminago. In-8°, 14 p. (Extr. de l'*Ateneo ligure.*) (284)

Predella (P.). — Sulla teoria generale delle omografie. Nota I. Turin, C. Clausen. In-8°, 21 p. (Extr. des *Atti d. r. accad. delle scienze di Torino.*) (2121)

Reina (V.). — Sull' errore medio dei punti determinati nei problemi di Hansen e di Marek : nota. Turin, C. Clausen. In-8°, 11 p. av. fig. (Extr. du même recueil.) (1445)

Ruffini (F.-P.). — Pedali delle coniche. Bologne, tip. Gamberini e Parmeggiani. In-4°, 12 p. (Extr. des *Memorie d. r. accad delle scienze dell' istit. di Bologna.*) (1068)

Scarano (A.). — I cinque poliedri regolari. Naples, tip. F. Cosmi. In-8°, 24 p. av. planche. (2122)

Tiné (G.). — Saggio grafico sulla trisezione dell' angolo e sulle equazioni indeterminate di terzo grado. Raguse, tip. Piccitto e Antoci. In-8°, 16 p. avec fig. (4394)

Vecchi (S.). — Teoria geometrica delle prospettive in rilievo sopra le superficie curve : nota. Parme, tip. Rossi-Ubaldi. In-8°, 10 p., 2 pl. (725)

—— Teoria geometrica delle restituzioni prospettive per immagini date sopra superficie curve : nota. Parme, tip. Rossi-Ubaldi. In-8°, 11 p. av. planche. (726)

2° *Physique et Chimie.*

Errera (C.) e G. Baldracco. — Studî sull' acido parametilidratropico. Turin, C. Clausen. In-8°, 11 p. avec fig. (Extr. des *Atti d. r. accad. delle scienze di Torino.*) (1436)

Ferraris (G.). — Sul metodo dei tre elettrodinamometri per la misura dell' energia dissipata per isteresi e per correnti di Foucault in un trasformatore : nota. Turin, C. Clausen. In-8°, 8 p. (1063)

Garibaldi (P.-M.). — Appendice alla nota : Confronto dei due ultimi periodi intieri di macchie solari e di variazioni declinometriche diurne. Gênes, tip. Ciminago. In-8°, 7 p. (Extr. des *Atti della soc. ligustica di scienze naturali.*) (1064)

Guareschi (I.). — Azione dell' etere cianacetico sulle basi organiche : nota prima. Turin, C. Clausen. In-8°, 18 p. (Extr. des *Atti d. r. accad. delle scienze di Torino.*) (1438)

Guelfi (G.). — Relazione sulle analisi e sulle ricerche eseguite durante il periodo 1884-1890 nel laboratorio di chimica (Città di Genova : ufficio d' igiene.) Gênes, tip. fr. Pagano. In-4°, 200 p., 2 pl. (4389)

Marchi (L. de). — Sulla teoria dei cicloni : ricerche. Milan, U. Hoepli. In-4°, 37 p., 15 pl. (4390)

Montemartini (C.). — Sull' azione dell' acido nitrico sullo zingo : memoria. Turin, C. Clausen. In-4°, 49 p. (Extr. des *Memorie d. r. accad. delle scienze di Torino.*) (3008)

Monti (V.). — Sulla soprafusione dell' acqua e delle soluzioni saline in movimento : richerche sperimentali. Turin, C. Clausen. In-8°, 7 p. (Extr. des *Atti d. r. accad. d. scienze di Torino.*) (717)

Pardini (G.). — Apparecchi elettrici : norme pratiche par la loro costruzione. Milan, *L'Elettricità.* In-16, 272 p. av. fig. 2 fr. (2630)

Pastore (G.). — Di alcuni nuovi conduttori rettilinei approssimati che si deducono dal moto ellittico : nota. Turin, C. Clausen. In-8°, 19 p. av. planche. (Extr. des *Atti d. r. accad. delle scienze di Torino.*) (1442)

Quenda (E.). — Azione dell' etere cianacetico sull' anilina : nota. Turin, C. Clausen. In-8°, 5 p. (Extr. du même recueil.) (1444)

Razzaboni (C.). — Risultato di esperienze idrometriche sopra tubi addizionali conici divergenti : quinta memoria. Bologne, tip. Gamberini e Parmeggiani. In-4°, 8 p. (Extr. des *Memorie d. r. accad. delle scienze dell' istit. di Bologna.*) (1067)

Righi (A.).. — Di un nuovo apparecchio per l'interferenza delle onde sonore. Bologne, tip. Gamberini e Parmeggiani. In-4°, 11 p. av. fig. (Extr. du même recueil.) (2632)

Remsen (G.). — Principî di chimica teorica, con speciale considerazione alla costituzione dei composti chimici. Traduzione eseguita sulla terza edizione, col consenso dell' autore, e corredata di aggiunta e note dal prof. *Alessio Alessi.* Pise, E. Spoerri. In-16, XII-394 p. av. fig. 5 fr. (719)

Spica (P.). — Tavole di chimica analitica qualitativa. Feltre, tip. P. Castaldi. In-8°, 91 p. avec 19 tabl. 4 fr. (4393)

Stefanini (A.). — Sulle leggi psicofisiche di Fechner e di Plateau : nota. Lucca, tip. Giusti. In-8°, 13 p. av. fig. (Extr. des *Atti d. r. accad. lucchese di scienze, lettere ed arti.*) (3934)

Venturoli (G.). — Nuovo metodo di determinazione volumetrica dell' acido solfidrico e di determinazione contemporanea dell' acido solfidrico e dell' anidride carbonica nei loro diversi stati nelle acque minerali : nota. Bologne, tip. Gamberini e Parmeggiani. In-4°, 13 p. (Extr. des *Memorie d. r. accad. delle scienze dell' istit. di Bologna.*) (1800)

3° *Minéralogie. — Géologie. — Paléontologie.*

Badanelli (D.). — Natura ed origine delle rocce che formano la scorza terrestre. Pistoia, tip. del *Popolo pistoiese*. In-16, 27 p. av. fig. 0f,50. (3927)

Belgrado (J.). — Sulla origine dei terremoti 1738. Udine, tip. Patronato. In-8°, 34 p. (280)

Bianchi (A.). — Osservatorio meteorico-sismico del seminario arcivescovile di Chiavari : bollettini mensuali 1890-91. Chiavari, tip. Argiroffo. In-16, 12 p. (3928)

Blasi (A. di). — La Sicilia geologica e la vulcanologia dell' Etna. Turin, tip. S. Giuseppe. In-4°, 12 p. (2622)

Bombicci (L.). — Nuove ricerche sulla melanoflogite della miniera Giona presso Recalmuto in Sicilia. — Le gradazioni della sferoedria nei cristalli : sue coesistenze nelle forme normalmente reticolari. — Altri esempî di contorzioni elicoidi nelle facce e negli agregati simmetrici dei cristalli. Bologne, tip. Gamberini e Parmeggiani. In-4°, 65 p. av. fig. et 3 pl. (Extr. des *Memorie d. r. accad. delle scienze dell' istit. di Bologna.*) (1786)

—— Considerazioni sulle analogie di struttura mimetica fra la pirite, la boleite, la melanoflogite ed altre sostanze. Bologne, tip. Gamberini e Parmeggiani. In-8°, 13 p. (Extr. du *Rendiconto delle sesssioni d. r. accad. delle scienze dell' istit. di Bologna.*) (3449)

Corti (B.). — Richerche micropaleontologiche sulle argille del deposito lacustro-glaciale del lago di Pescarenico : nota preventiva. Pavie, tip. succ. Bizzoni. In-8°, 4 p. (Extr. du *Bollettino scientifico.*) (1789)

Mazzetti (G.). — Una nuova specie di *Brissospatangus* : contribuzione alla fauna echinologica fossile. Modène, tip. Vincenzi. In-8°, 3 p. av. fig. (Extr. des *Atti della soc. dei naturalisti di Modena.*) (3007)

Meli (R.). — Sui resti fossili di un avvoltoio del genere Gyps, rinvenuti nel peperino laziale. Rome, tip. Mariani e C. In-8°, 8 p. (Extr. du *Bollett. della soc. romana per gli studî zoologici.*) (3458)

—— Cenni sul granito dell' isolo del Giglio e bibliografia scientifica (principalmente geologica) relativa a quest' isola. Rome, tip. della r. accad. de Lincei. In-8°, 59 p. (Extr. du *Bollet. della soc. geol. italiana.*) (4391)

Morelli (N.). — Di una stazione litica a Pietraligure. Gênes, tip. A. Ciminago. In-8°, 31 p., 2 pl. (Extr. des *Atti della soc. ligustica di scienze naturali.*) (3459)

Rassegna delle scienze geologiche in Italia. Redattori *M. Cermenati* e *A. Tellini*. Anno I, fasc. 1-2 (luglio 1891). Rome, tip. della Società laziale. In-8°, 152 p. av. fig. 3 fr. le fascicule. (3010)

Rovereto (G.). — La serie degli scisti e delle serpentine antichi in Liguria. Gênes, tip. A. Ciminago. In-8°, 24 p. av. pl. (Extr. des *Atti della soc. ligustica di scienze naturali.*) (2635)

Sansoni (F.). — Cristallografia geometrica, fisica e chimica applicata ai minerali. Milan, U. Hoepli. In-16, xv-368 p. av. figures. (4392)

Squinabol (S.). — Contribuzioni alla flora fossile dei terreni terziarî della Liguria. I-III. 1. Alghe. 2. Caracee-Felci. Saggio bibliografico delle opere di paleontologia vegetale italiana del secolo presente. 3. Supplemento alle Crittogame. Appendice al saggio bibliografico. Gimnosperme. Gênes, tip. dell' istituto Sordomuti. In-4°, xxv-69-16-48 p. av. 25 pl. (1069)

Tommasi (A.). — I nostri pozzi tubolari dal punto di vista geologico, colle osservazioni alla Relazione geologica dell' ing. *E. Niccoli*. Mantoue, tip. G. Mondovi. In-8°, 35-vj p. (2637)

Tschermak (G.). — Trattato di mineralogia. Seconda edizione tradotta dolla terza edizione tedesca, col consenso dell' autore, dal prof. *Grattarola*. Parte generale. Florence, Le Monnier. In-8°, xviij-336 p. av. fig. et 2 pl. 7f,50. (724)

4° *Mécanique appliquée et Machines.*

Gorrieri (D.). — Il fascio funicolare applicato alla risoluzione degli archi elastici col metodo del Culmann. Bologne, tip. Gamberini e Parmeggiani. In-4°, 29 p., 2 pl. (Extr. des *Atti del collegio degli ingegneri e degli architetti di Bologna.*) (1100)

Perelli (G.). — Istruzioni ai fuochisti (Associazione fra gli utenti di caldaie a vapore in Milano). Milan, tip. Bernardoni di C. Rebeschini e C. In-16, 132 p. av. fig. (3598)

Vottero (G.). — Manuale del fuochista e macchinista, ad uso delle scuole tecniche operaie di s. Carlo, autorizzate a rilasciare i certificati di capacità alle funzioni di conduttore di caldaie a vapore. Seconda edizione. Turin, L. Roux e C. In-16, 174 p. av. 16 pl. 2 fr. (2732)

5° *Exploitation des mines. — Gîtes minéraux.*

Zolesi (G.). — Il petrolio in Italia e specialmente in depositi sotterranei nel sottosuolo di Rivanazzano soprastante il fiume Staffora e la Madonna del Monte. Gênes, tip. G. Schenone. In-8°, 12 p. (1141)

6° *Construction. — Chemins de fer.*

Betocchi (A.). — Catalogo della esposizione collettiva del ministero dei lavori pubblici alla esposizione nazionale di Palermo del 1891-1892 (Regno d'Italia). Imola, tip. I. Galeati e figlio. In-8°, x-165 p. (3969)

Costruzione ed esercizio delle strade ferrate e delle tramvie : norme pratiche dettate da una eletta di ingegneri specialisti. Turin, Unione tipografico-editrice. In-4° av. fig. Disp. 56-59; p. 137-224, av. 12 pl.; — p. 65-96, av. 4 pl. 2 fr. la livraison. (1827-2670-3512)

Crugnola (G.). — Dei movimenti di terra. Seconda edizione del Metodo grafico pel calcolo dei movimenti di terra, considerevolmente aumentata. Turin, Federico Negro. In-8°, 226 p. av. 9 pl. (2671)

—— Di alcune fondazioni profonde nelle sabbie o terreni facilmente amovibili col sistema dei pozzi. Turin, tip. Camilla e Bertolero. In-8°, 35 p. av. fig. et 2 pl. (Extr. de *L'ingegneria civile e le arti industriali.*) (3971)

Ovazza (E.). — Sul calcolo delle travi reticolari elastiche ad aste sovrabbondanti : nota. Turin, C. Clausen. In-8°, 21 p. av. planche. (Extr. des *Atti d. r. accad. delle scienze di Torino.*) (3517)

7° *Législation. — Economie politique et sociale.*

Codice dei trasporti : raccolta delle leggi, regolamenti, ordini circa i trasporti ferroviarî, tariffe generalli e speciali, con la giurisprudenza commerciale sui trasporti di merci e di persone. Precede una completa trattazione della responsabilità delle società ferroviarie, per l' avv. *P. Cogliolo.* Florence, G. Barbèra. In-16, 788 p. 4 fr. (2666)

Codice del ferroviere per le reti mediterranea, adriatica, sicula : legge 27 aprile 1885 su le convenzioni ferroviarie, capitolati, norme sul personale, statuti casse pensioni e soccorso, regolamenti ferroviarî sul servizio stazioni, capi-conduttori, conduttori, manuali, guardie eccentriche, macchinisti, norme per

trasporti, con raccolta della giurisprudenza italiana ed una completa trattazione della responsabilità delle società forroviarie verso gli agenti ferroviarî e verso i viaggiatori per violazione di contratto, disastri, danni, per l' avv. *P. Cogliolo.* Florence, G. Barbèra. In-16, viij-596 p. 3 fr. (2667)

Codice delle strade ferrate, contenente leggi, convenzioni, capitolati, ordinanze e regolamenti ferroviarî, nonchè leggi e regolamenti relativi alle linee di complemento, con l' aggiunta delle altre disposizioni che vi hanno attinenza. Naples, E. Pietrocola. In-16, 473 p. 3 fr. (2668)

Legislazione sui lavori pubblici : raccolta di leggi, regolamenti, circolari, ecc., attenenti alla materia, con aggiunta del capitolato generale degli appalti. Naples, E. Pietrocola. In-16, 123 p. 1 fr. (4438)

Tortori (A.). — Responsabilità ferroviaria in materia di contravvenzioni. Milan, tip. L. Vallardi. In-8°, 7 p. (Extr. de la revue *Il Filangieri*). (650)

8° *Objets divers.*

Calabrò-Lombardo (A.). — Sulla forma della terra : nota preliminare. Lanusei, tip. P. Vacca-Mameli. In-8°, 7 p. (1435)

TABLE DES MATIÈRES

DU TOME PREMIER.

MINÉRALOGIE. — GÉOLOGIE.

Pages.

Note sur les tremblements de terre en Algérie; par M. *Chesneau* 5

De l'action de l'eau en mouvement sur quelques minéraux; par M. *J. Thoulet* 118

EXPLOITATION DES MINES. — GITES MINÉRAUX.

Expériences sur les lampes de sûreté. — Rapport présenté à la Commission du grisou au nom de la sous-commission chargée des recherches expérimentales 47

Note sur les gîtes de naphte de Kend-é-Chirin (gouvernement de Ser-i-Poul); par M. *J. de Morgan* 227

Note sur les résultats des travaux de la Commission autrichienne du grisou; par M. *G. Chesneau* 239

Étude sur les sources minérales de Cauterets; par M. *Beaugey* 319

Note sur l'allumage des coups de mines dans les exploitations grisouteuses; par M. *L. Janet* 351

Étude sur les gîtes métallifères de Pontgibaud; par M. *Lodin* 389

Histoire de l'industrie minière en Sardaigne; par M. *de Launay* 511

Note sur les dégagements instantanés de grisou aux mines de Bessèges; par MM. *Ichon* et *Lombard* 557

CHIMIE. — MÉTALLURGIE.

Note sur la fabrication de la fonte aux États-Unis; par M. *E. de Billy* 67

Pages

Mémoire sur les progrès de la métallurgie du nickel et sur les récentes applications de ce métal; par M. *David Levat* 141

Bulletin des travaux de chimie exécutés en 1890 par les ingénieurs des mines dans les laboratoires départementaux. . 289

Note sur l'essai des minerais d'antimoine; par M. *Ad. Carnot* 303

MÉCANIQUE. — MACHINES.

Note sur l'accélération des pièces à mouvement alternatif des machines à vapeur; par M. *Ed. Sauvage* 277

CHEMINS DE FER.

Note sur les roues d'acier coulé en Angleterre et sur les nouvelles locomotives du London and South Western Railway; par M. *A. Leproux* 539

Note sur la diversité de qualité des métaux employés par les compagnies de chemins de fer dans leurs constructions; par M. *Mussy* 604

OBJETS DIVERS.

Paroles prononcées le 30 janvier 1892, à Barizey-au-Plain (Meurthe-et-Moselle), aux funérailles de M. A. Henry, ingénieur en chef des mines, ingénieur en chef du matériel et de la traction de chemins de fer P.-L.-M. 283

Statistique de l'industrie minérale de la France. — Tableaux comparatifs de la production des combustibles minéraux, des fontes, fers et aciers, en 1890 et en 1891. 309

BULLETIN.

Nouveaux gisements d'or au Cap. 136

Statistique de la production des différents bassins houillers de l'empire d'Allemagne en 1890. 137

Production totale du bassin houiller de la Haute-Silésie de 1883 à 1890. 138

Pages

Statistique des câbles d'extraction dans le district de Breslau de 1882 à 1890 139
Mines de houille de Lin-Si (Chine) 265
Statistique de l'industrie minérale et métallurgique de l'empire de Russie en 1887, 1888 et 1889 266
Règlement type du travail dans les mines du district de Dortmund 372
Note sur l'institution de délégués des ouvriers mineurs dans le bassin de Sarrebrück; par M. *Maurice Bellom* 376
L'industrie minérale en Australie en 1889 379
Les mines de cuivre d'Ashio (Japon) 385
Note sur la statistique des accidents de grisou pour les années 1888 à 1890 506
Note sur l'échelle mobile des salaires dans les houillères du pays de Galles du Sud et du Monmouthshire; par M. *Maurice Bellom* 549
Statistique de l'industrie minérale du Royaume-Uni de Grande-Bretagne et d'Irlande pour les années 1875 à 1890 667
Production des combustibles minéraux en Silésie en 1891 670

Législation étrangère.

Turquie. Règlement des mines du 7 septembre 1887 507
Bulgarie. Lois sur les mines du 12/24 décembre 1891 554

BIBLIOGRAPHIE.

Premier semestre de 1892.

Ouvrages français 671
Ouvrages anglais 687
Ouvrages américains 692
Ouvrages allemands 692
Ouvrages italiens 697

EXPLICATION DES PLANCHES

DU TOME PREMIER.

Pl. I et II. — Tremblements de terre d'Algérie.

Pl. III et IV. — Expériences sur les lampes de sûreté.

Pl. V, *fig.* 1 à 8. — Fabrication de la fonte aux États-Unis.

Pl. V, *fig.* 9 à 12. — Action de l'eau en mouvement sur les minéraux.

Pl. VI. — Exploitation et traitement des minerais de nickel.

Pl. VII et VIII. — Résultats des travaux de la Commission autrichienne du grisou.

Pl. IX. — Accélération des pièces à mouvement alternatif des machines à vapeur.

Pl. X. — Sources minérales de Cauterets.

