4° Modifications correspondantes de la procédure administrative par les simplifications mentionnées, notamment par la suppression de la justification préalable du consentement unanime des riverains pour l'instruction des demandes en règlementation de prises d'eau.

R. DE LA BROSSE,
Ingénieur en chef des Ponts et Chaussées.

DE L'INTERVENTION DE L'ÉLECTROCHIMIE
DANS LA MÉTALLURGIE DU PLOMB
(Ancienne méthode d'exploitation de Pontgibaud)

Dans un précédent article, paru à cette place (*La Houille Blanche*, juin 1902), nous avons exprimé les desiderata à réaliser dans la réduction des minerais de fer au four électrique. Aujourd'hui, nous nous proposons d'indiquer les lacunes qui existent, au moins en France, dans la transformation des minerais de plomb, et nous allons demander encore une fois si l'électrochimie ne serait pas capable d'améliorer une industrie qui, devant la concurrence étrangère, tend à nous échapper de plus en plus. En présence des réserves d'énergie hydro-électriques dont nous disposons et qui doivent nous redonner une supériorité sur nos concurrents industriels, la question se pose, impérieuse et pressante.

Il paraîtrait plus intéressant de s'occuper du cuivre dont la métallurgie est une branche plus importante de notre industrie nationale. Mais l'électrométallurgie du cuivre est déjà suffisamment avancée, surtout dans le raffinage, pour qu'on puisse espérer, à brève échéance, des résultats donnant toute satisfaction ; elle permet d'obtenir un métal pur, ce qui est d'une si grande importance, au point de vue des applications de ce métal à l'appareillage électrique, et n'avait pu se faire avant l'intervention des méthodes électrochimiques. Et comme notre objectif est seulement de poser, en métallurgie générale, les problèmes fondamentaux à la solution desquels doivent s'attacher les électrométallurgistes, nous ne nous occuperons pas du cuivre où il n'y a plus guère que des questions de perfectionnements à résoudre ; nous laissons à d'autres spécialistes le soin de décrire, ici, les nouveaux procédés de traitements électriques en usage dans cette métallurgie.

Mais en ce qui concerne le plomb, on ne se trouve actuellement qu'en présence de procédés longs et coûteux, dont il est désirable de voir les nombreuses opérations se réduire et se simplifier. Divers procédés de traitements électriques par voie humide sont appliqués, mais, spécialement aux minerais très riches en argent ; diverses méthodes de raffinage électrolytique sont en voie d'essai industriel, mais tout ceci ne constitue pas encore l'électrométallurgie du plomb, partant du minerai et arrivant au produit marchand. Chacune de ces opérations est nécessairement connexe de plusieurs opérations de la métallurgie ancienne. Pour bien faire comprendre la nature et l'importance des desiderata à réaliser dans l'application de l'énergie électrique à la préparation du plomb et de l'argent, nous croyons qu'il est bon d'exposer l'état actuel de cette industrie et, pour cela, de montrer la production du plomb argentifère dans toutes ses phases. On verra mieux ainsi, où et comment il est à désirer que se fasse l'intervention de l'électrochimie.

Nous avons, pendant plusieurs années, collaboré à toutes les opérations de Pontgibaud ; en nous référant aux données pratiques extraites de cette exploitation, nous pourrons faire bien ressortir tout l'intérêt des problèmes électrométallurgiques dont il importe de poursuivre la recherche, dans cette branche de notre industrie.

Mais, avant d'entrer dans le sujet, nous tenons à nous excuser auprès du lecteur de l'aridité des nomenclatures de chiffres qui vont suivre. Nous les produisons afin qu'ils servent de point de direction aux électrométallurgistes. Nous les certifions inédits et authentiques.

I. — DISPOSITIONS DE L'USINE DE PONTGIBAUD.

Méthodes générales employées dans la métallurgie du plomb. — Observons d'abord qu'en France, les minerais de plomb argentifère se présentent en grande majorité sous la forme de sulfures de plomb, ou *galène* ; les autres combinaisons de plomb sont peu nombreuses chez nous et ne constituent pas, en général, des filons assez importants pour être exploités.

D'une manière très générale, trois méthodes sont employées pour l'extraction du plomb de ses minerais sulfurés.

1° La méthode par grillage et réaction. — Elle ne s'adresse qu'à des minerais purs et riches et emploie surtout des combustibles bruts. La galène est grillée juste au point où il se forme, en proportions déterminées, du sulfure de protoxyde et du sulfate de plomb ; on élève la température de façon à ce que l'oxyde et le sulfate se décomposent avec le sulfure en plomb et acide sulfureux.

2° La méthode par grillage et réduction. — Elle consiste à prolonger le grillage jusqu'à décomposition complète de la galène, c'est-à-dire jusqu'à ce qu'elle soit transformée en un mélange de protoxyde de plomb et d'une petite quantité de sulfate de plomb passant au silicate ; ensuite le produit grillé est soumis à une fusion réductive, avec du charbon, du carbonate de chaux et du peroxyde de fer ; le plomb est séparé par le charbon et le peroxyde de fer, ou bien est converti, par la fusion réductive, en sulfure de plomb duquel le plomb est séparé par le fer.

3° La méthode par précipitation. — On décompose le sulfure de plomb par le fer, à sa température de fusion ; du plomb se sépare ; il se forme une combinaison de sulfure de fer et de sulfure de plomb dite *matte plombeuse* qui doit être grillée, et dans laquelle le sulfure de fer est transformé en peroxyde ; elle est ajoutée dans cet état à du minerai et passée à la réduction ; le plomb avec une grande quantité d'argent est séparé. Cette méthode emploie surtout du combustible carbonisé.