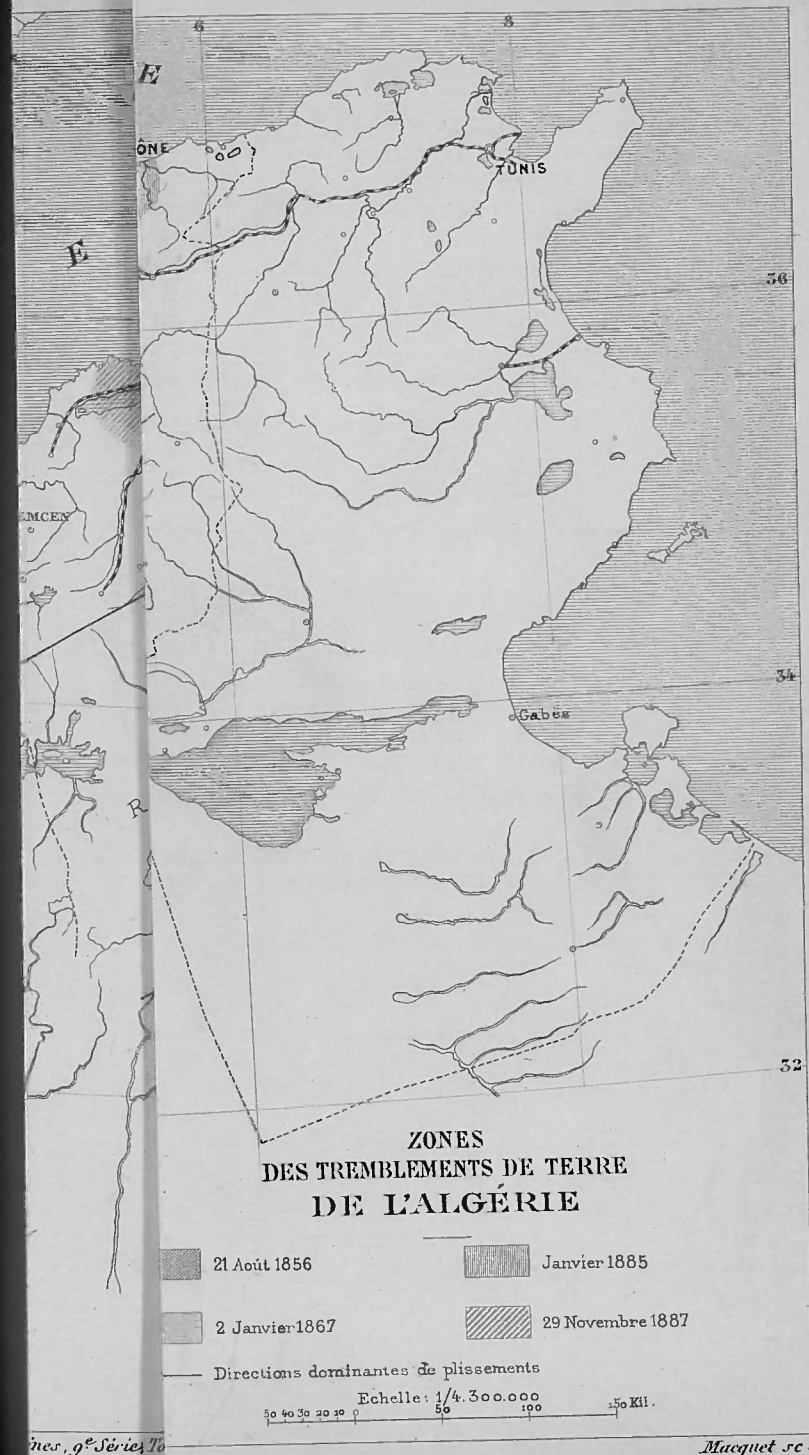
Pl. XI. — Allumage des coups de mine dans les exploitations grisouteuses.

Pl. XII à XX. — Étude sur les gîtes métallifères de Pontgibaud.

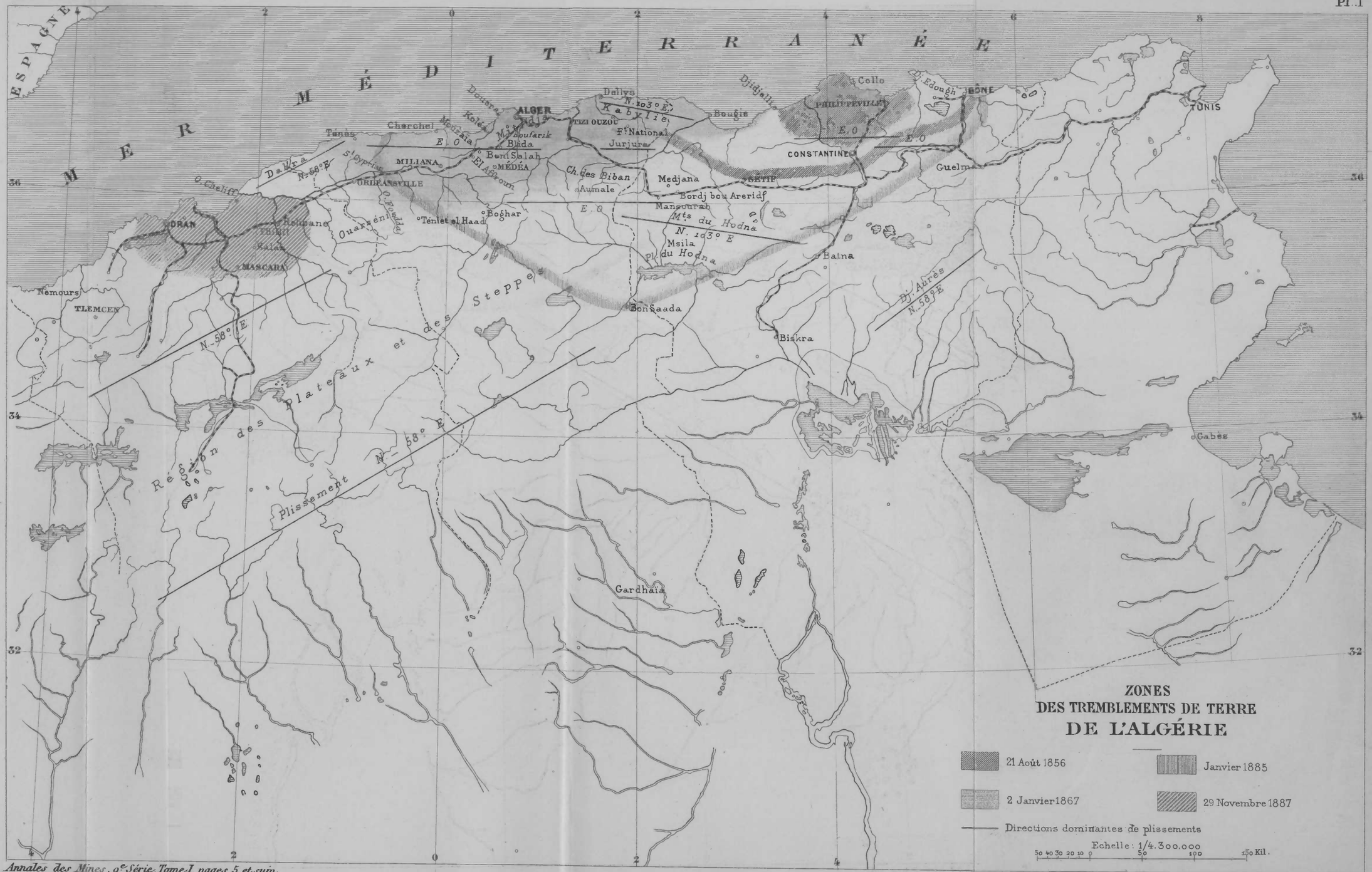
Pl. XXI. — Nouvelles locomotives du London and South Western Railway et roues d'acier coulé en Angleterre.

Pl. XXII. — Dégagements instantanés de grisou aux mines de Bessèges.

PARIS. — IMP. C. MARPON ET E. FLAMMARION, RUE RACINE, 26.


6
8
TUNIS
36
34
Gabès
32
ZONES
DES TREMBLEMENTS DE TERRE
DE L'ALGÉRIE
21 Août 1856
Janvier 1885
2 Janvier 1867
29 Novembre 1887
Directions dominantes de plissements
Echelle : 1/4.300.000
50 40 30 20 10 0 50 100 150 Kil.

Macquet sc.



ZONES DES TREMBLEMENTS DE TERRE DE L'ALGÉRIE

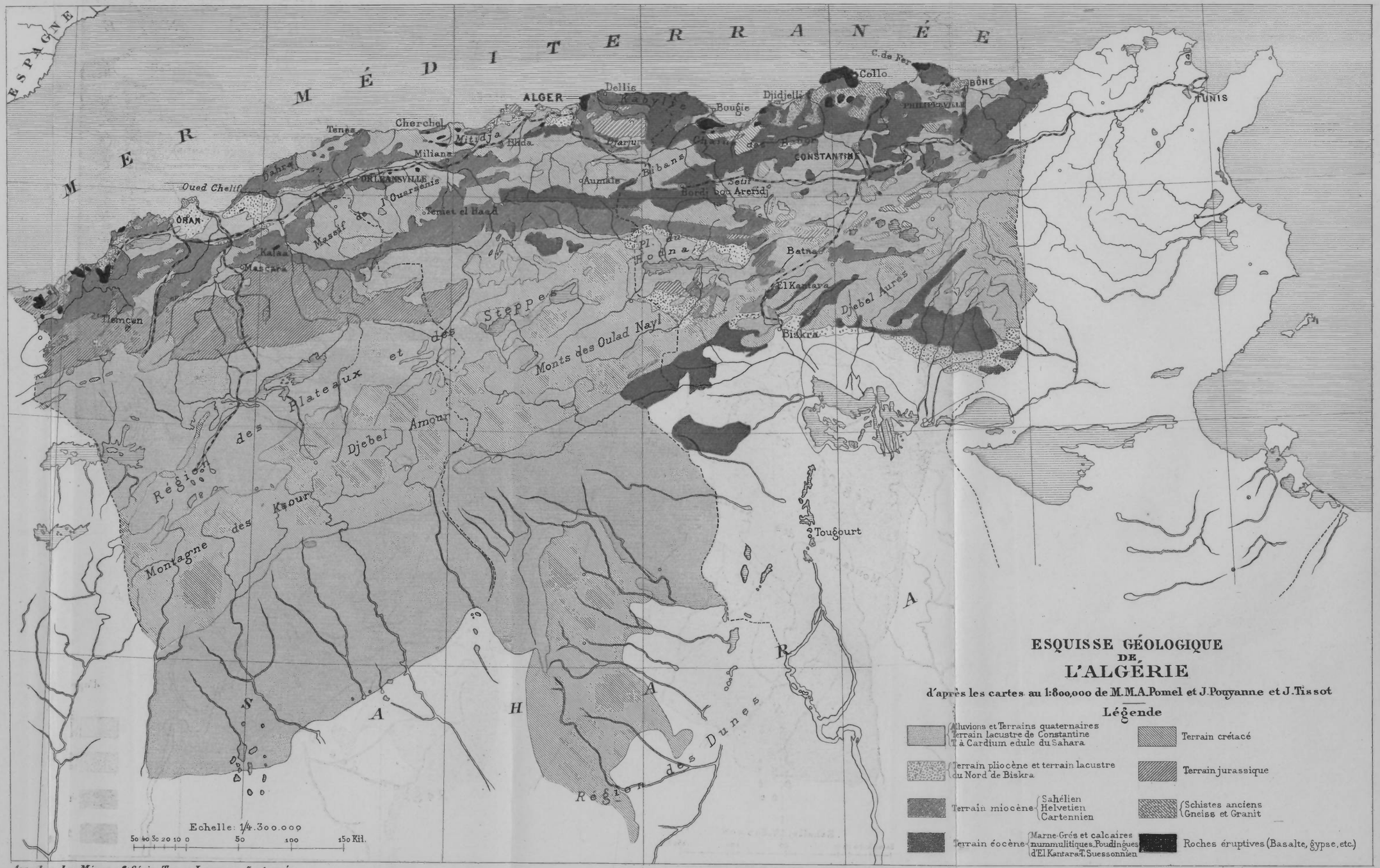
- 21 Août 1856
- Janvier 1885
- 2 Janvier 1867
- 29 Novembre 1887
- Directions dominantes de plissements

Echelle : 1/4.300.000

50 40 30 20 10 0 50 100 150 Kil.

Annales des Mines, 9e Série, Tome I. pages 5 et suiv.

Macquet sc.



ESQUISSE GÉOLOGIQUE DE L'ALGÉRIE

d'après les cartes au 1:800,000 de M.M.A.Pomel et J.Pouyanne et J.Tissot

Légende

- Alluvions et Terrains quaternaires / Terrain lacustre de Constantine / à Cardium edule du Sahara
- Terrain pliocène et terrain lacustre du Nord de Biskra
- Terrain miocène: Sahélien / Helvetien / Cartennien
- Terrain éocène: Marne-Grés et calcaires nummulitiques. Poudingues d'El Kantara-T. Suessonnien
- Terrain crétacé
- Terrain jurassique
- Schistes anciens / Gneiss et Granit
- Roches éruptives (Basalte, gypse, etc.)

Annales des Mines, 9e Série, Tome I, pages 5 et suiv.

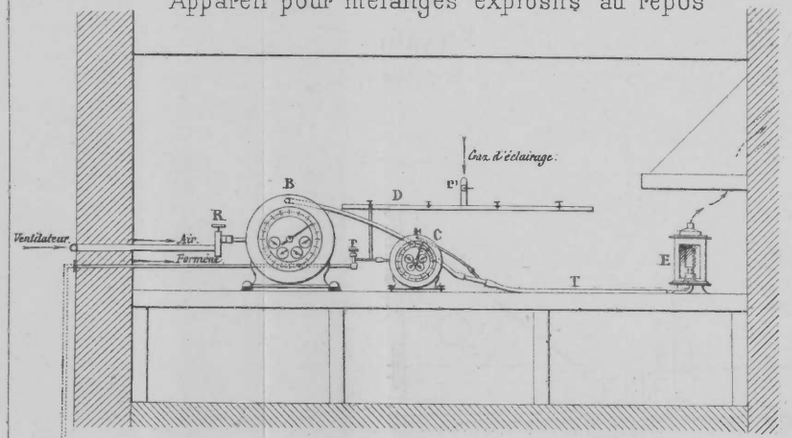
Macquet sc.

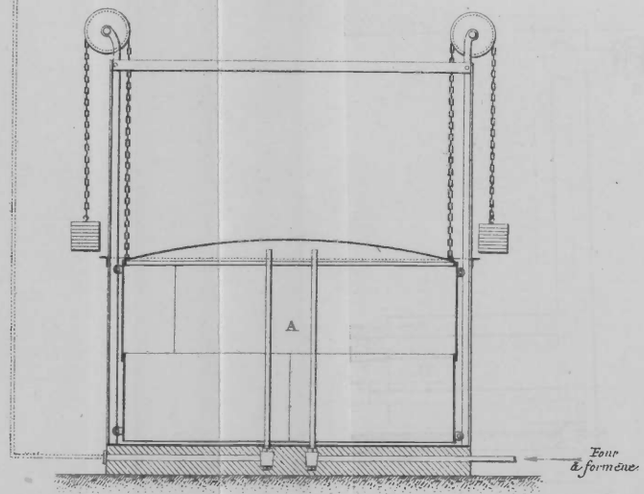
EXPÉRIENCES SUR LES LAMPES DE SURETÉ

Fig. 1.

Echelle 1/50.

Appareil pour mélanges explosifs au repos



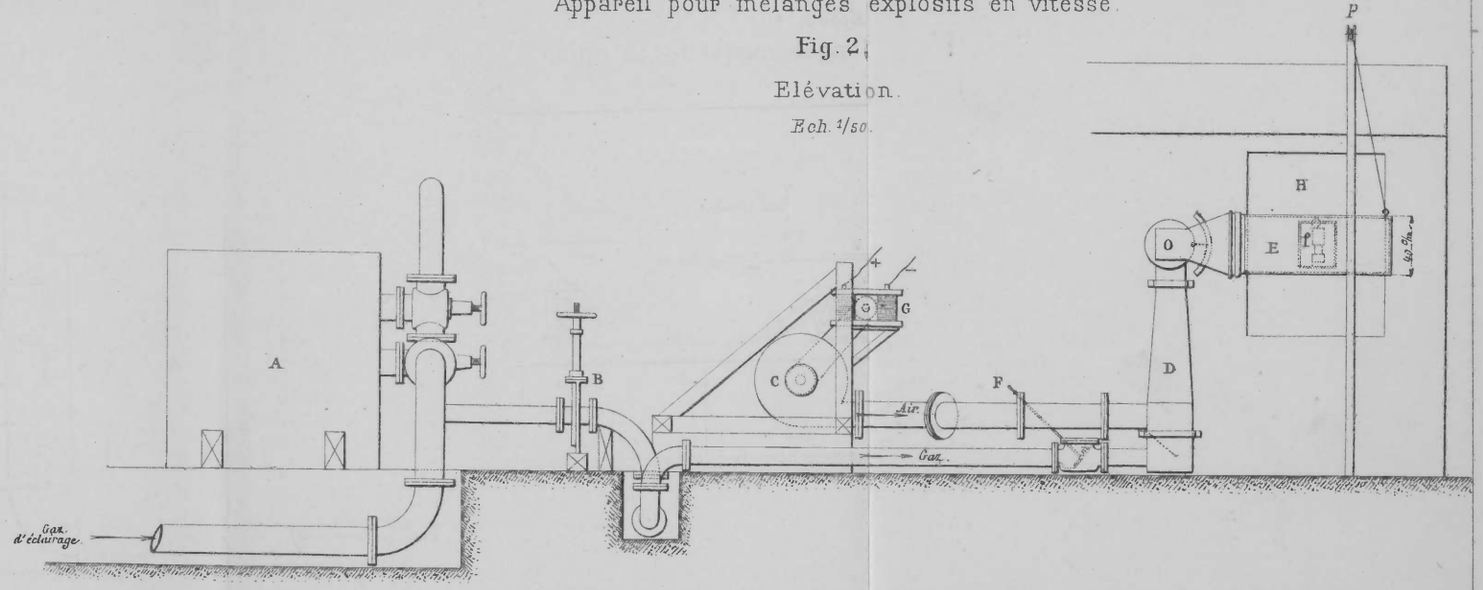


Appareil pour mélanges explosifs en vitesse.

Fig. 2.

Elévation.

Ech. 1/50.



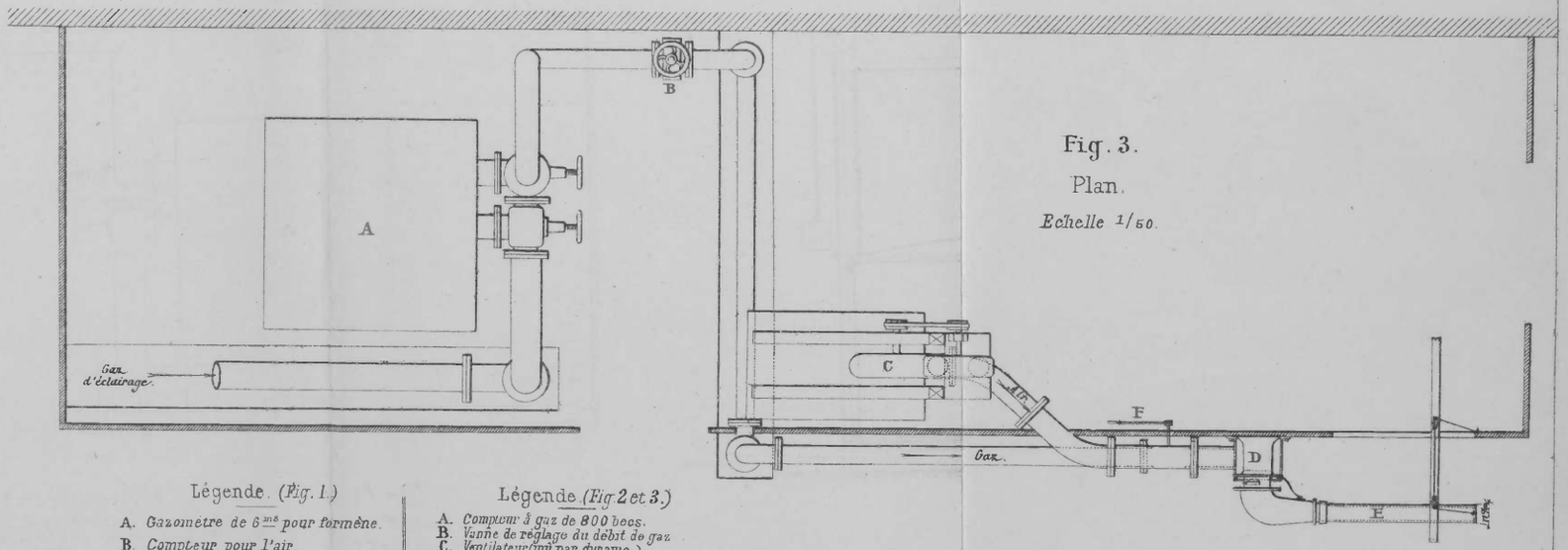


Fig. 3.