Méthode et usine de Pontgibaud. — La seconde méthode était seule employée à Pontgibaud ; c'est de beaucoup la plus générale, vu que les deux autres ne peuvent produire des résultats qu'avec des minerais très purs et riches, ce qui n'arrive généralement pas en France.

Article published by SHF and available at http://www.shf-lhb.org or http://dx.doi.org/10.1051/lhb/1903055

Nous donnons ci-après (p.268), un dessin d'ensemble des bâtiments et des appareils de l'usine qui permettra de suivre la marche de toute la fabrication ; nous nous y référerons par la suite, lorsque nous indiquerons la fabrication de chaque produit spécial avec le dessin de l'appareil nécessaire à sa formation.

L'usine à plomb comprenait trois ateliers : le grillage du minerai, la réduction du minerai grillé et la transformation du plomb d'œuvre.

En se reportant au dessin, on voit d'abord, sur la projection verticale, que le terrain n'était pas de niveau ; il en résultait que différents ateliers étaient situés à plusieurs étages, ce qui économisait de la main-d'œuvre dans une certaine mesure

Considérons la fabrication à son point de départ. Le minerai arrivait en A dans une cour, à 13 mètres environ au-dessus du niveau le plus bas de l'usine ; on le déversait, directement, dans les casiers **a** du magasin dont le sol était à 2 mètres plus bas que celui de la cour ; le bâtiment de ce magasin avait environ 10 mètres de largeur et toute la longueur de l'atelier du grillage, soit 110 mètres environ.

Le grillage BB contenait 14 fours dont 13 marchaient jour et nuit, et un en attente en cas de réparation. La largeur du bâtiment était de 21 mètres environ ; il contenait, avec les fours de grillage, la halle de composition des lits de fusion de la réduction. Le sol des fours de grillage était à 2 mètres au-dessous de celui du magasin du minerai, en sorte que le transport s'en effectuait facilement à la brouette, et ce minerai était déversé dans la trémie de chaque four, visible sur le dessin.

Le minerai grillé était ensuite jeté dans la halle indiquée en CCC, dite halle de réduction, large de 6 mètres dans sa partie étroite et de 21 mètres dans sa partie large ; son sol était à 3 mètres au-dessous de celui des fours de grillage et au niveau de la porte de chargement des fours de réduction, laquelle se trouvait, elle-même, en contrebas de 6 mètres de l'atelier de réduction et au niveau de tous les autres bâtiments et ateliers de l'usine.

L'atelier de réduction est indiqué par les lettres ***bb*** sur le dessin ; il est couvert par les toits du magasin de minerai et du grillage prolongés, lesquels ne sont supportés d'un côté que par un mur ; le reste des fermes et des pannes du toit repose sur des piliers en maçonnerie de basalte pour laisser parfaitement libre la circulation de l'air ; car la coulée du plomb d'œuvre et des scories, dégageant presque en permanence des vapeurs abondantes de combinaisons arsénicales et antimoniales, est une opération très malsaine qui exige beaucoup d'aération.

L'atelier désigné sous le nom de *transformation du plomb d'œuvre* procédait à diverses opérations. Il était au niveau du sol de l'atelier de réduction. Le four de raffinage du plomb d'œuvre est indiqué en ***c*** sur les deux projections. C'était la première opération de cet atelier. On voit, ensuite, en plan, indiqués en ***dd***, les deux appareils de désargentation, soit pour l'enrichissement du plomb, soit pour son appauvrissement en argent au degré exigé pour en faire du plomb marchand. Cette opération donnait le premier produit vendable.

L'élévation ne montre que l'un de ces appareils. On voit ensuite en ***e***, sur les deux projections, le four de coupellation qui sert à la fabrication de l'argent brut, ou argent éclair. Ensuite, dans un petit bâtiment à droite de l'atelier de transformation du plomb d'œuvre, se trouve un atelier ***f*** dit du raffinage de l'argent éclair ; il en sortait le métal vendable en argent marchand.

La coupellation de l'argent donnait lieu à des produits secondaires, c'est-à dire aux oxydes de plomb, appelés litharges ; elles n'étaient pas vendues, mais transformées, par une réduction au charbon, en plomb d'œuvre à désargenter. On voit, en plan, deux fours ***gg*** servant à la réduction des litharges ; sur la projection verticale, ces fours sont masqués par celui du raffinage du plomb indiqué par les lettres ***cc***.

En plan, on voit deux roues hydrauliques figurées par les lettres ***h***, ***i***. La première, la plus grande, actionnait un ventilateur (non représenté) installé à 7 ou 8 mètres de hauteur environ, sur un plancher indiqué sur la projection verticale du bâtiment ; la seconde roue mettait en mouvement un système de deux pompes alimentant d'eau le réservoir de l'usine installé sur le haut d'une ancienne cheminée en basalte, figurée en ***j***.

Dans les deux projections on voit, au sommet du terrain, une cheminée aérienne indiquée par les lettres DD ; elle avait une hauteur de 35 mètres, et son sommet au-dessus de la plateforme des fours de grillage était à $57^{m}50$ et, comme cette plateforme était elle-même à 9 mètres au-dessus du sol de l'usine, la hauteur au sommet de la cheminée était en réalité à $65^{m}50$ au-dessus de ce plan.

Dans les deux projections du dessin, les traits pointillés EE partant de l'atelier de transformation du plomb d'œuvre, et arrivant à la base de la cheminée représentent une galerie souterraine, conduisant les fumées à l'extérieur ; mais en même temps, et surtout, elle servait de condenseur énergique aux oxydes de plomb entraînés. De distance en distance, des tuyaux disposés au sommet de la voûte, et non représentés dans le dessin, injectaient de l'eau en pluie dans la galerie ; cette eau trouvait son écoulement dans le canal indiqué par la lettre F et transportant au dehors de l'usine, dans des bassins de décantation, non représentés les fumées entraînées par la pente de la galerie. En plan et en élévation, les galeries indiquées par les lettres GG pour le grillage et H pour un four de réduction, ainsi que par les lettres II pour tous les autres fours de l'atelier de transformation du plomb d'œuvre, remplissaient le même rôle pour ces appareils, mais, sans injection d'eau ; la galerie centrale était donc collectrice de toutes les fumées plombeuses de l'usine.

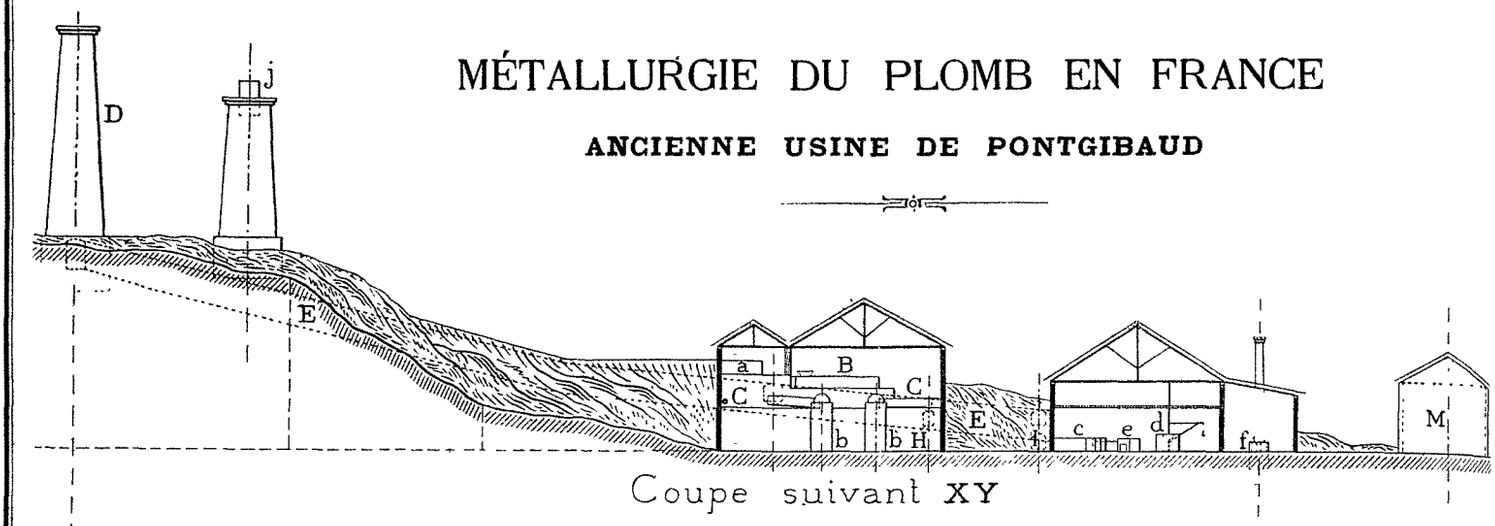
Malgré la hauteur de $65^{m}50$, les fours du grillage seuls marchaient avec tirage naturel, tous les autres fonctionnaient avec la pression d'air du ventilateur, laquelle était nécessaire pour vaincre les énormes résistances dues à la grande longueur des galeries.