Plan.

Echelle 1/50.

Légende. (*Fig. 1.*)

A. *Gazomètre de 6 mètres pour formène.*
B. *Compteur pour l'air.*
C. *Compteur pour le gaz.*
E. *Chambre d'expériences pour lampes.*

Légende (*Fig. 2 et 3.*)

A. *Compteur à gaz de 800 becs.*
B. *Vanne de réglage du débit de gaz.*
C. *Ventilateur (mu par dynamo.)*
D. *Chambre de mélange de l'air et du gaz.*
E. *Chambre d'expériences pour lampes.*
F. *Clapet de fermeture du gaz.*

Annales des Mines, 9e Série, Tome I, pages 47 et suivantes

Auto-Imp. L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris.

EXPÉRIENCES SUR LES LAMPES DE SURETÉ

Coupe suivant a b

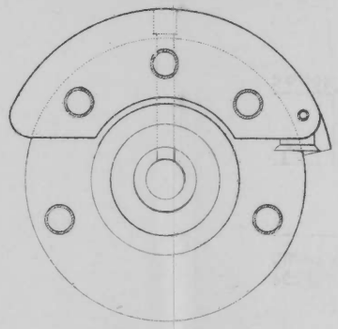


Fig. 1
Lampe Cambessédès
Echelle 2/3

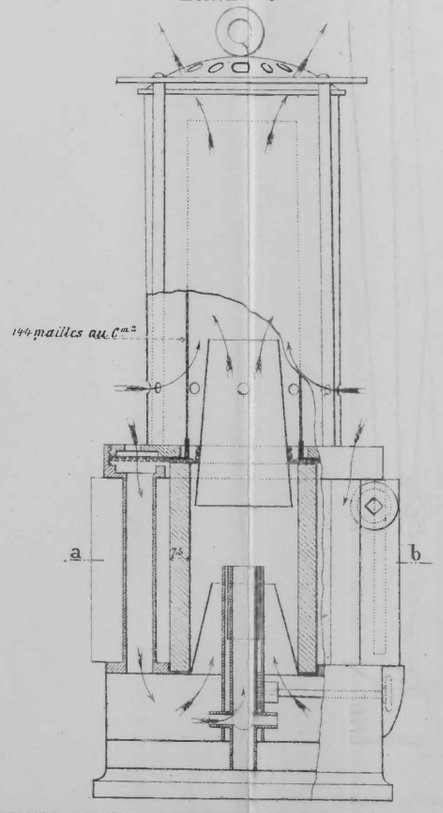


Fig. 2
Lampe à rondelles
Echelle 2/3

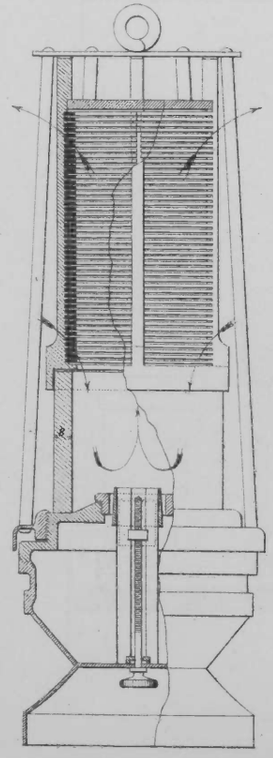


Fig. 4
Lampe Marsaut

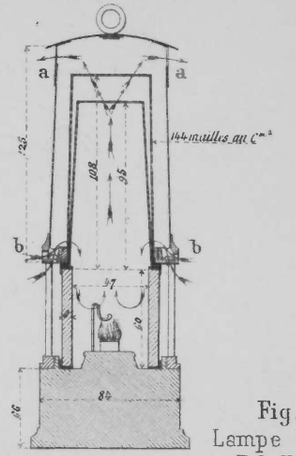
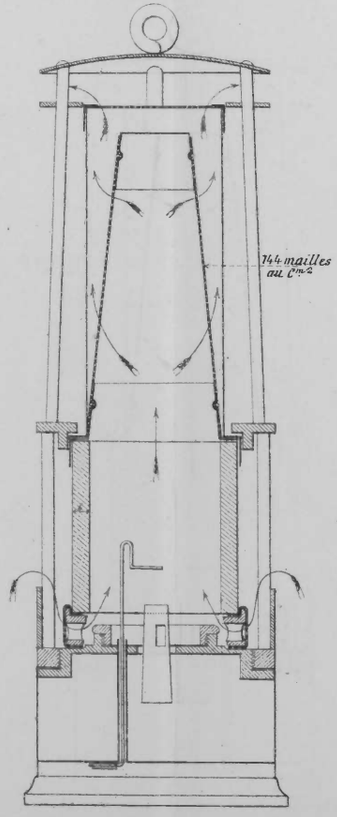


Fig. 3
Lampe Fumat
Echelle 2/3



Coupe suivant c d

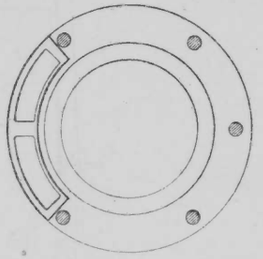


Fig. 5
Lampe Fumat
(Cuirasse perfectionnée)
Echelle 2/3

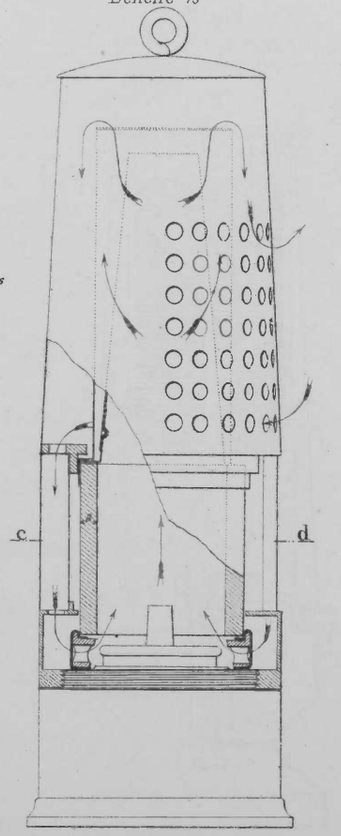


Fig. 11.
Lampe Marsaut modifiée B

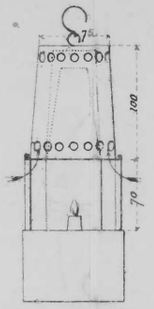


Fig. 9.
Lampe Marsaut modifiée A.

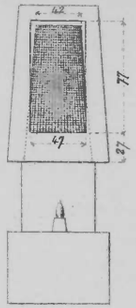


Fig. 10

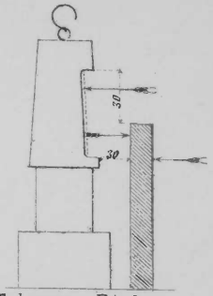


Fig. 6 Lampe Thorneburry
Echelle 2/3

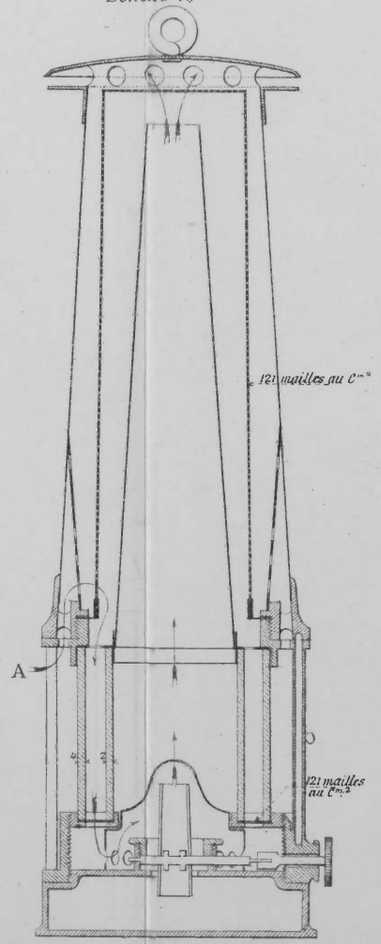
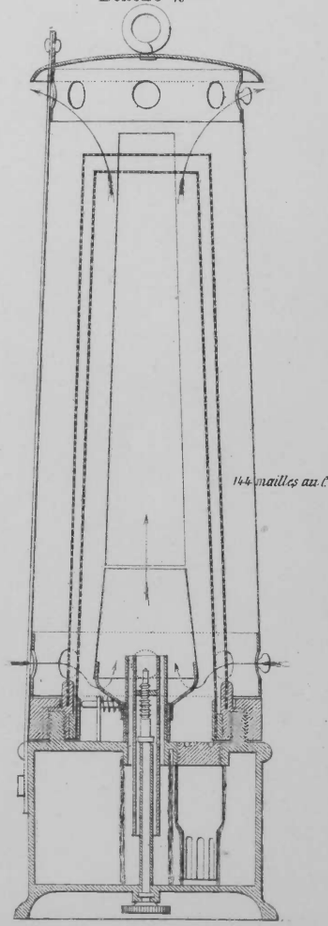


Fig. 7 Lampe Pieler
(Modifiée par M.r Dinoire)
Echelle 2/3



Annales des Mines, 9e Série, Tome I, pages 47 et suivantes.

Auto-Imp. L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris.

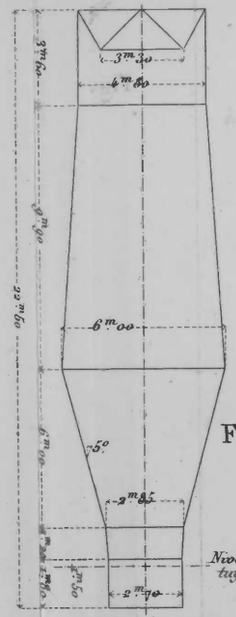


Fig. 1

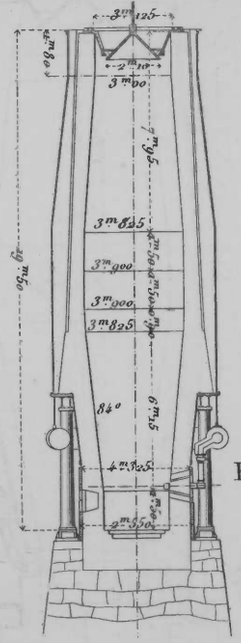


Fig. 2

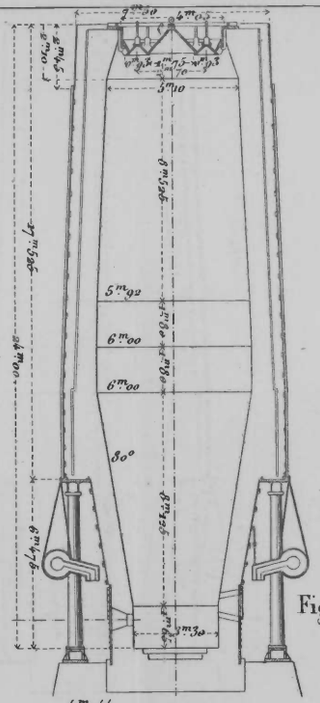


Fig. 3

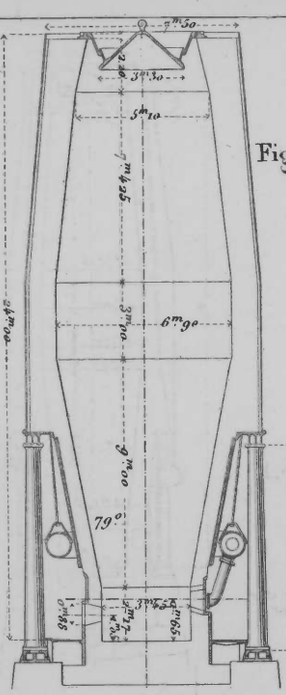


Fig. 4

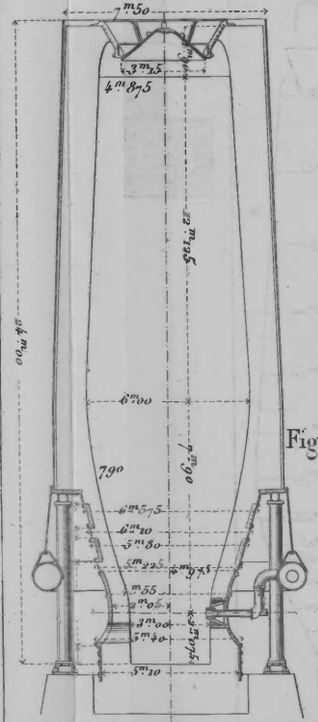


Fig. 5

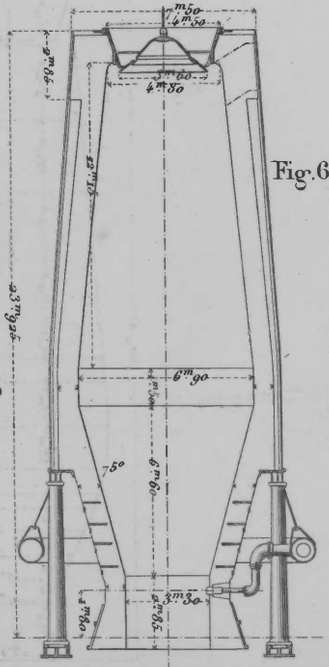


Fig. 6

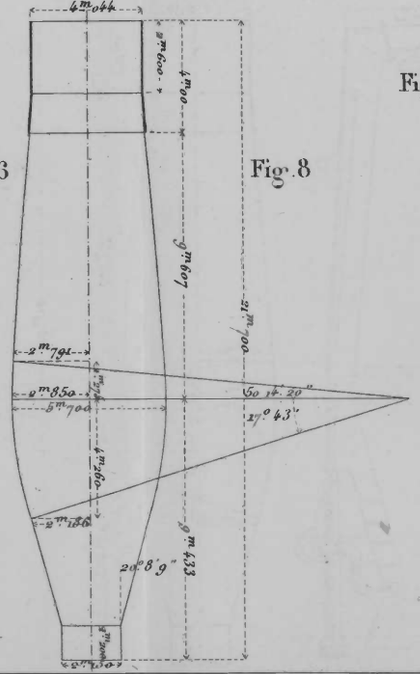


Fig. 8

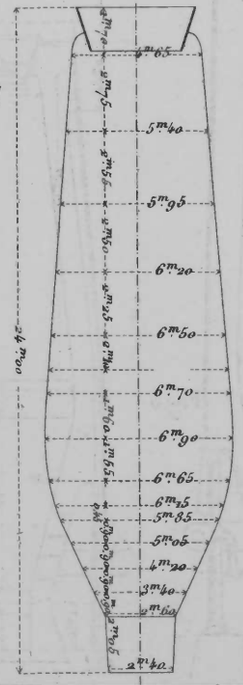


Fig. 7

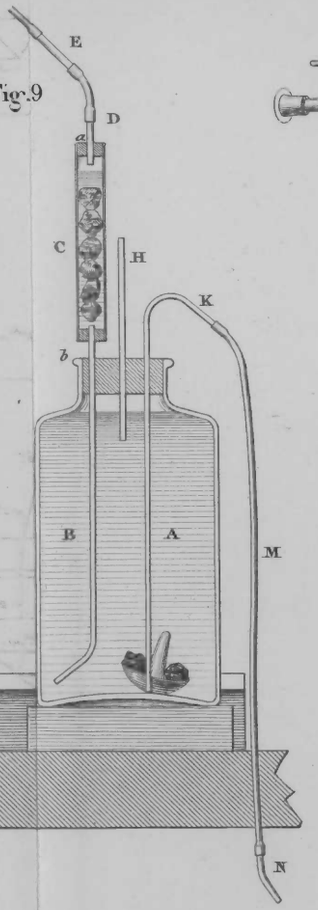


Fig. 9

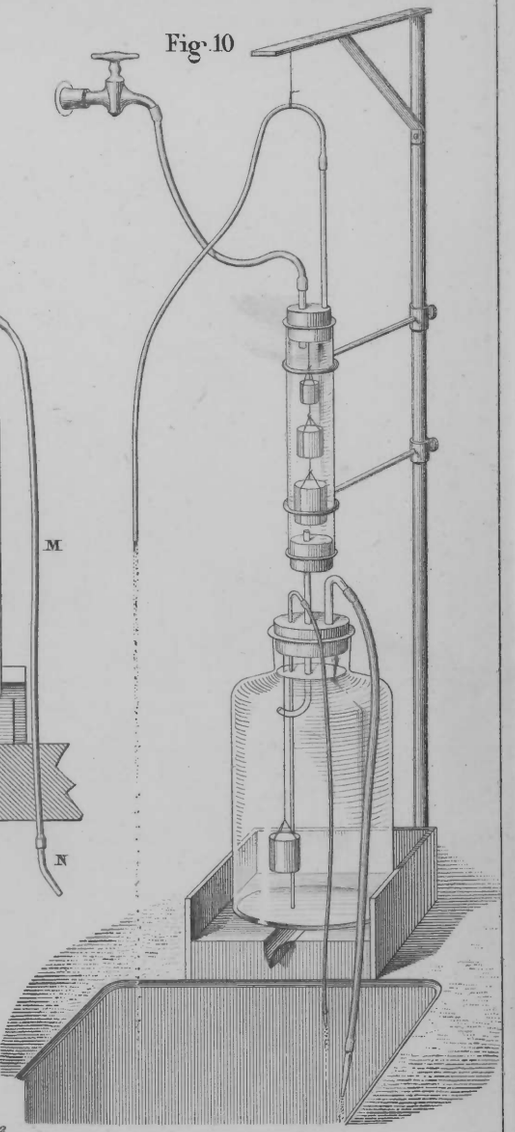


Fig. 10

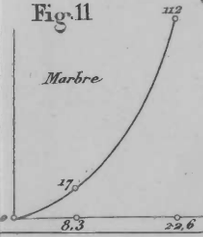


Fig. 11

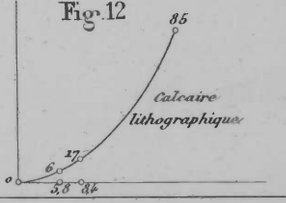


Fig. 12

Annales des Mines, 9e Série, Tome I, pages 67 et suiv; pages 118 et suiv.

Macquet sc

Fig. 1.

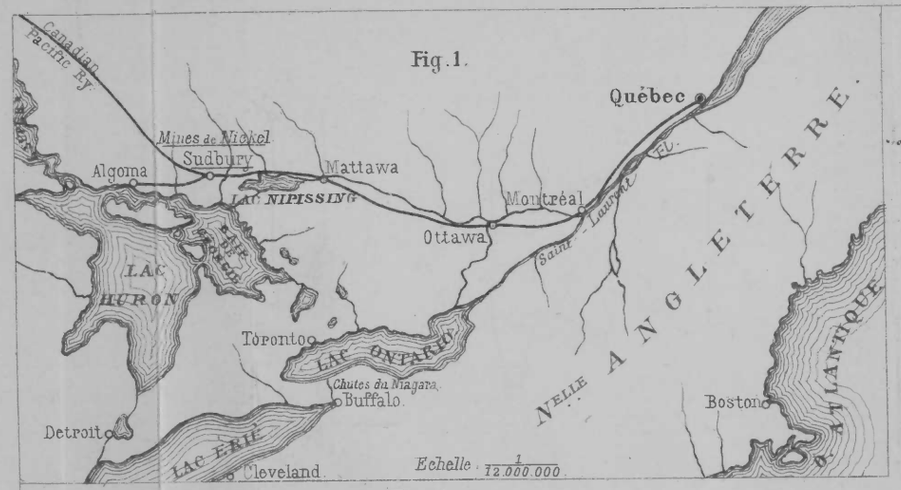


Fig. 2.