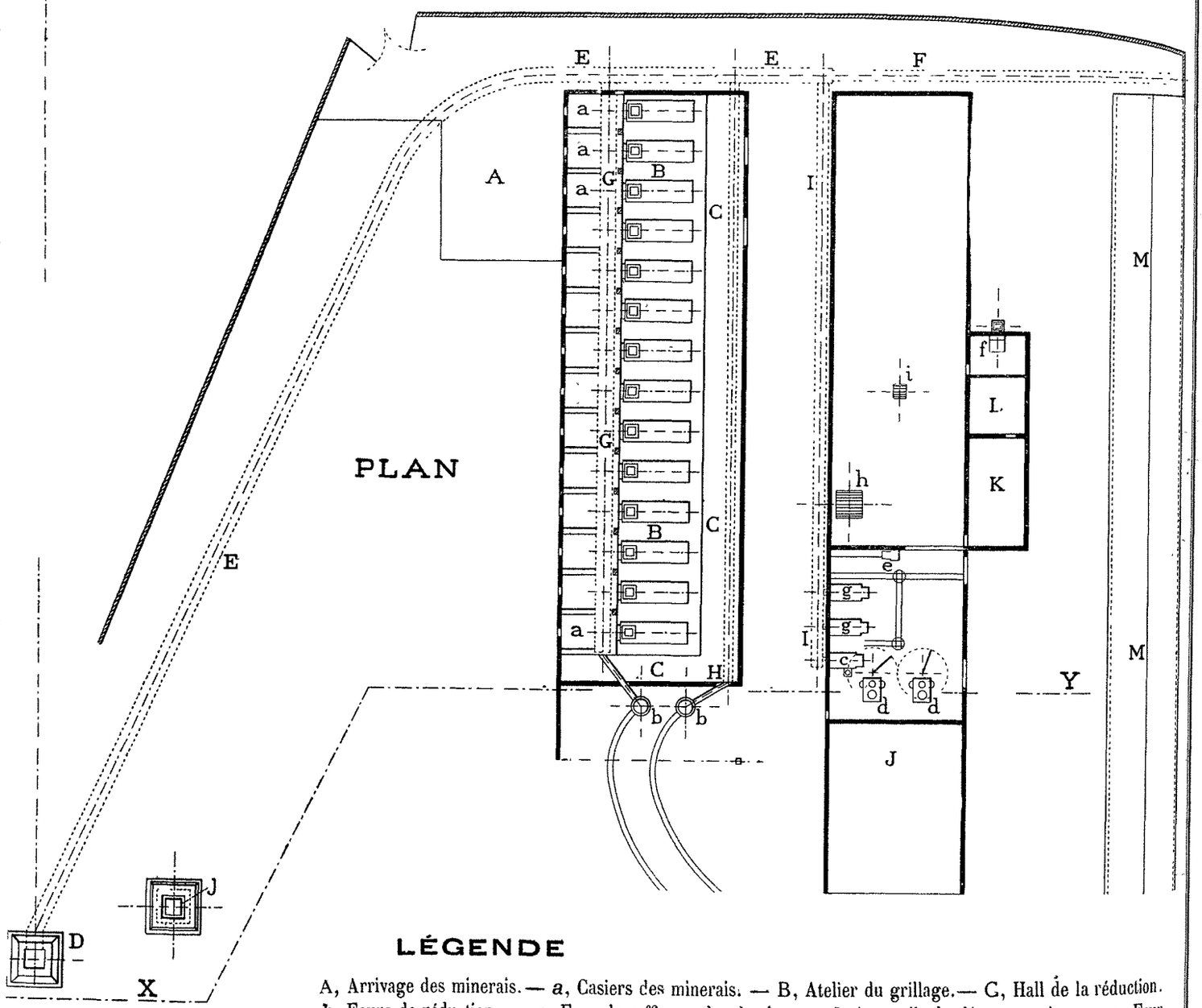
En J était une petite fonderie de fer, avec moulage, en K le laboratoire et en L le bureau de la fonderie ; enfin, en MM les bureaux de l'administration et les logements divers.

Tel était l'ensemble des ateliers de l'usine à plomb de Pontgibaud. On constate, *a priori*, que les matières premières, lourdes et encombrantes, arrivant au point le plus

MÉTALLURGIE DU PLOMB EN FRANCE

ANCIENNE USINE DE PONTGIBAUD





PLAN

LÉGENDE

A, Arrivage des minerais. — *a*, Casiers des minerais. — B, Atelier du grillage. — C, Hall de la réduction. — *b*, Fours de réduction. — *c*, Four de raffinage du plomb. — *d*, Appareils de désargentation. — *e*, Four de coupellation. — *f*, Raffinage de l'argent. — *g*, Fours de réduction des litharges. — *h*, Roue hydraulique du ventilateur. — *i*, Roue hydraulique du réservoir d'eau. — *j*, Réservoir d'eau. — D, Cheminée aérienne. — E, Cheminée collectrice de condensation des fumées. — F, Canal de décantation des fumées. — G, Cheminée du grillage. Condensation des fumées. — H, Cheminée de condensation des fumées d'un four de réduction. — I, Cheminée de condensation de tout l'atelier de désargentation. — J, Atelier d'une petite fonderie de fer. Cubilot et moulage. — K, Laboratoire. — L, Bureau de la fonderie de plomb. — M, Bureaux de l'administon et logements divers.

haut de l'installation, s'y distribuaient par fractions avec le minimum de frais, parce que les produits ouvrés diminuaient de volume, sinon de poids, à chaque descente d'un groupe d'appareil à l'autre ; et qu'ensuite, la plus grande partie du combustible était précisément consommée par les appareils les plus élevés ; il n'y avait que les cendres des fours du grillage, dont le poids était relativement faible, qui ne remontaient que de deux mètres pour être évacuées. On pourrait croire que les produits marchands, tels que le plomb, dont le poids est considérable, pouvaient équilibrer par leur transport cette économie, puisqu'il était pris au niveau minimum pour être remonté au niveau de l'arrivage des matières premières, en suivant un chemin extérieur à l'enceinte de l'usine et contournant cette surface ; mais il ne faut pas perdre de vue que ce poids de plomb était une très faible fraction de celui des matières premières employées, donc, même à ce point de vue, il y avait avantage.

II. — GRILLAGE DU MINERAI.

Les fonderies de Pontgibaud traitaient surtout du sulfure de plomb ou galène. Cette matière arrivait à la fonderie sous forme de poudre broyée, ayant un aspect de couleur grise, et mélangée de cristaux brillants, d'éclat métallique, généralement en aiguilles octaédriques.

On reconnaissait le minerai sous trois dénominations :

1° Le *Massif*, qui était le minerai le plus riche, ayant subi un triage à la main et un broyage à la mine, et sans avoir passé par les opérations de lavage ;

2° Le *Schlick*, minerai provenant des chantiers d'abatage, mais trop pauvre pour être traité comme le massif ; il passait donc aux laveries, où la séparation de la gangue et du minerai se faisait par ordre de densité, dans une certaine mesure : en effet, cette gangue contenait du carbonate de baryte CO^2BaO, de densité 4,30 environ, et du sulfate de baryte SO^3BaO, de densité 4,70 environ. Les proportions des autres corps étaient telles que le mélange se rapprochait de la densité 7,58 de la galène PbS ; il était presque impossible d'avoir une séparation complète ; dans tous les cas, la teneur en plomb du schlick était augmentée ; la poudre ressemblait au massif, mais elle était plus fine.

3° Le *Schlam*, minerai qui venait des résidus du schlick, après deux et quelquefois quatre lavages ; c'était une poudre de même aspect que le schlick, mais soumise à un triage donnant une matière plus fine.

Il y avait encore du plomb carbonaté, mais en trop petite quantité pour nécessiter un traitement spécial ; on se contentait donc de le mélanger avec les autres minerais.

La gangue du minerai était du carbonate de baryte, de densité 4,30 environ, du sulfate de baryte, de densité 4,70 environ, de l'acide silicique, de densité 2,65 environ. Les matières précitées rendaient le traitement souvent difficile et onéreux, car les proportions de ces corps étaient variables dans d'assez grandes limites. La silice remplissait ici le rôle de matière réfractaire. Cette gangue constituait en général des combinaisons diverses entre les corps dont il a été question ; le minerai préparé et livré à la fonderie avait une teneur moyenne de 64,27 % de plomb et 1^k8443 d'argent par tonne. La gangue contenait donc 25,64 % environ de silice, baryte, et de matières diverses, mais en proportions minimes, telles que zinc, cuivre et surtout de l'arsenic et de l'antimoine ; la densité moyenne du minerai était de 7,75 environ.

Le magasin du minerai contenait ainsi quatre genres de matières y compris le minerai de plomb carbonaté, mais qui, je le répète, était en petite quantité.

Description des fours. — Un four de grillage du minerai est représenté par le dessin ci-après, en plan et élévation. L'élévation comprend : 1° Une coupe longitudinale faite par l'axe du milieu A B de la projection horizontale ; elle montre le foyer, la voûte, le pont de chauffe, la sole, le rampant, la trémie de charge et les fondations ; 2° Une coupe transversale faite par les axes C D des projections horizontale et verticale ; elle montre la grille, le pont de chauffe, la voûte, la trémie de charge, le rampant, la sole et les fondations. Deux autres coupes transversales, faites par E F et G H des projections horizontale et verticale, montrent les parties du four invisibles dans la première coupe verticale faite par C D ; 3° Une coupe, en projection horizontale faite par les axes I J des projections verticales ; elle montre toutes les parties du four situées au-dessous de ces axes ; les portes de travail, ainsi que celle du foyer, sont coupées par ces axes ; les fondations ne sont pas visibles dans cette projection, étant masquées par le four.

Les fours de grillage de Pontgibaud avaient, en projection horizontale, la forme d'un long rectangle, dont les dimensions étaient, environ : longueur, 12^m95 ; largeur, 3^m70 ; hauteur, 1^m77 ; le volume était, en somme, celui d'un paralélipipède rectangulaire. Les parois du four étaient en lave volcanique, taillée en pierres d'appareils, sauf pour la voûte, qui était en briques réfractaires ; le tout retenu par des armatures en fonte se prolongeant à 1 mètre environ au-dessous du sol, fixées aux fondations et reliées, en largeur et en longueur, par de forts tirants cylindriques avec boulons Les fondations d'un four consistaient en une fouille de 1^m35, dont la surface avait la forme de celle du four ; sur les longs côtés du rectangle, on avait élevé deux gros murs de 0^m50 d'épaisseur, servant de pieds droits et recevant la poussée d'une voûte en briques ordinaires, dont l'épaisseur constante était de 0^m40. Le sol de la voûte était une aire en pierres de lave de 0^m25 d'épaisseur et dont les dimensions intérieures étaient de $11^m50 \times 2^m70$. Ces pierres étaient parfaitement jointoyées avec couli de chaux hydraulique, de façon à retenir la matière élaborée sur la sole en cas d'accident survenant à celle-ci.

Aux extrémités de la voûte, les murs de tête avaient, l'un, vers le cendrier, 0^m50 d'épaisseur, l'autre, vers le rampant, avait une épaisseur plus grande : 0^m95. Le vide existant au-dessous de la voûte avait les dimensions intérieures suivantes : longueur, 11^m50 ; largeur, 2^m70 ; hauteur de la clef de voûte (intrados) au-dessus de son aire, 0^m70 ; hauteur des pieds droits au-dessus de l'aire, à la naissance de voûte, 0^m34. Les dimensions intérieures du four étaient, au pont de chauffe : long. du côté de la sole, 1^m70 et, du côté de la grille, 2^m12. Les parois du four (côté de la sole) s'élargissaient, sur une longueur de 1^m06, suivant l'axe longitudinal et arrivaient à une largeur de 3^m00 ; il y avait donc, à chacune de ces extrémités, deux trapèzes identiques dont

les grandes bases étaient de $3^{m}00$, et les petites de $1^{m}70$, pour une hauteur de $1^{m}06$; entre ces deux bases, la longueur de la sole était de $7^{m}88$. Il existait, près de la cheminée, deux rampants dont les côtés normaux à l'axe longitudinal du four étaient de $0^{m}39$; la dimension verticale d'un rampant était limitée en hauteur par l'intrados de la voûte; il en résultait deux hauteurs : $0^{m}25$ et $0^{m}27$. La surface représentait donc deux trapèzes dont ces hauteurs étaient les bases parallèles ayant entre elles une distance de $0^{m}39$.

La section d'un rampant était alors de $0^{m2}0920$ et, pour les deux, $0^{m2}1840$, ce qui est un peu plus de 1/6 de la surface de la grille ; c'est un peu faible, mais les fours de grillage de la galène, dans le Cornwall, ont, généralement, des grilles de très grandes dimensions et des rampants dont la section est petite, à l'effet d'augmenter la vitesse du courant gazeux dans cette partie du four très peu chaude ; mais, cette construction est plutôt routinière que rationnelle, d'autant plus que des registres permettent de donner la section que l'on veut; en tous cas, un excès de tirage vaut mieux que l'inverse. La longueur qui séparait les rampants était de $0^{m}63$; il restait de chaque côté un espace de $0^{m}79$.