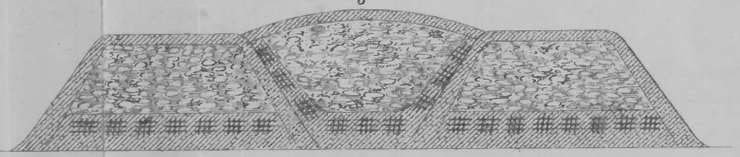


Fig. 3.

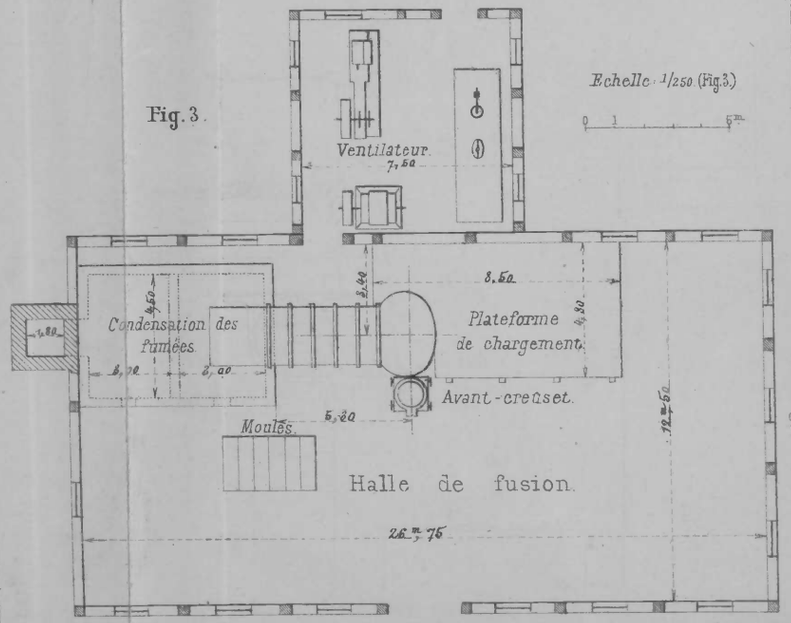


Fig. 4.

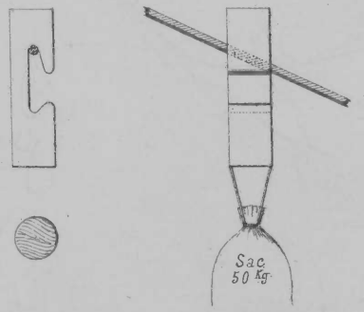


Fig. 5.
Four de réduction.

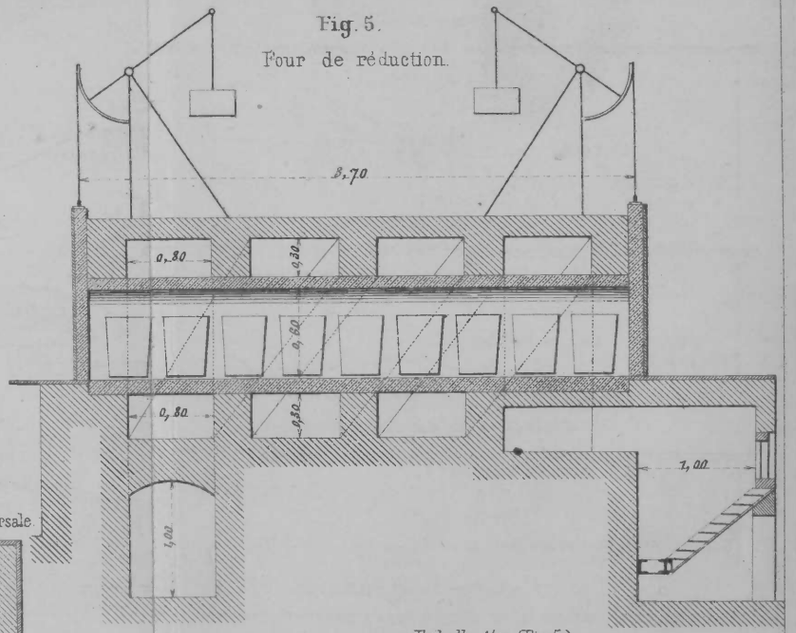


Fig. 6.
Four Herreshoff.
Vue de face. Coupe transversale.

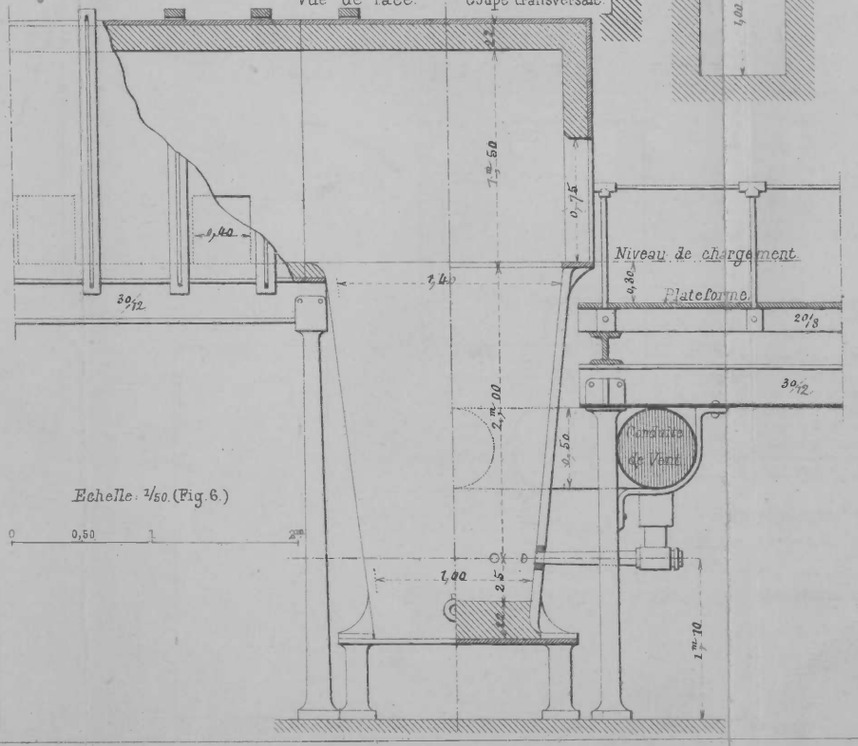
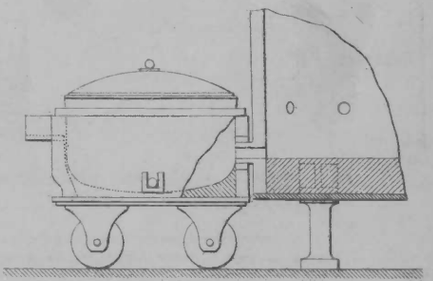


Fig. 7.
Avant-creuset.



Annales des Mines, 9e Série, Tome 1, pages 141 et suivantes

Auto-Imp. L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris.

Fig. 1.

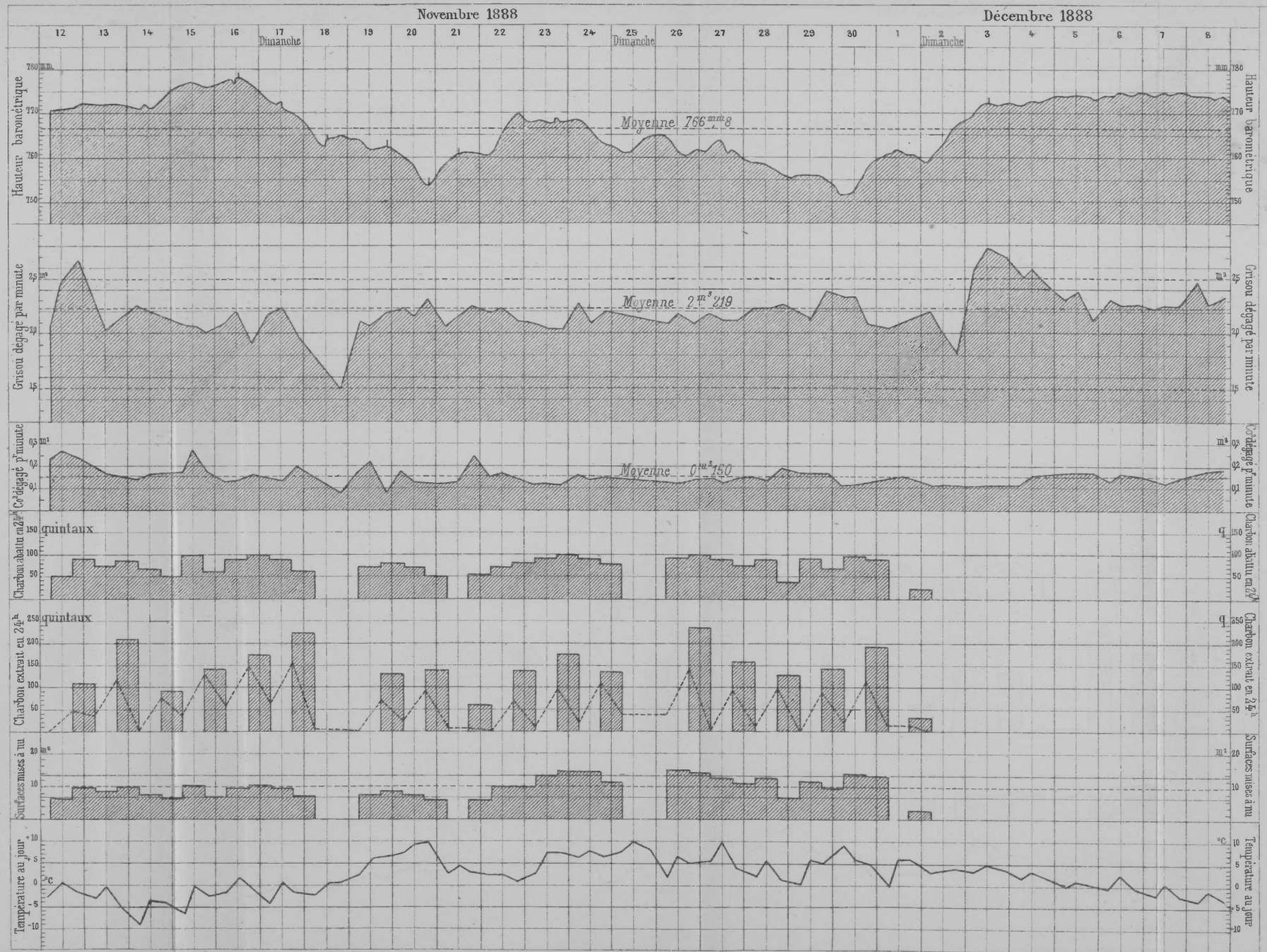
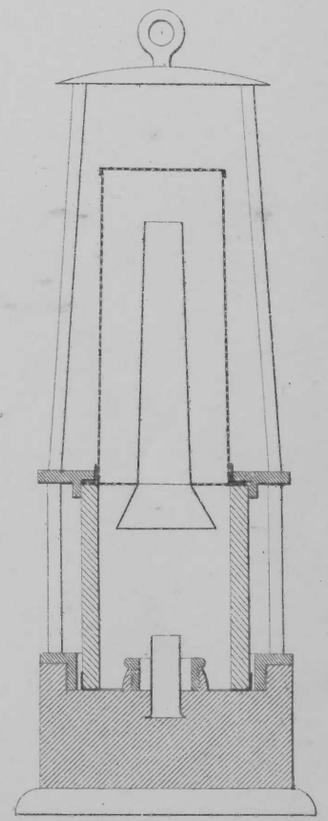


Fig. 2.

Lampe Mueseler d'Ostrau.

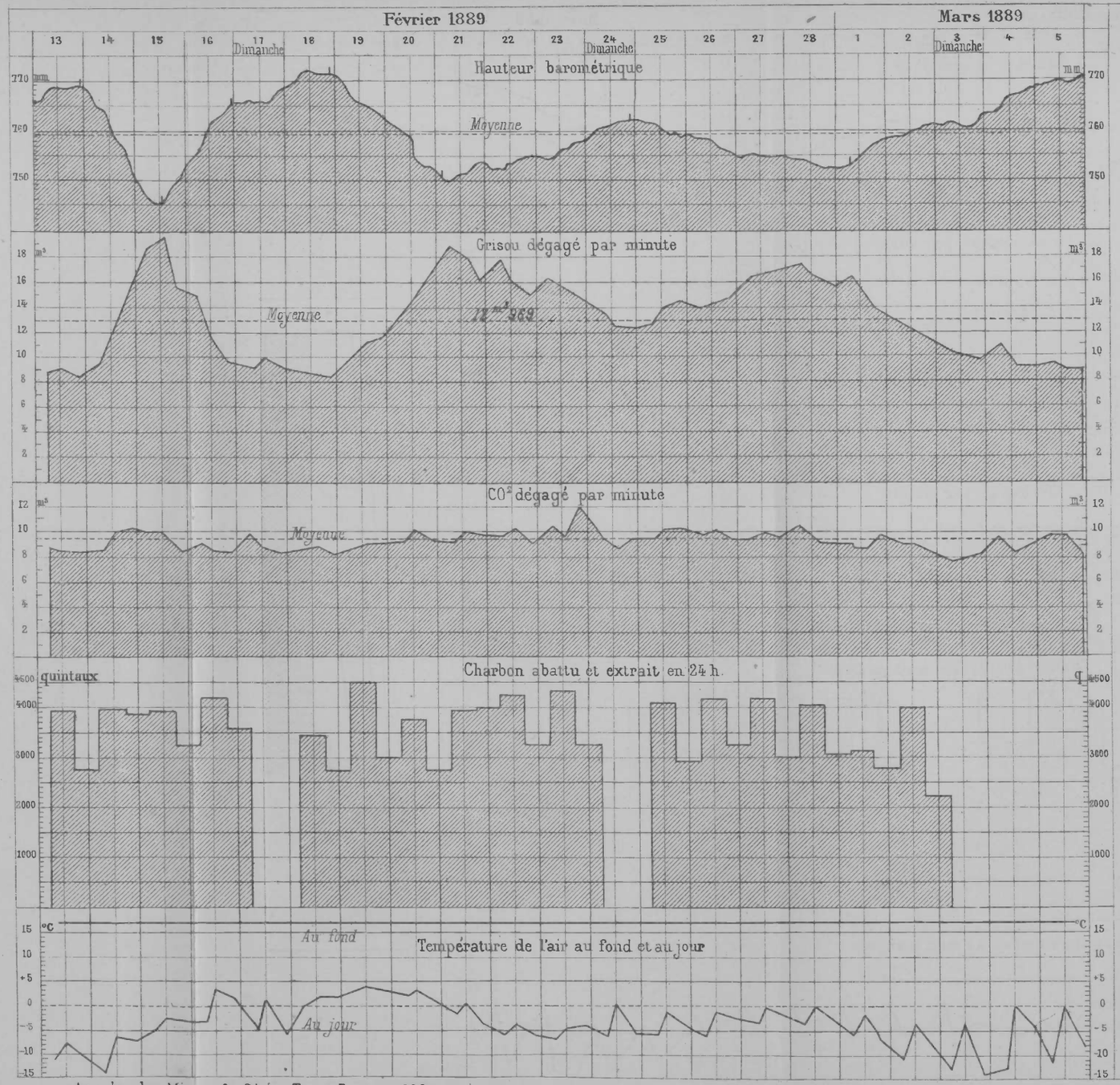
Echelle de 2/5.



Annales des Mines, 9e Série, Tome I, pages 239 et suivantes.

Auto-Imp. L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris.

Fig. 1



Annales des Mines, 9e Série, Tome I, pages 239 et suivantes.

Lampe Pieler

Fig. 2.

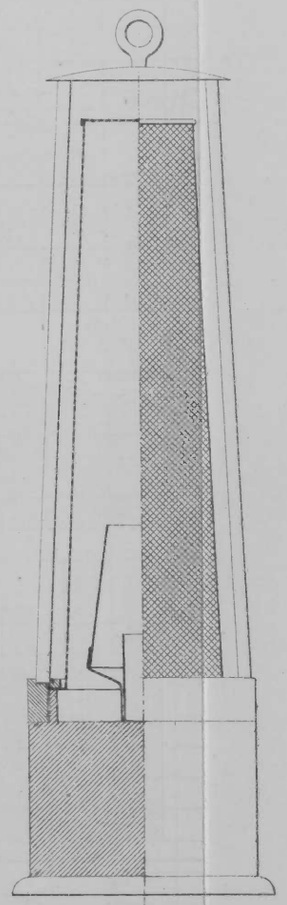
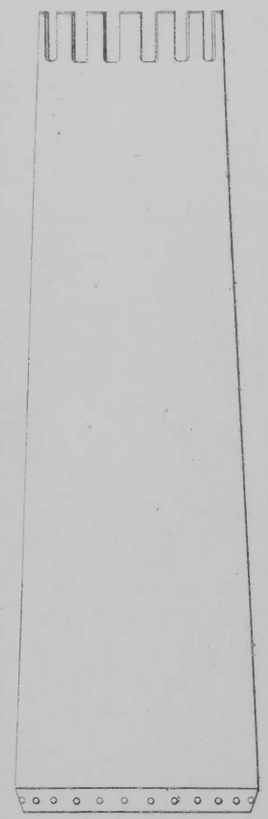
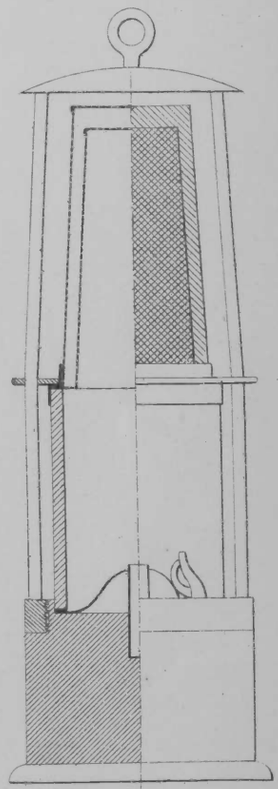


Fig. 3.



Lampe Wolf à benzine

Fig. 4.



Echelle des Fig. 2 à 4 = 2/5

Auto-Imp. L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris. 48-92

Fig. 1.

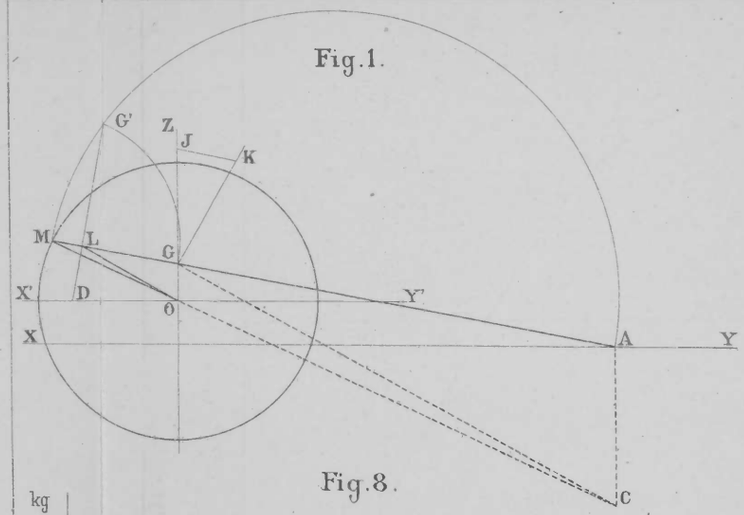


Fig. 8.