L'évaluation de la surface de la sole peut se faire en considérant que la surface de l'un des trapèzes étant de $2^{m2}7074$, celle des deux est de $5^{m2}4148$; la longueur entre les deux grandes bases de ces trapèzes étant de $7^{m}88$ pour la largeur intérieure du four de $3^{m}00$, donne une surface de $22^{m2}6520$. La surface totale de la sole est alors de $28^{m2}0668$.

Voûte et laboratoire. — La voûte d'un four à reverbère est, sans aucun doute, sa partie faible ; c'est celle dont les réparations sont les plus fréquentes, et qui entraîne généralement la mise hors-feu du four.

Les fours de grillage de Pontgibaud avaient des voûtes en briques réfractaires silicieuses de $0^{m}20$ d'épaisseur, c'est-à-dire la hauteur d'une brique ; la distance du pont, de $0^{m}60$ de largeur, au rampant était de $10^{m}00$; la largeur transversale de $3^{m}00$ avec une flèche de $0^{m}27$; elles étaient horizontales et très surbaissées, le rayon de l'arc d'une voûte était de $4^{m}31$; les naissances vers le pont étaient à $0^{m}39$ au-dessus de la sole et, au rampant, à $0^{m}35$, autrement dit, la sole avait une inclinaison, du rampant au pont de chauffe, de $0^{m}045$, sur une longueur de $10^{m}00$; la pente, était donc de $0^{m}0045$ par mètre. Au-dessus du pont, les naissances de voûte étaient à $0^{m}137$ de hauteur, et la clef à l'intrados à $0^{m}407$; les naissances étaient à $0^{m}61$ au-dessus de la grille et la clef à l'intrados à $0^{m}88$; le joint des naissances passait partout au-dessus des quatre portes de travail dont les dimensions étaient de $0^{m}25 \times 0^{m}37$; la voûte d'un four étant horizontale, ses génératrices étaient parallèles à la longueur de la sole du four ; la répartition calorifique était, de ce chef, moins satisfaisante qu'avec des génératrices transversales, mais la poussée s'exerçait sur les murs latéraux, les armatures en fonte et leurs tirants, au lieu de s'exercer sur les murs de tête.

La distance d'axe en axe des portes de travail était : depuis le pont de chauffe à la première porte, de $1^{m}35$; de celle-ci à la suivante de $2^{m}43$, et les trois portes suivantes étaient équidistantes ; de la dernière au rampant la distance était également de $1^{m}35$.

Le laboratoire avait la longueur du pont à la seconde porte de travail, c'est-à-dire $3^{m}78$; sa largeur était celle de la sole soit $3^{m}00$; c'est là que la température était la plus élevée, et que le grillage des charges se terminait ; le reste de la longueur, soit $6^{m}21$ était la partie où les réactions commençaient à se produire.

Le volume intérieur du four comprenait donc, le laboratoire et la partie postérieure, la plus froide. La surface du segment de voûte était de $0^{m2}4424$; celle du rectangle partant de la sole aux naissances de voûte, avec la largeur du four pour grand côté, de $1^{m2}19\ 10$, la surface totale de $1^{m2}6334$. La longueur du laboratoire étant de $3^{m}78$ son volume était alors de $5^{m3}965$; mais il fallait en retrancher le volume des deux pieds droits de voûte, vers le pont, $0^{m3}180$, ce qui donnait en somme un volume de $5^{m3}785$. Le volume restant était de $9^{m3}551$, dont on retranchait le volume des deux pieds droits de voûte vers le rampant $0^{m3}300$, ce qui donnait $9^{m3}251$. Ainsi, le volume du four était : laboratoire, $5^{m3}785$, + volume postérieur, $9^{m3}251$ = volume total, $15^{m3}036$.

Chauffe. — La longueur de la chauffe était de $2^{m}12$ et sa largeur de $1^{m}06$; les barreaux de grilles avaient comme dimensions $0^{m}040 \times 0^{m}040$; il y en avait 26, ce qui donne une longueur de $0^{m}04 \times 26 = 1^{m}040$, et un espace vide de $2^{m}12 - 1^{m}042 = 1^{m}08$, et pour la grille une section de $1^{m}07 \times 1^{m}06 = 1^{m2}1395$.

Marche de l'opération. — Le minerai moyen de Pontgibaud, c'est-à-dire mélangé au magasin, comme il a été expliqué plus haut, avait très approximativement la composition en centièmes exprimée par l'un ou l'autre de ces deux tableaux.

		Soufre	9,07000
Sulfure de plomb	73,24035	Plomb	64,17035
Argent	0,18443	Argent	0,18443
Silice, sulfate et carbonate de baryte, etc.	25,64600	Silice, sulfate et carbonate de baryte, etc.	25,64600
Chaux ajoutée	0,93000	Chaux ajoutée	0,93000

Ceci donne pour le minerai, une teneur variable du reste, puisque les limites de variations ont été, pour le plomb, de 75,8 pour 100 à 54,3 pour 100, mais il est vrai, dans des cas assez peu fréquents.

Dans l'opération du grillage du minerai on a à considérer l'état et la quantité de matière à produire, ainsi que les pertes résultant de l'opération, c'est-à-dire les pertes relatives au métal contenu dans le minerai ; viennent ensuite le combustible et la main-d'œuvre employés, tous ces éléments devant entrer dans le prix de revient.

L'opération consistait à transformer le sulfure de plomb en oxydes et en silicates ; la matière première était donc le minerai précité et le résultat était alors ce même minerai passé à l'état d'oxydes et de silicates de plomb divers. Il faut connaître, en outre, le poids de minerai grillé à produire dans les 24 heures, lequel dépend de l'opération qui suit le grillage.

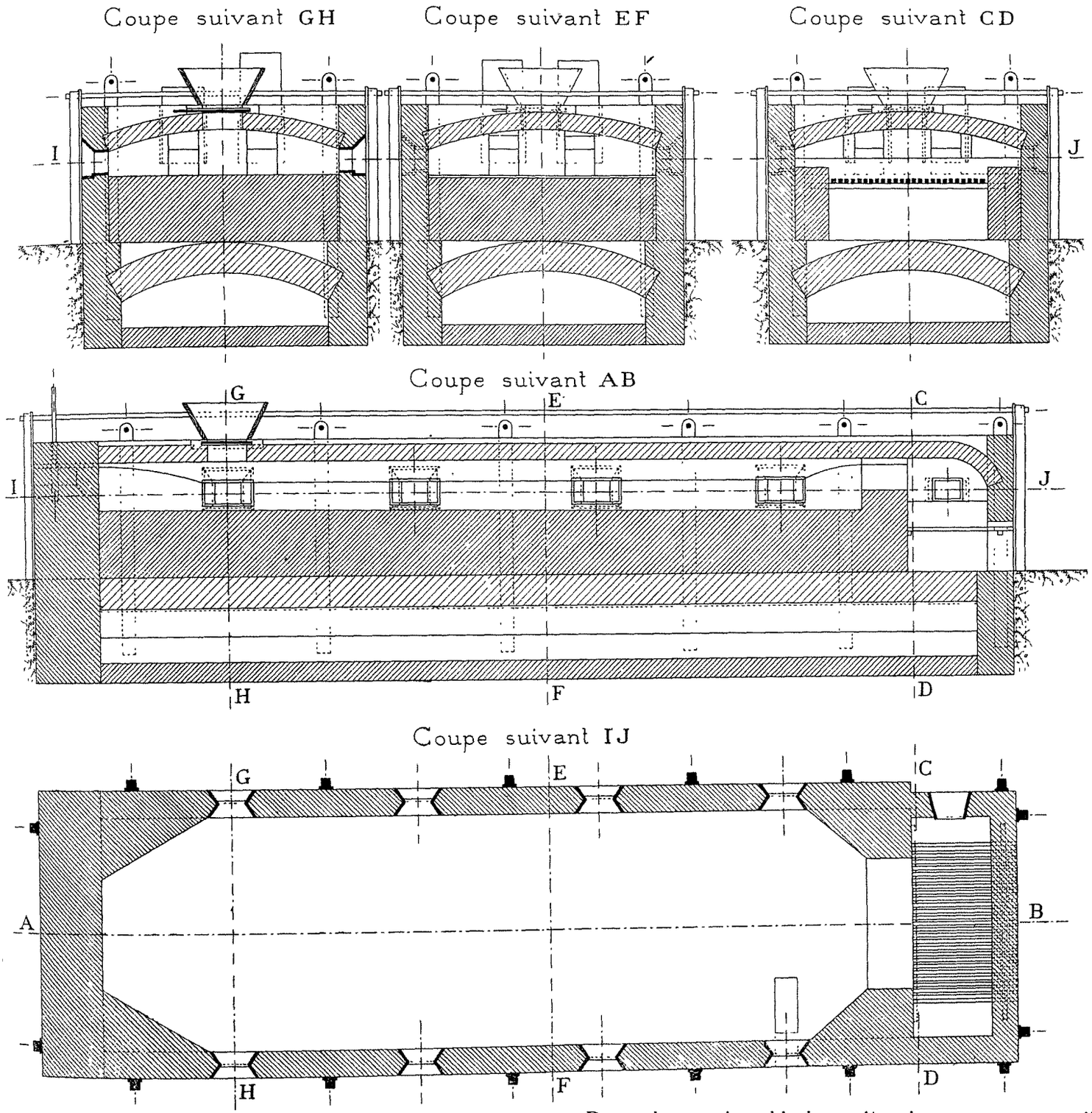
Observons que l'exploitation était faite en vue du plomb argentifère seul, car les autres métaux contenus dans le minerai y étaient en trop faible quantité pour en motiver l'extraction ; ils constituaient une gêne à titre d'impuretés. Il résultait de ces conditions que l'on grillait à mort en scorifiant et éliminant tous les éléments étrangers possibles.

au lieu de conserver du soufre pour mattes diverses. L'opération qui suivait le grillage était la réduction, transformant les combinaisons de plomb en métal d'œuvre. A Pontgibaud, le poids que la réduction employait en minerai grillé, pour le service d'un fourneau, était, par heure, de 792^k de plomb, plus une perte de 10 pour 100, dont la moitié pour le grillage et le reste pour la réduction. On perdait 79^k20 de plomb. On avait donc $792^k + 39^k60 = 831^k60$ de plomb employé à la réduction et, en combinaisons de plomb, 895^k57. Pour le grillage on avait $792^k + 79^k20 = 871^k20$ de plomb, et en combinaisons de plomb, 937^k63.

Un four de réduction absorbait, en 24 heures, 21493^k60 de minerai grillé et rendait, après la perte de 5 pour 100 de plomb, 19108^k de métal d'œuvre.