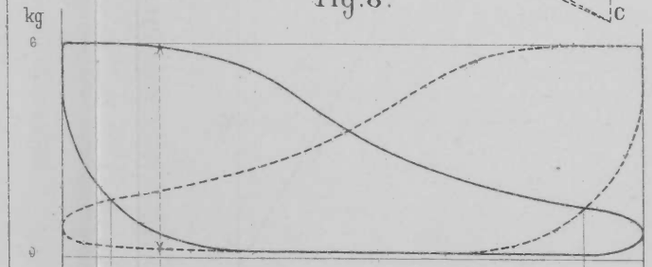


Fig. 9.

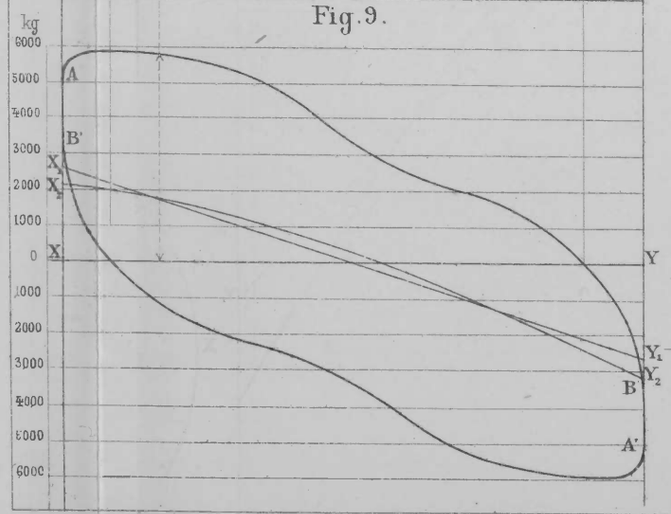


Fig. 4.

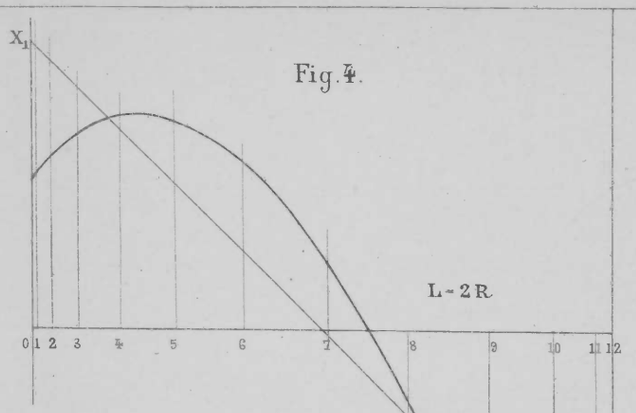


Fig. 5.

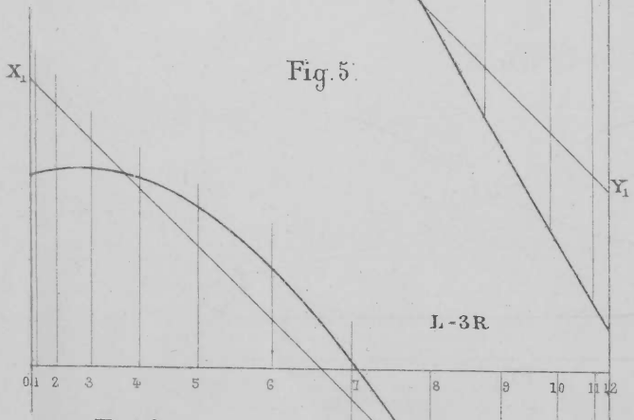


Fig. 2.

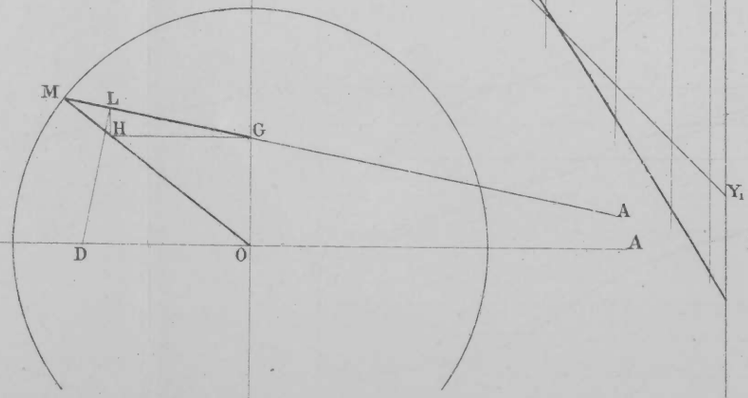


Fig. 6.

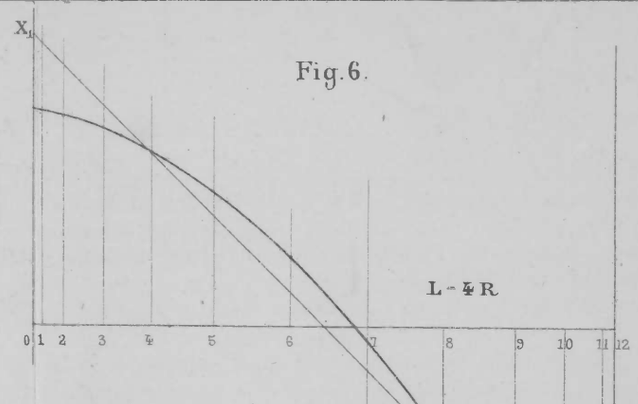


Fig. 7.

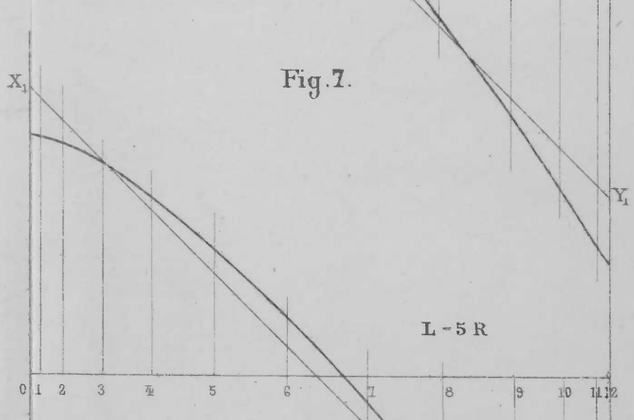
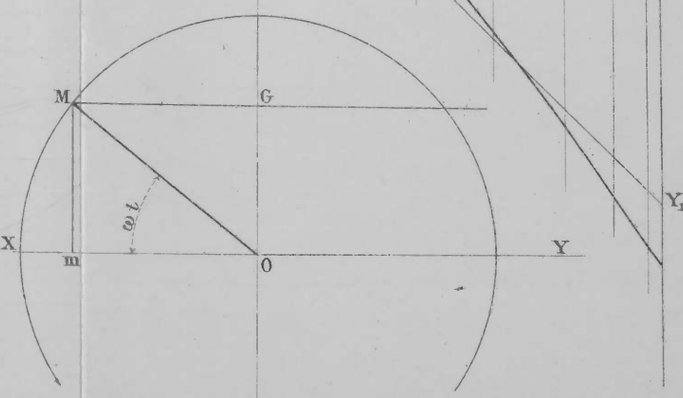


Fig. 3.



Annales des Mines, 9e Série, Tome I, pages 277 et suivantes.

Auto-Imp. L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris.

Fig.2. Plan d'ensemble de la station thermale de Cauterets
Echelle de 1/20 000

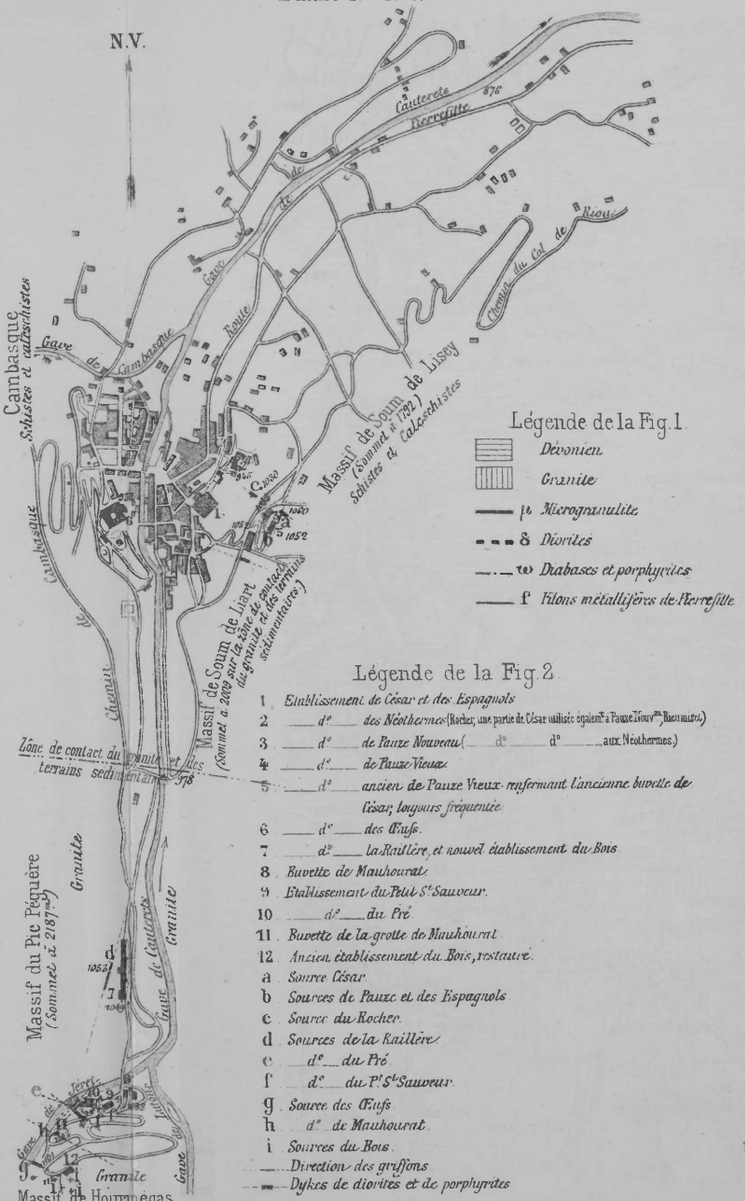


Fig.1. Carte géologique des environs de Cauterets
Echelle de 1/80 000

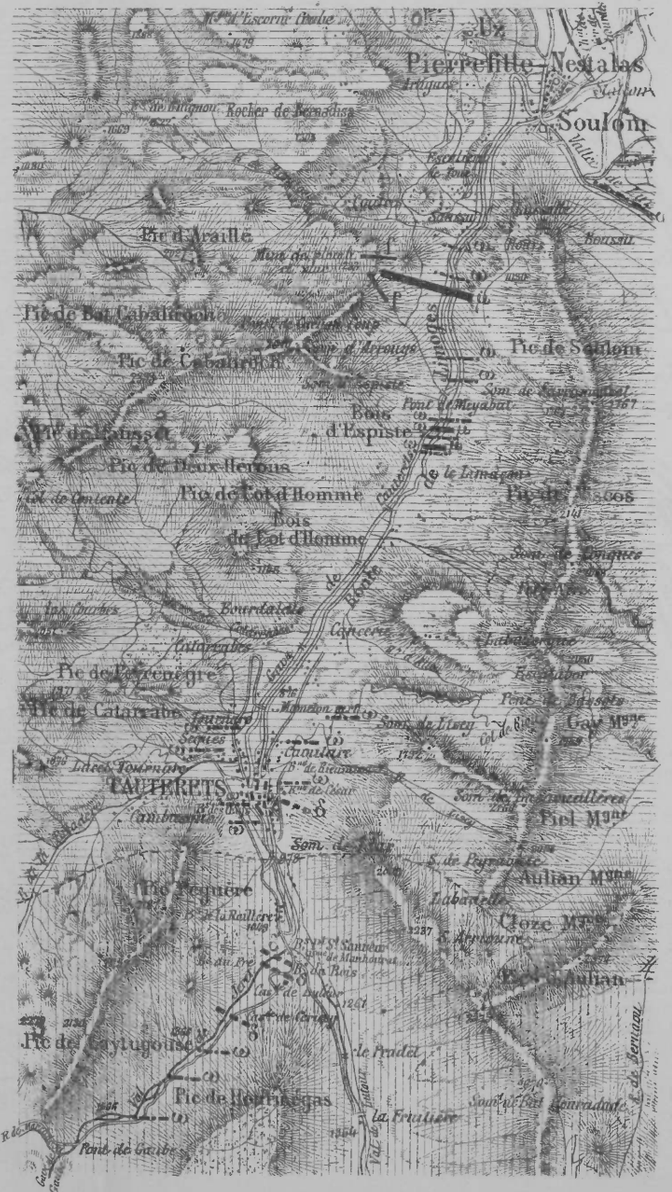

Pierrefitte-Nestalas
Soulom
Pic d'Araille
Pic de Bat Cabalirosse
Pic de Cabalirosse
Pic de Soulom
Bois d'Espiste
Pic de Peyreget
Pic de Cataraxas
Pic de Tot d'Homme
Pic de Peyreget
TAUTERETS
Pic Péguère
Pic de Peytugouse
Pic de Hourmegas
Pic de Viscos
Pic de Labas
Pic de Gabizos
Pic de Lutour
Pic de Lustou
Pic de Lurien
Pic de Lurgues
Pic de Lurbe
Pic de Lurbe
Pic de Lurbe

Fig. 1

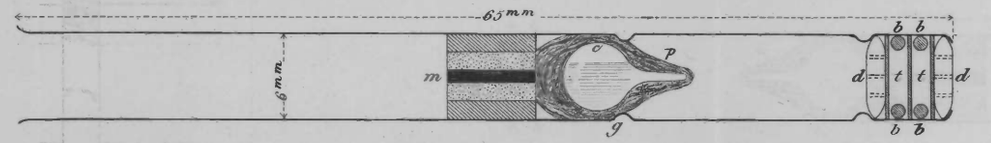
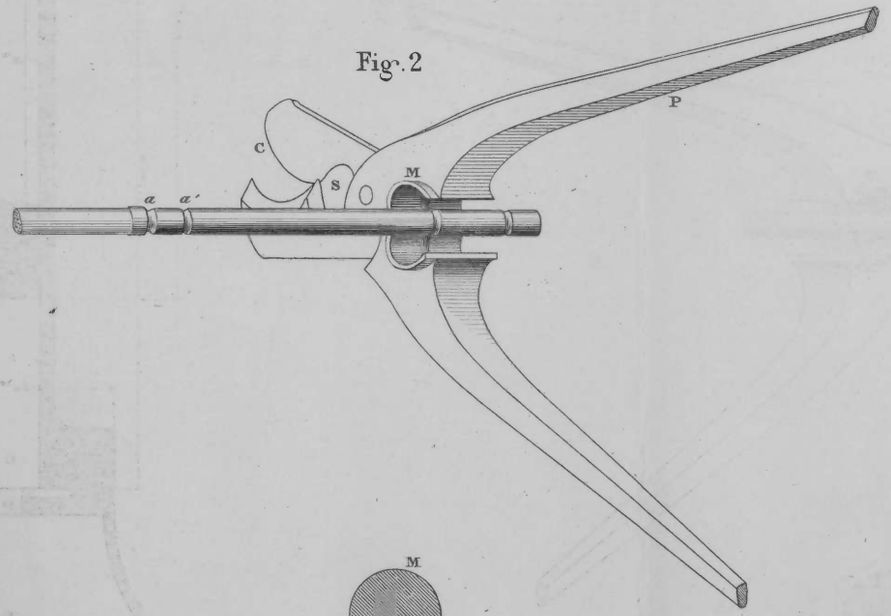


Fig. 2



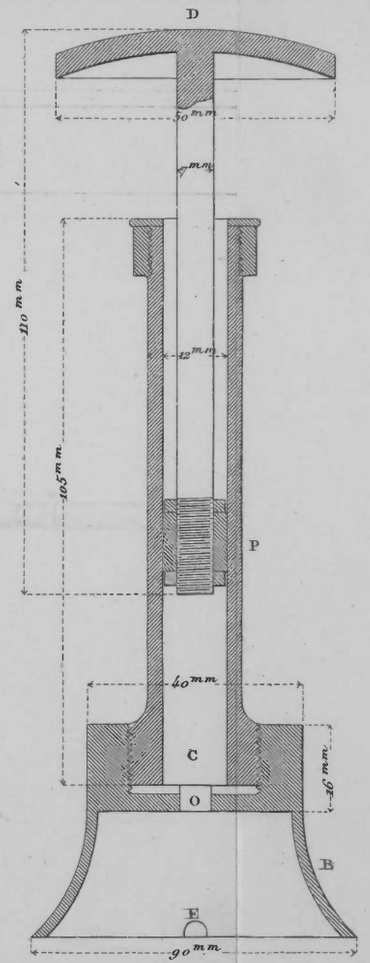


Fig. 5

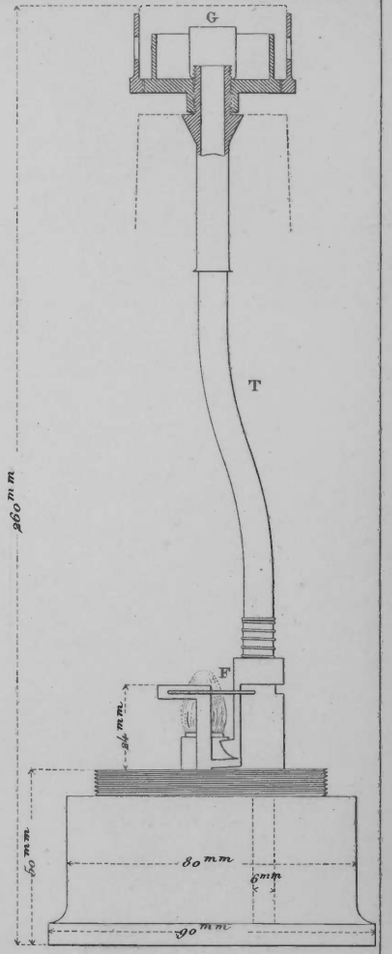


Fig. 3

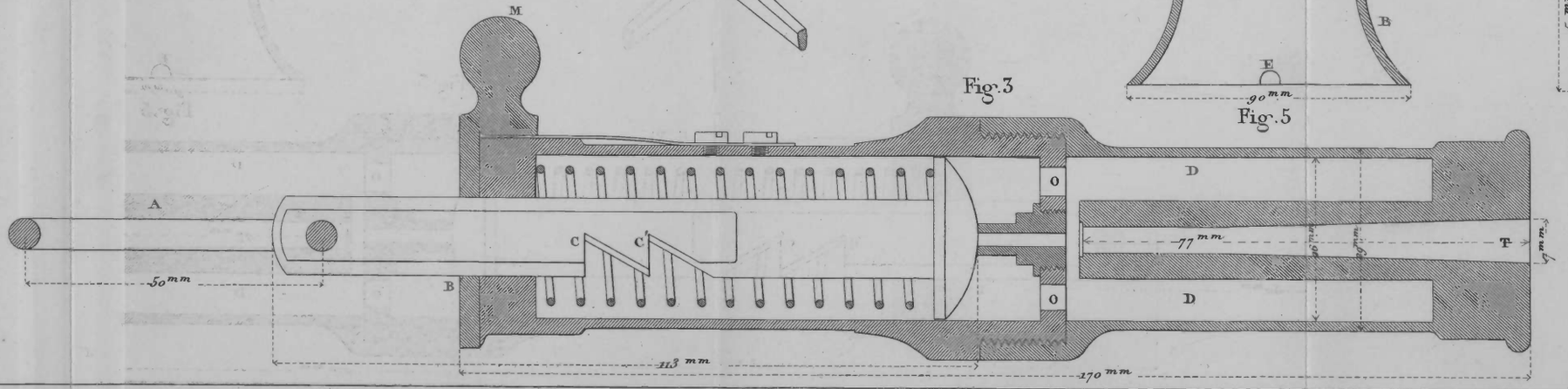
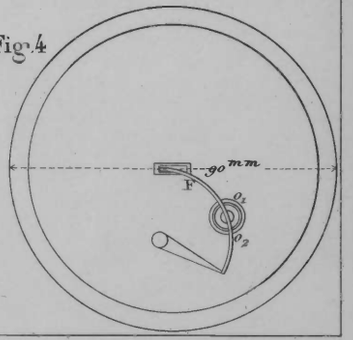


Fig. 4



GITES MÉTALLIFÈRES

Environs de Pontgibaud

Carte géologique

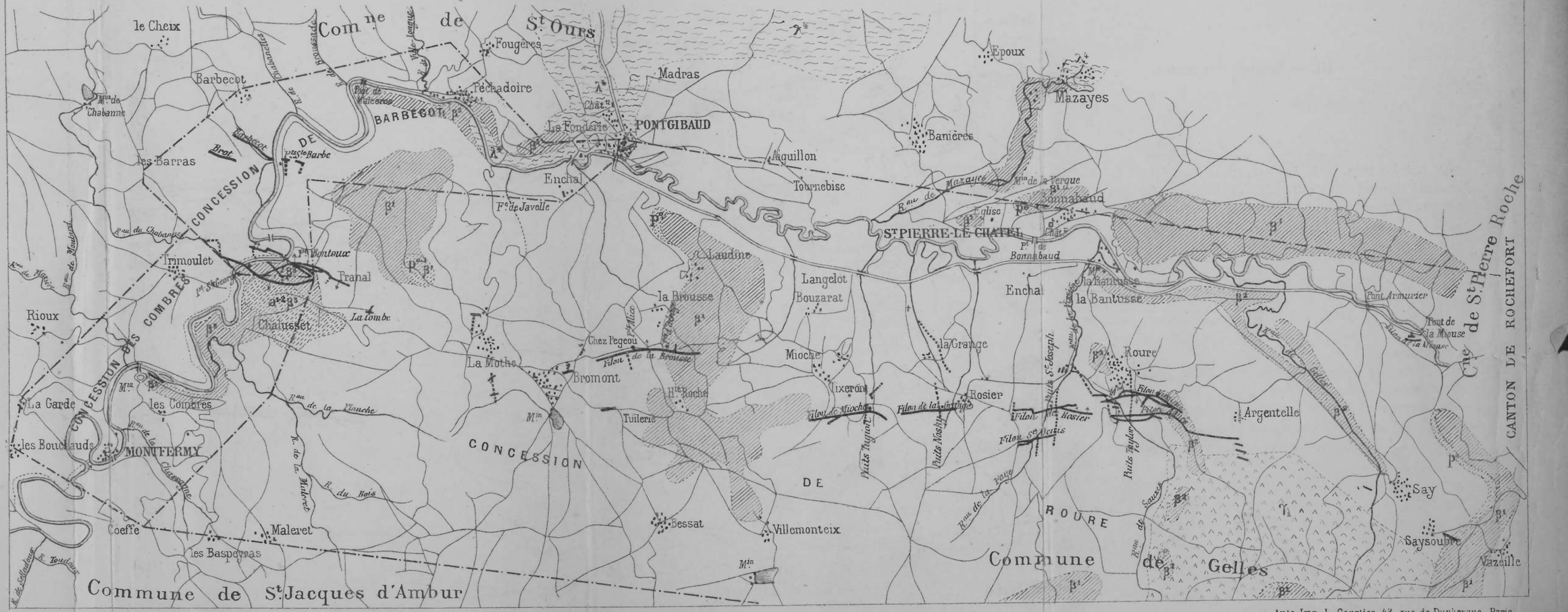
Échelle au 50.000

Observation

L'échelle de la carte n'a pas permis de représenter les filons de granulite, microgranulite et porphyrite.

N ← → S

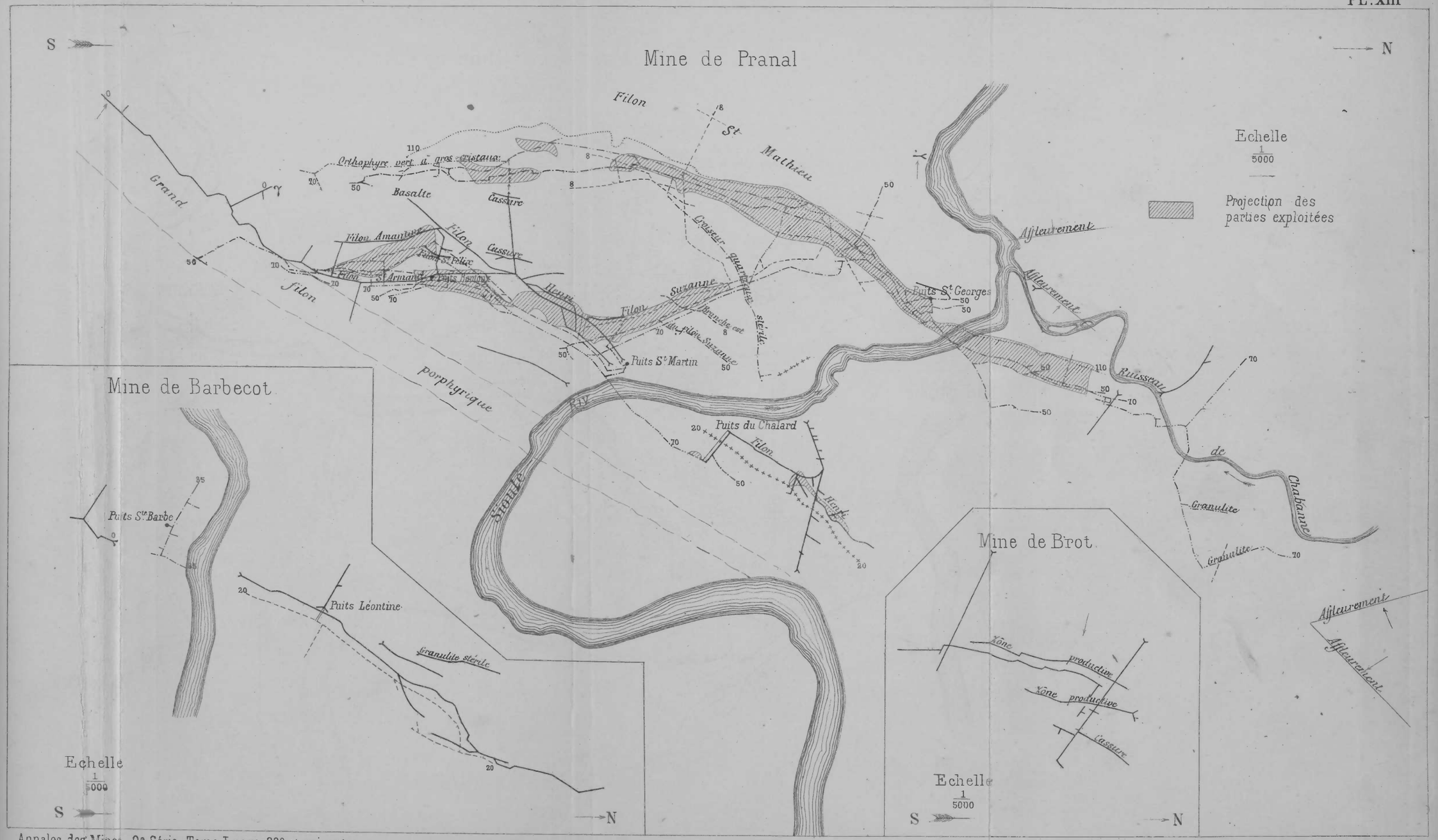
Tracé général des filons ..... *Galeries au rocher* — γ_1 *Granite* — β^1 β^2 β^3 *Basaltes* — p^o *Alluvions pliocènes* — λ^k *Labradorite* — *Schistes chloriteux, Micaschistes et Gneiss* — p^{o1} β^1 a^{1-2} β^3 *Projections basaltiques*



Annales des Mines, 9e Série, Tome I pages 389 et suivantes.

Auto-Imp. L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris.

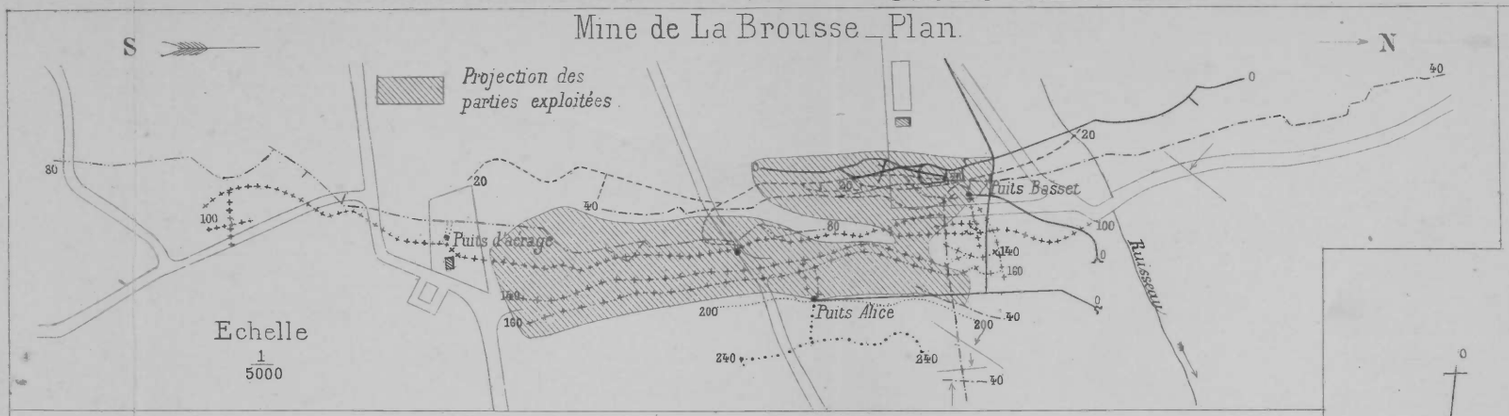
GITES MÉTALLIFÈRES



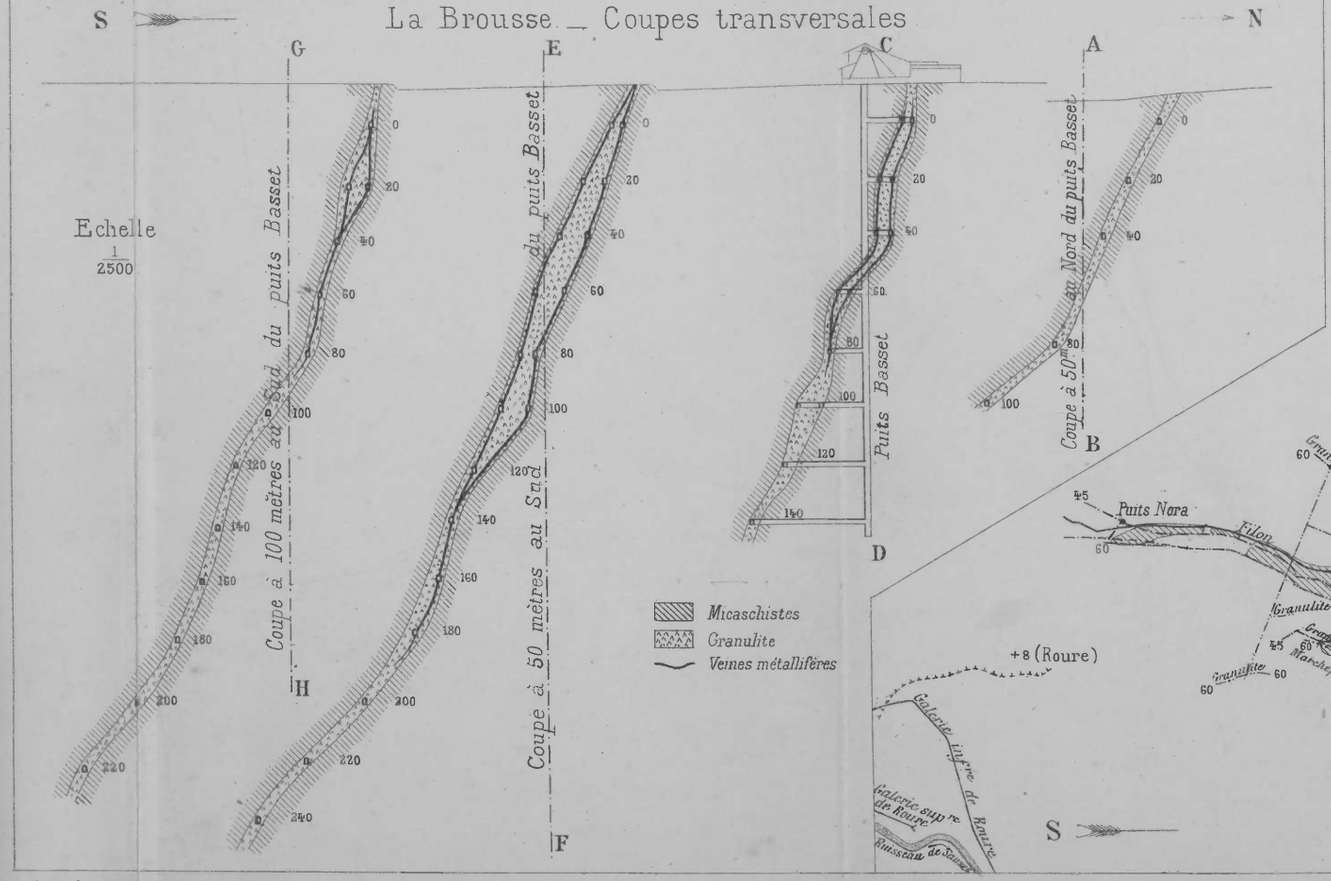
Annales des Mines, 9e Série, Tome I pages 389 et suivantes.

Auto-Imp. L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris.

Mine de La Brousse _ Plan.

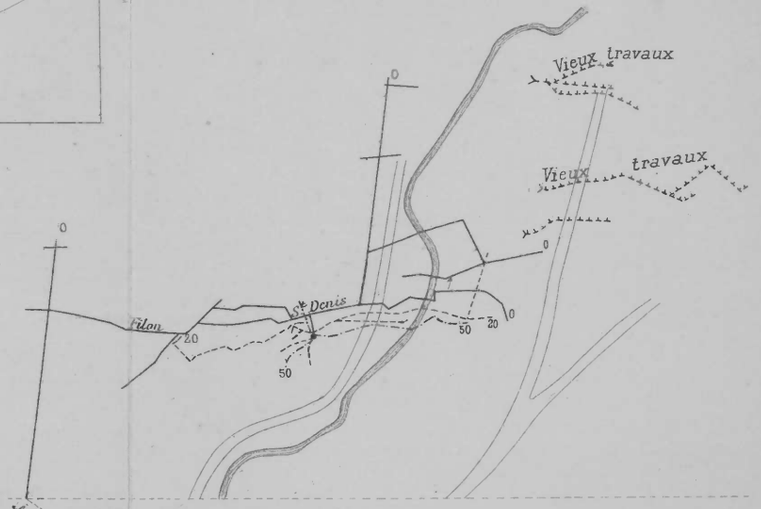


La Brousse _ Coupes transversales

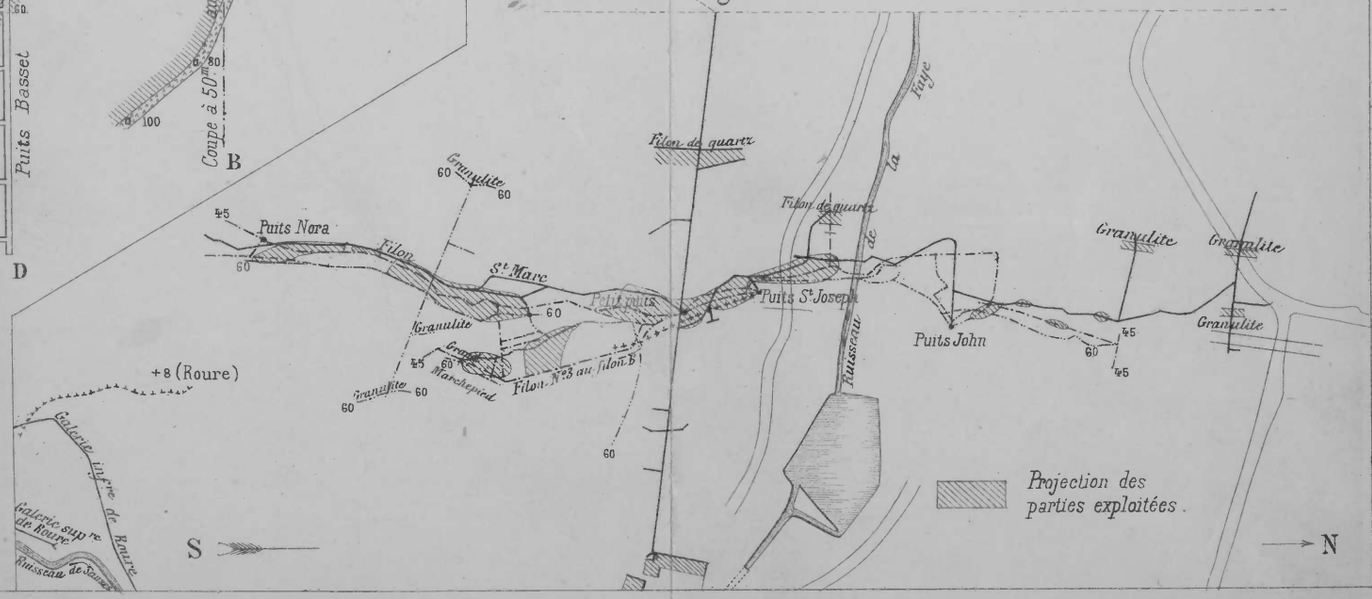


Rosier

Filon St. Denis



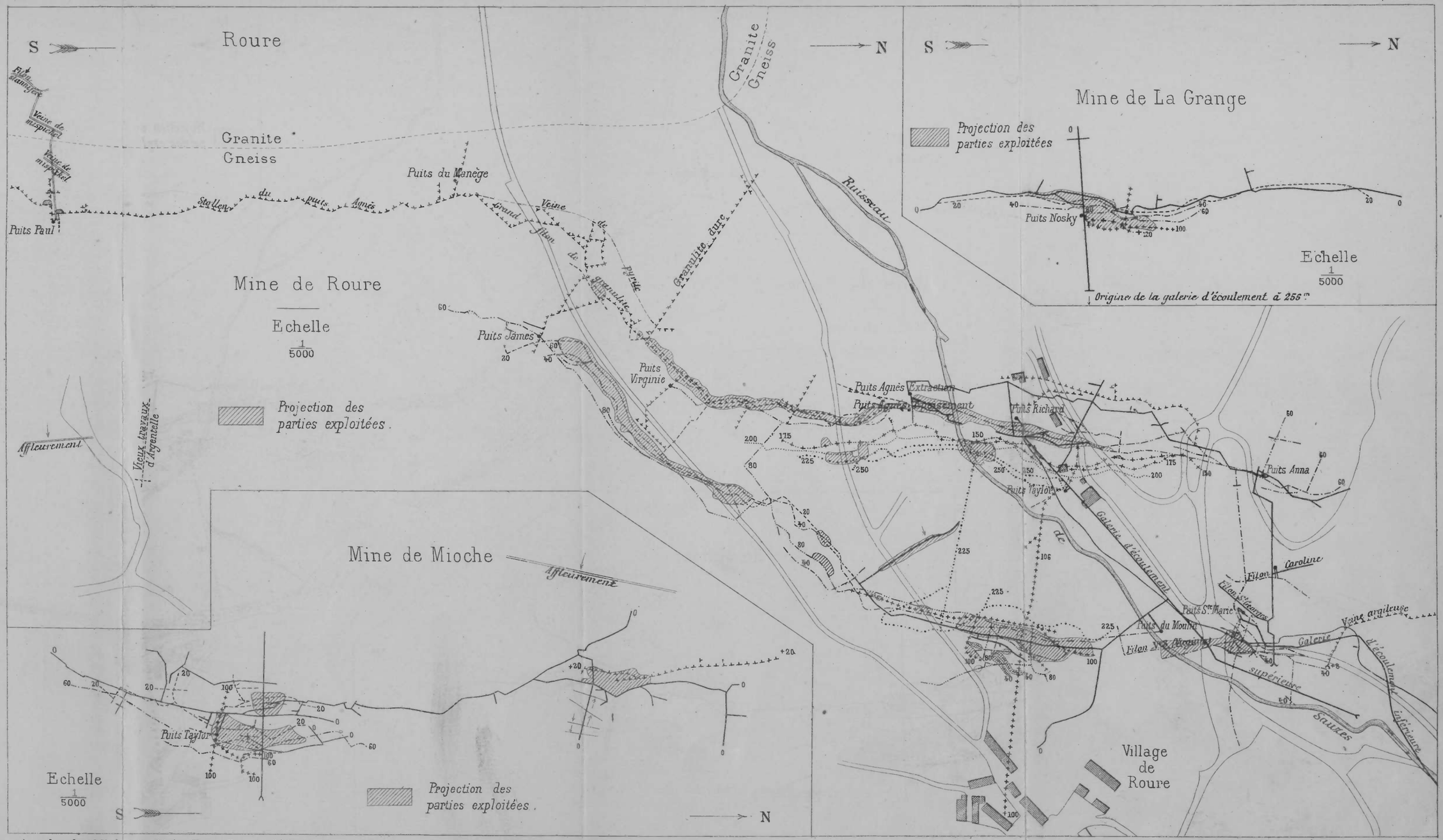
Filon principal et Filon B.



Annales des Mines, 9e Série, Tome I pages 389 et suivantes.

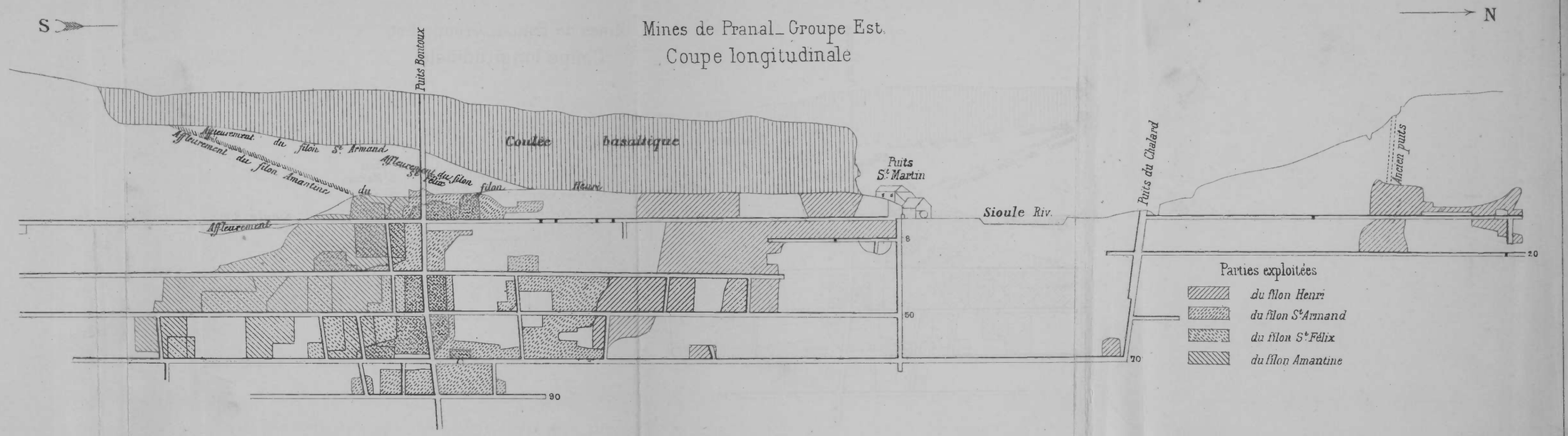
Auto-Imp. L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris.

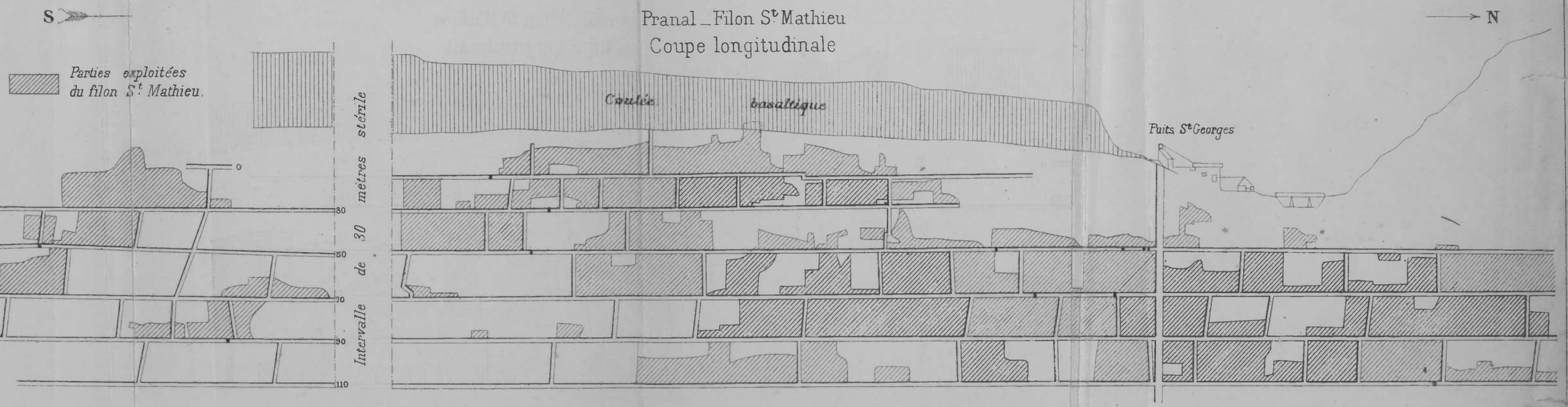
GITES MÉTALLIFÈRES



Annales des Mines, 9e Série, Tome I pages 389 et suivantes.

Auto-Imp. L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris.





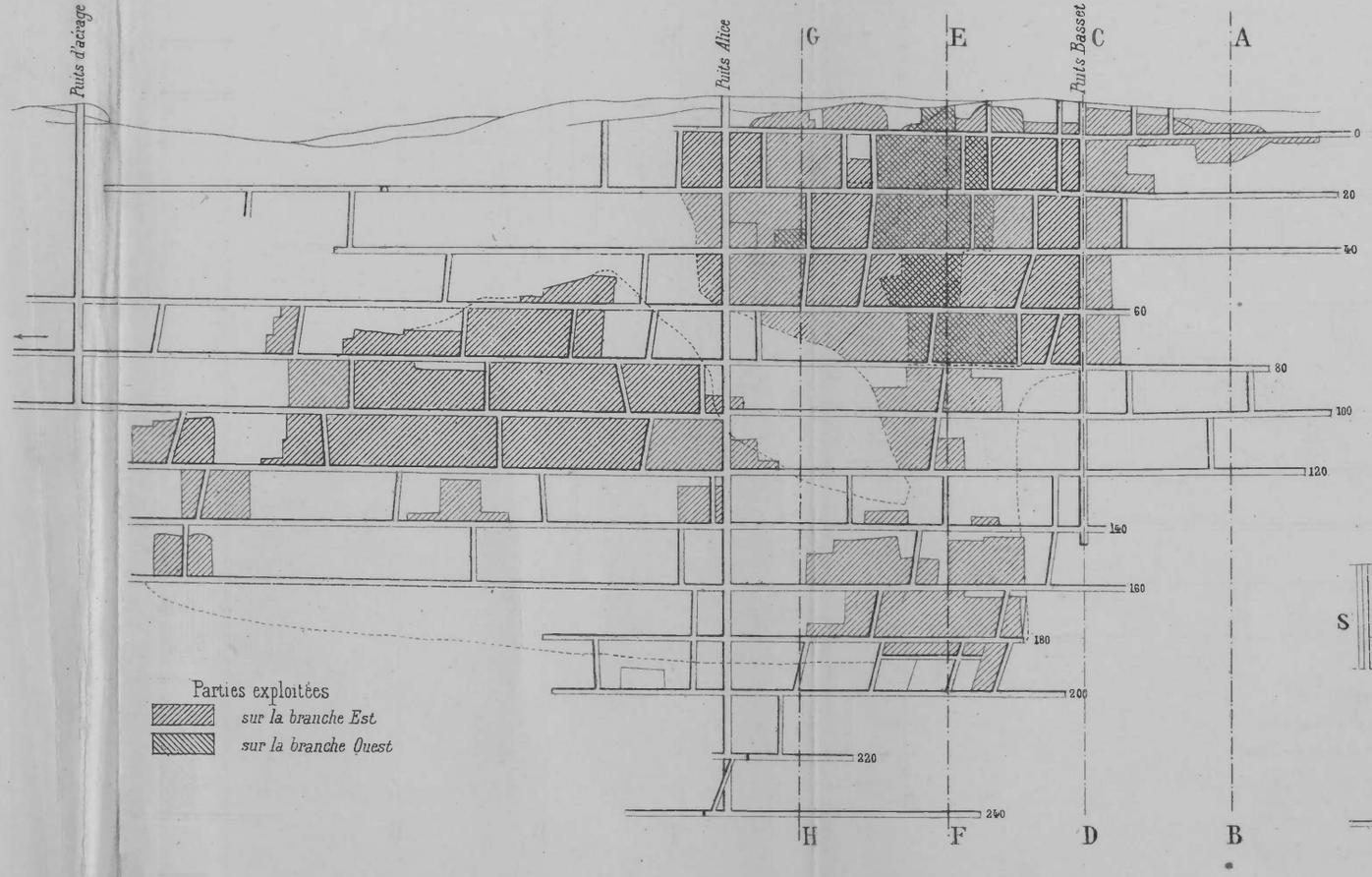
Annales des Mines, 9e Série, Tome I pages 389et suivantes.

Auto-Imp. L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris.

Coupes longitudinales

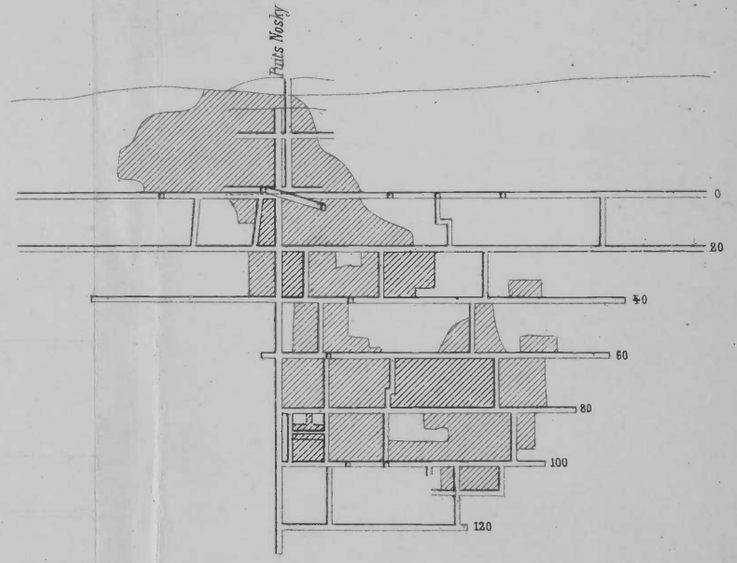
S

Mine de la Brousse



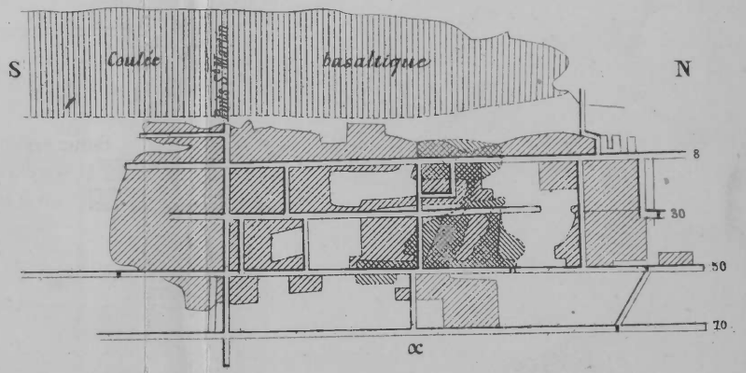
N

Mine de Lagrange



Filon Suzanne

Parties exploitées
du filon Suzanne
de la branche Est

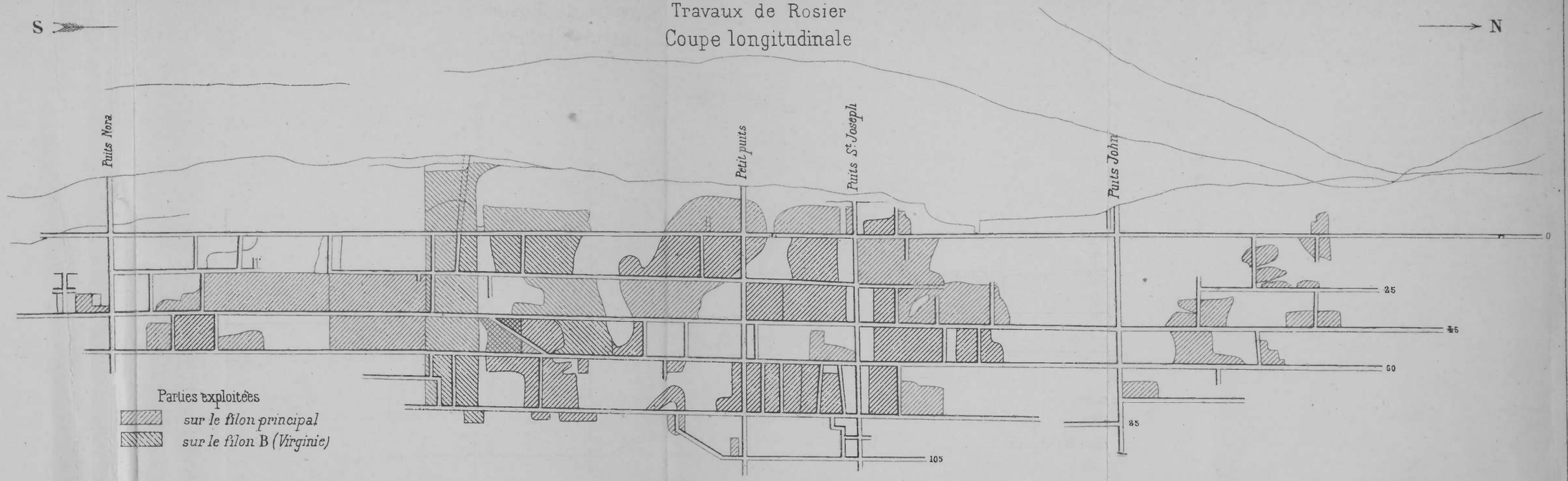


Annales des Mines, 9e Série, Tome I pages 389 et suivantes.

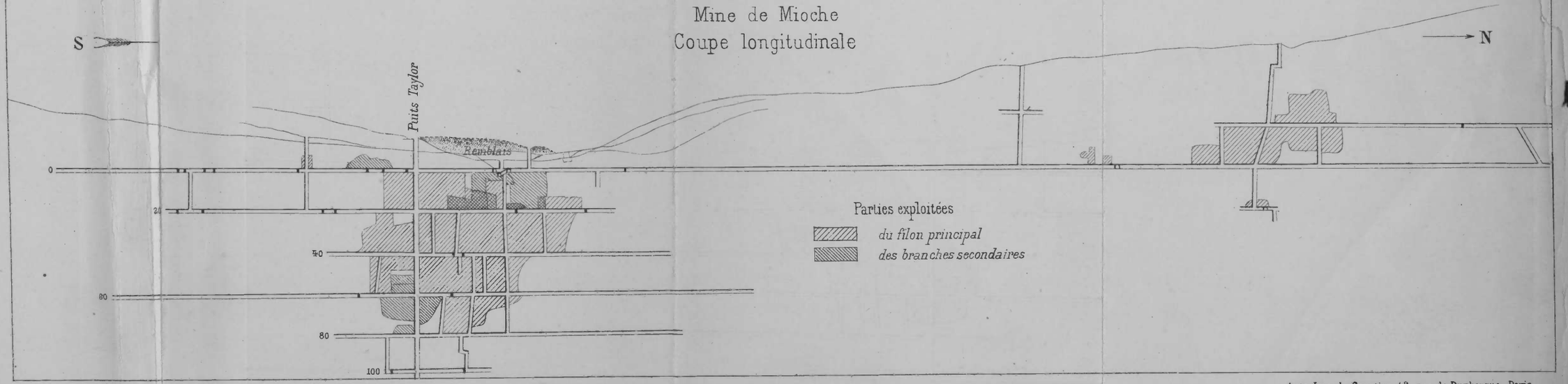
Auto-Imp. L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris.

GITES MÉTALLIFÈRES

Travaux de Rosier
Coupe longitudinale

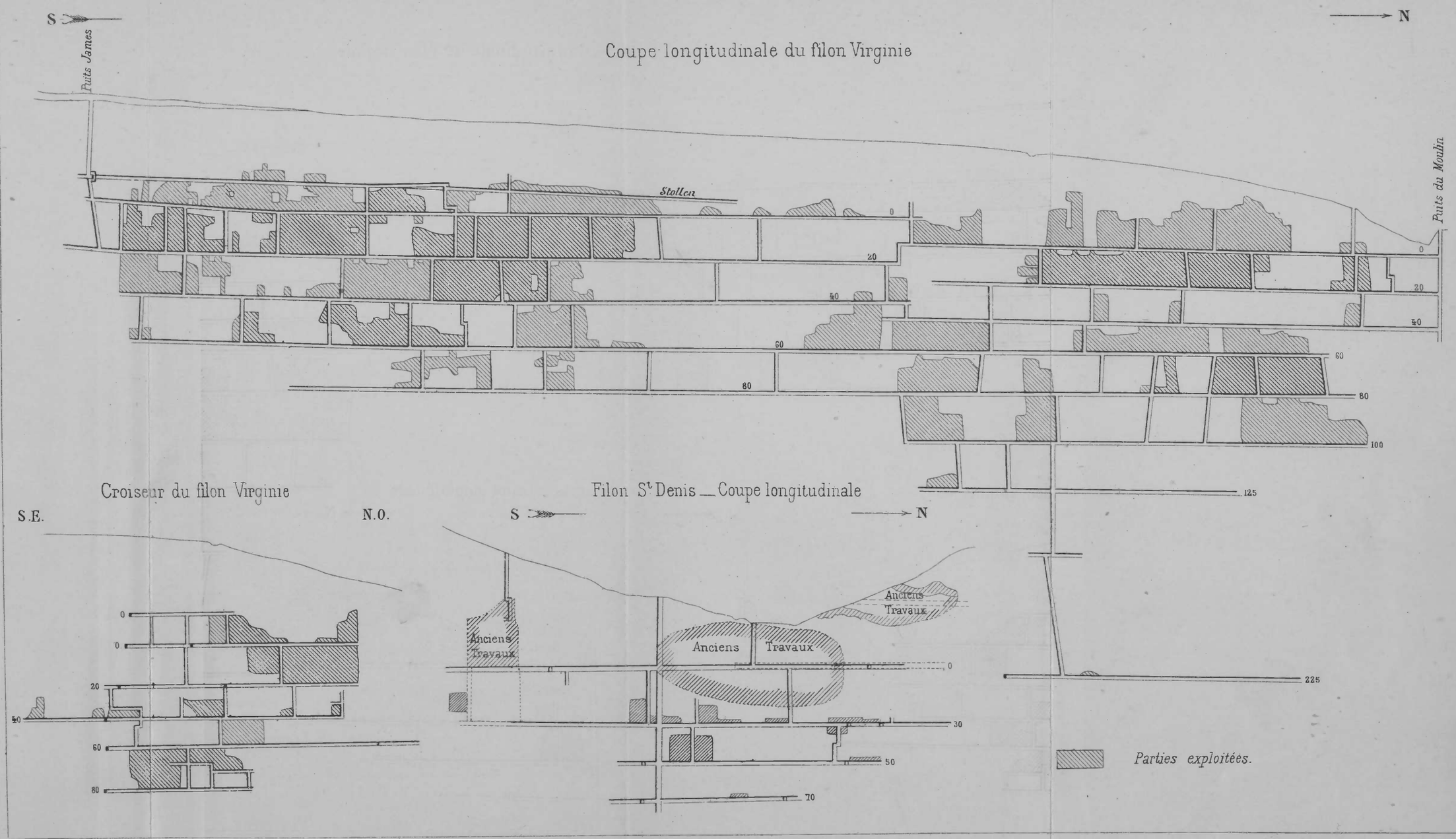


Mine de Mioche
Coupe longitudinale



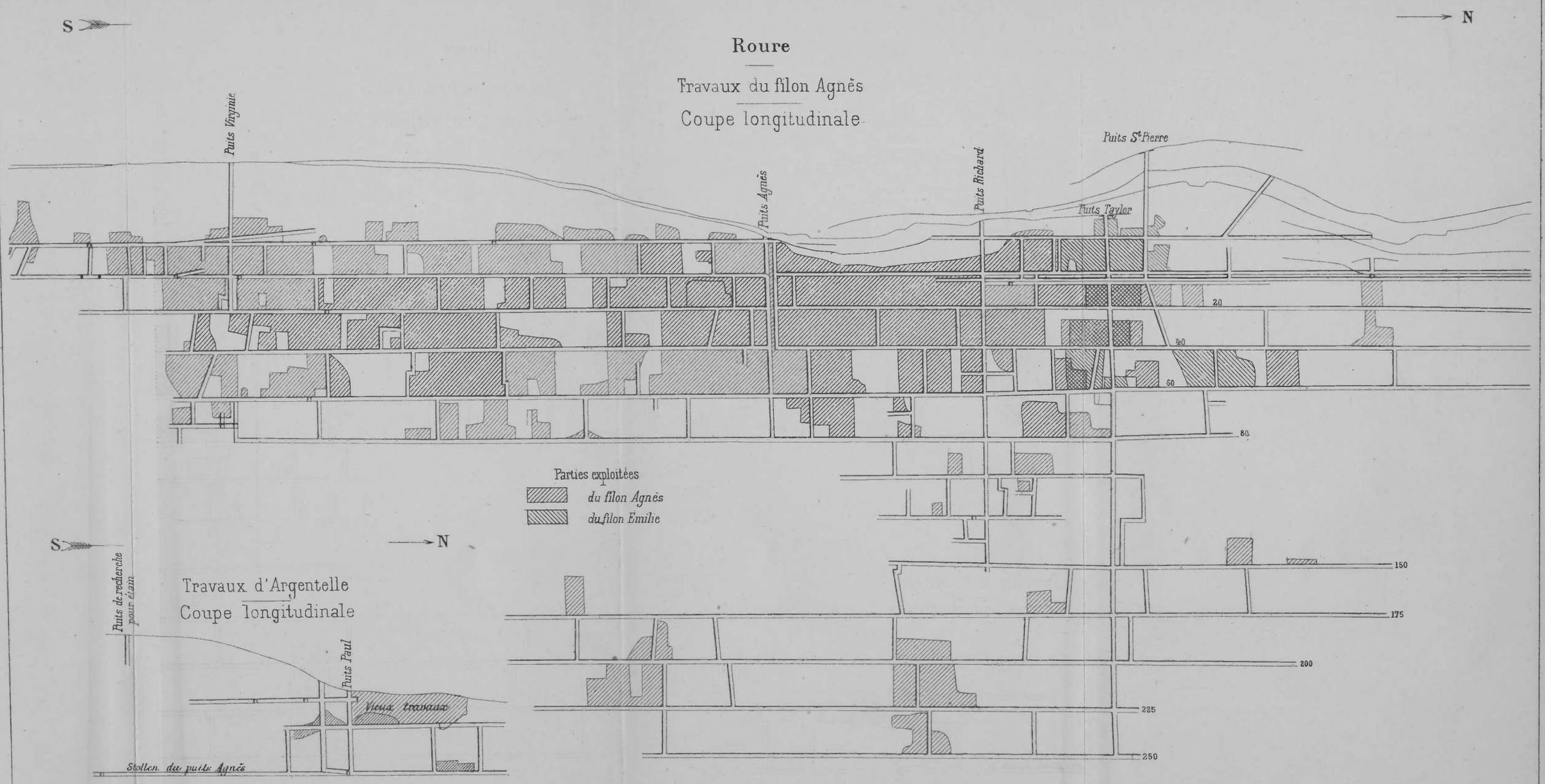
Annales des Mines, 9e Série, Tome I pages 389 et suivantes.

Auto-Imp. L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris.



Annales des Mines, 9e Série, Tome I pages 389 et suivantes.

Auto-Imp. L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris.



Annales des Mines, 9e Série, Tome I pages 389 et suivantes.

Auto-Imp. L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris.

Fig. 1. Machine express.

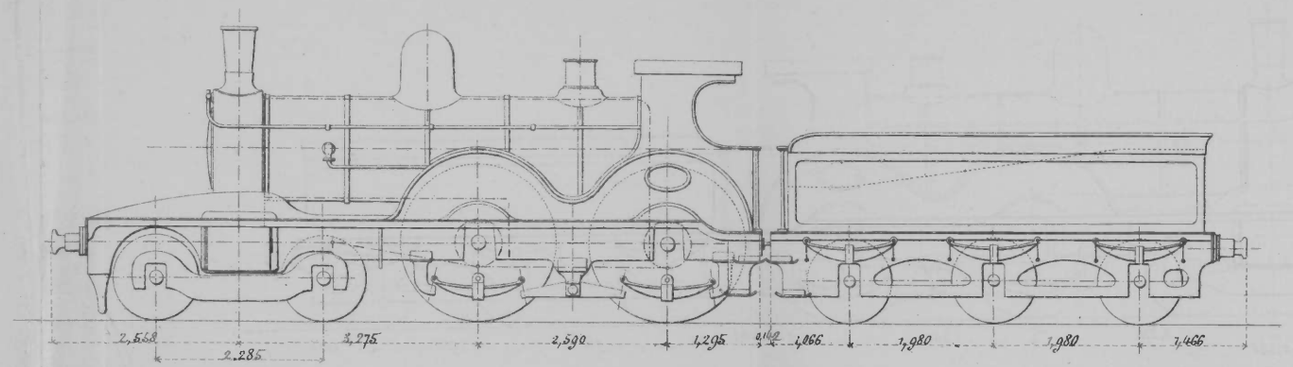


Fig. 2. Machine pour trains mixtes.

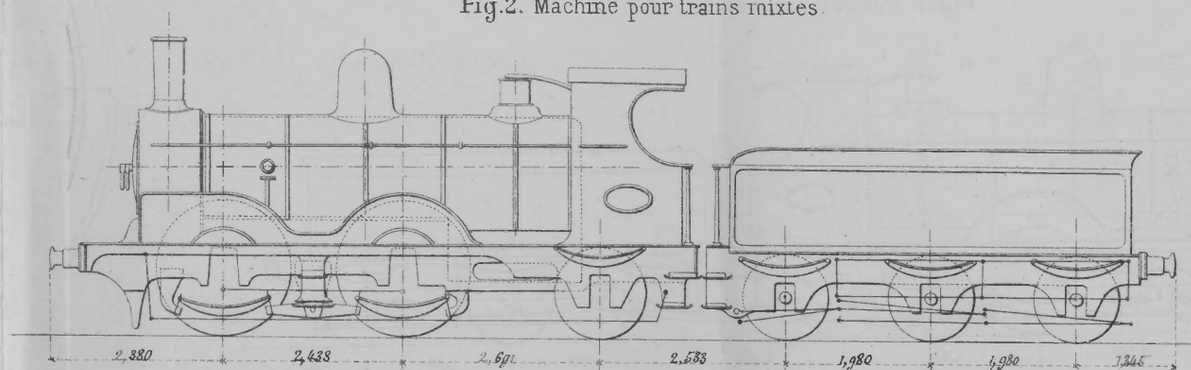


Fig. 3. Machine tender

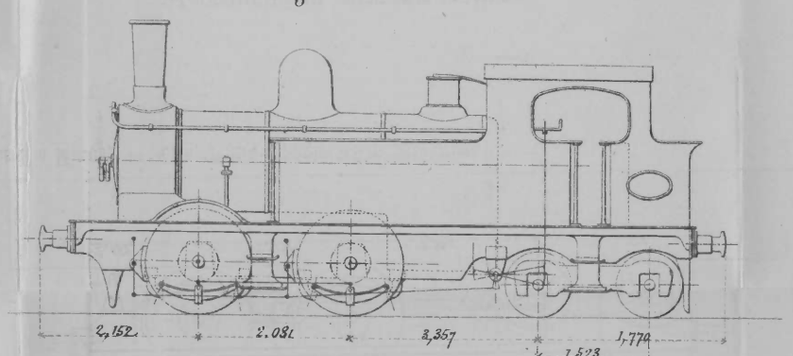
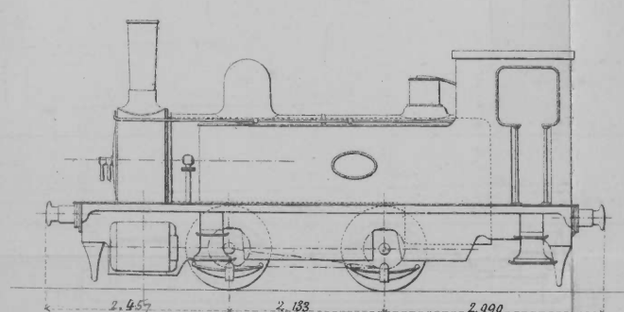


Fig. 4. Machine de manœuvre.



Roue en acier pour locomotive express du London and South Western Ry.

Fig. 5. Elévation.

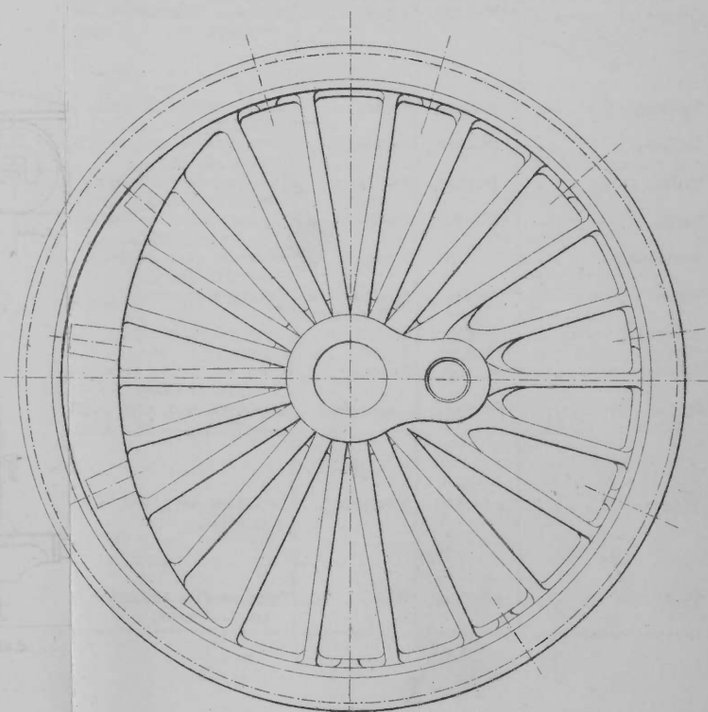


Fig. 6. Coupe

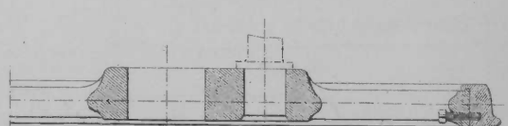
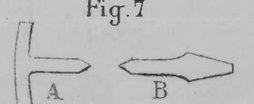


Fig. 7



Annales des Mines, 9e Série, Tome Ier, pages 539 et suivantes.

Auto-Imp. L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris.

Fig. 4.

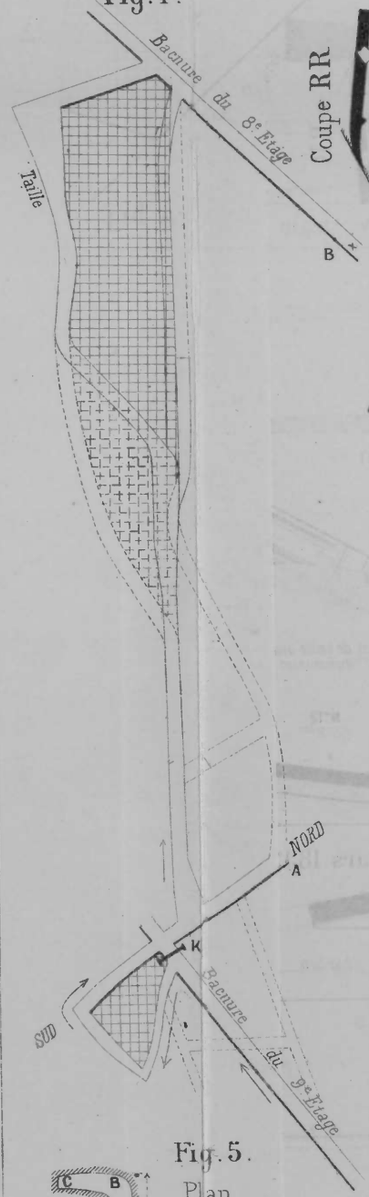


Fig. 2.

Remontée Ste Barbe
du 7e au 6e Etage.
Echelle de 0.001

Fig. 10.



Fig. 12.

Dégagement de Janvier 1892
Echelle de 0.005

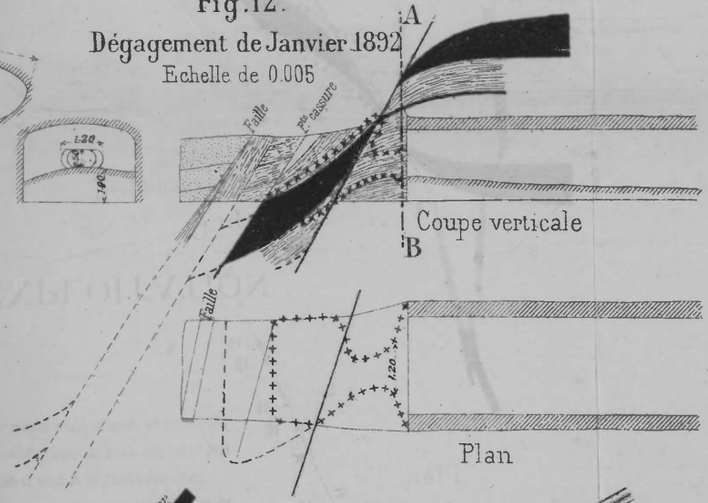


Fig. 9. Disposition du refuge

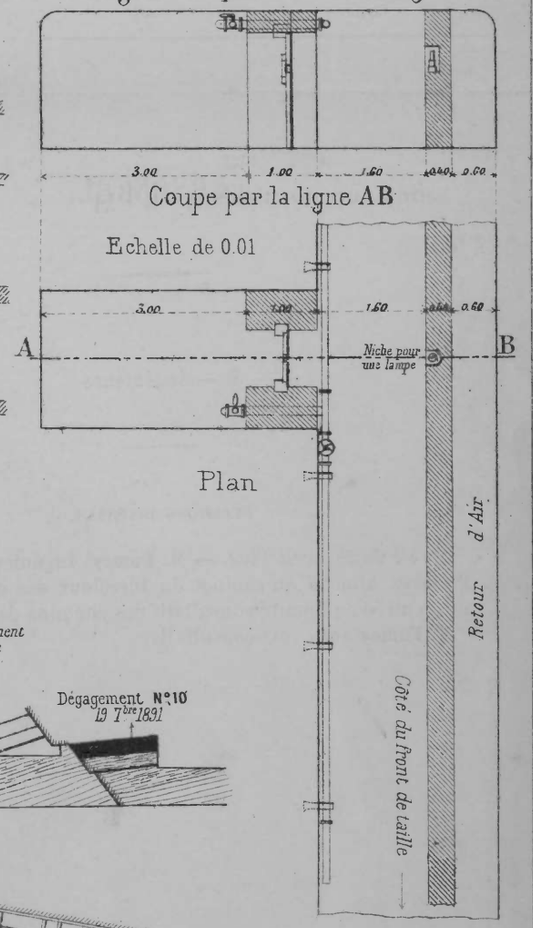


Fig. 1.

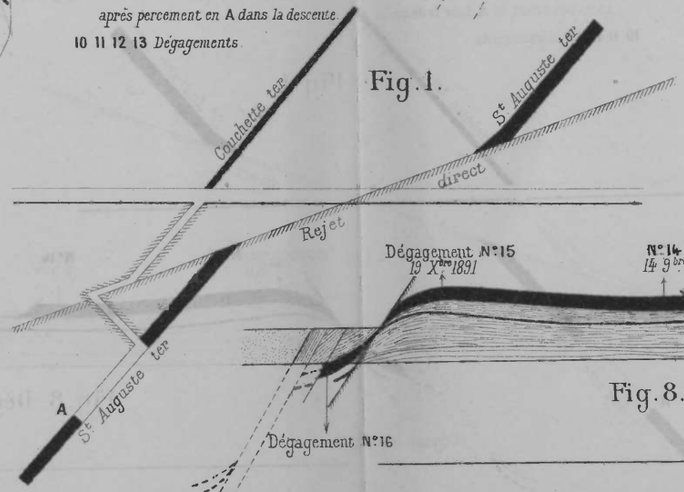


Fig. 3.

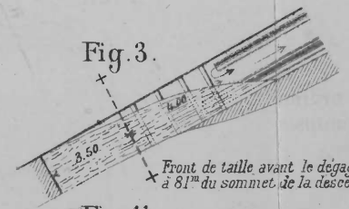


Fig. 11.



Fig. 8. Dégagement du 3 Mars 1892.

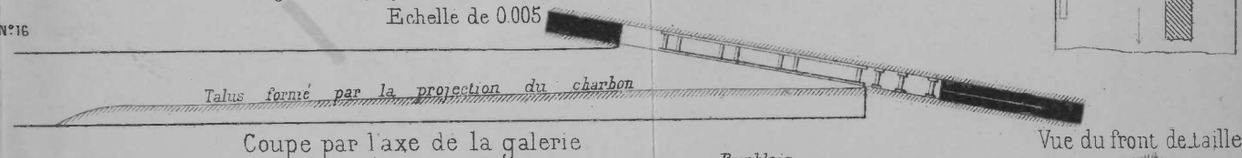


Fig. 5.

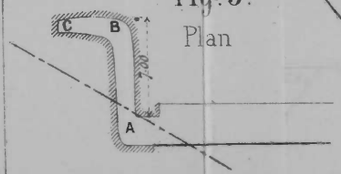


Fig. 6.

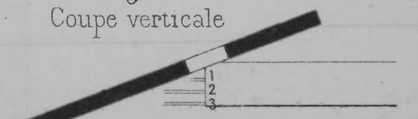
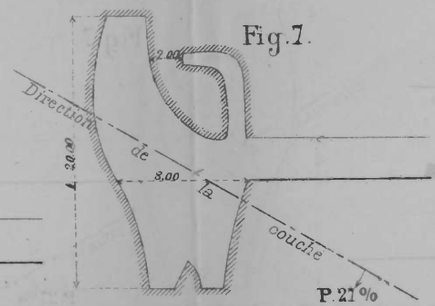
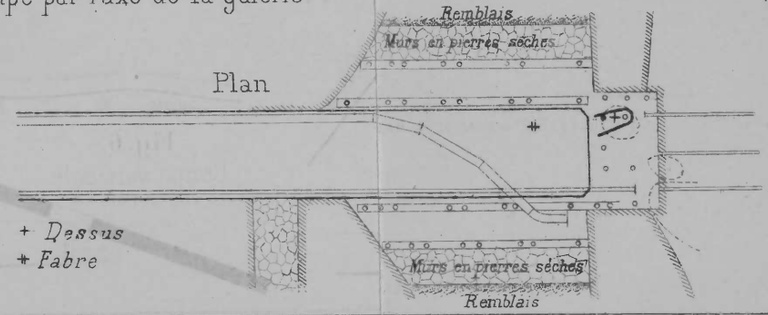


Fig. 7.





Auto-Imp. L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris.