La composition approximative de la fraction de charge du grillage était :

Sulfure de plomb.....	1005^k57	73,34 pour 100
Silice, matières diverses	351^k77	25,73 pour 100
Chaux hydratée ajoutée	10^k05	0,93 pour 100
Total...	1366^k89	



Par 24 heures, le poids de matière devant passer au grillage était de $1366^k89 \times 2 \times 24 = 65610^k72$. Il ne faut pas perdre de vue que l'on fournissait du minerai grillé à deux fourneaux de réduction; le poids de la fraction de charge devait donc être doublé, c'est ce que l'on vient de faire; or, le grillage maintenait 13 fours en activité. La charge d'un four, par 24 heures, était de $\frac{65610^k73}{13} = 5046^k98$. Ce poids

n'était pas chargé en une seule fois; on en passait un tiers toutes les huit heures, c'est-à-dire $\frac{5046^k98}{3} = 1682^k32$; la densité du minerai étant environ 7,58, une charge représentait donc $\frac{5046^k98}{7^k58} = 0^{m3}665762$; en supposant ce volume réparti sur la surface de la sole, soit sur $28^{m2}0666$, on arrive à une épaisseur de minerai de 0^m023; c'est bien ce qui se passait, dans une certaine mesure, lorsque le poids total 5046^k98 d'une charge était dans un four. Cependant, comme vers la fin de l'opération, les fractions de charge de 1682^k32 étaient rassemblées, en partie, vers le pont de chauffe, l'épaisseur de la charge était environ de 0^m05 à 0^m06 et, à la fin, de 0^m09, sur à peu près le quart de la surface de la sole. D'après ce que l'on vient de voir, la charge de minerai, pour 24 heures par four, subissait une sorte de chauffage plus ou moins méthodique, sans jamais occuper toute la surface de la sole. L'épaisseur de la couche variait de l'origine de son entrée à sa sortie.

Le personnel d'un four, pour douze heures, était composé de: un grilleur, un chauffeur, de quatre rouleurs pour le service de 13 fours, plus un contre-maître qui avait l'atelier du grillage et celui de la réduction.

L'opération s'effectuait ainsi qu'il suit : Prenons, par exemple, le poste de nuit, à 6 heures du soir; on s'arrangeait, lorsque cela était possible, de manière à ce que la première charge se fît à ce moment; le minerai, pesé, était amené sur la trémie par le rouleur; la charge versée, on fermait le registre de la trémie en ouvrant un peu celui du tirage, pas trop cependant; le chauffeur maintenait un feu, plutôt bas, puis, ouvrant une porte de travail vers le rampant, le grilleur amenait le minerai avec une grande spatule de fer vers l'axe du four et l'avançait aussi vers la porte de travail suivante; en marchant du rampant au pont de chauffe il passait à la porte de travail en face de la première, mais de l'autre côté du four, et égalisait le minerai avancé. Après cela, il refermait les deux portes et attendait une heure environ. Pendant ce temps, le chauffeur chargeait modérément la grille et ouvrait un peu plus le registre du tirage. La même opération se poursuivait en passant d'une porte de travail à l'autre, du rampant au pont de chauffe, jusque vers les 9 heures. Pendant ces trois heures, la fraction de charge de 1682^k32 était avancée sur une faible hauteur; elle se réchauffait assez pour que le grillage se produisît lentement; le chauffeur activait le feu et, 30 minutes après, les deux hommes, armés de spatules de fer, brassaient la masse, en passant du rampant au pont de chauffe; on a vu qu'il y avait quatre portes de travail de chaque côté du four.

Ce brassage durait de 20 à 25 minutes, avec portes ouvertes, là où le travail se faisait; ensuite on fermait les portes et l'on attendait jusqu'à minuit, en brassant trois ou quatre fois et activant le feu sans cependant jamais dépasser 6 à 700°. De minuit à 1 heure on opérait deux brassages, de 1 heure à 2 le chauffeur activait le feu, de façon à monter la température en vue de la fraction de charge suivante, qui refroidissait rapidement le four. A 2 heures, c'est-à-dire 8 heures après l'entrée de la première fraction de charge, toute la masse était portée à une température voisine de 900°, c'est-à-dire trop élevée; mais, à ce moment, une deuxième fraction de 1682^k32 était chargée; le registre du tirage était abaissé au point voulu, et la même manœuvre recommençait, cette fois avec 3364^k de minerai. Le grilleur et le chauffeur brassaient plus vite et facilitaient l'admission de l'air, en ouvrant un plus grand nombre de portes de travail, pour favoriser l'oxydation du sulfure de plomb. Le chauffeur dirigeait le feu pour maintenir la température aux environs de 600 à 750°. Ce travail se continuait, avec des brassages un peu plus espacés, jusqu'à 6 heures du matin.

Le poste de jour arrivait alors et il trouvait les deux fractions de charge à moitié grillées; la même manœuvre se continuait, jusqu'à 10 heures, instant où la troisième fraction de charge de 1682^k32 était versée dans le four, soit en tout 5046^k98. Le four était beaucoup plus chaud à la fin du travail d'une fraction de charge; il fallait brasser, vivement et souvent, en ouvrant un plus grand nombre de portes de travail, tout en étendant les charges fraîches pour modérer l'action calorifique. Le grillage eût marché trop rapidement sans ces soins; d'un autre côté, le fait de l'ouverture des portes de travail facilitait grandement l'oxydation.

Enfin, la dernière fraction de charge étant faite à 10 heures du matin, la masse de minerai se manœuvrait plus rapidement, surtout grâce à la chaleur conservée par le four et par le minerai, dont le grillage était très avancé. De 10 heures à midi le grillage se continuait avec des brassages plus espacés, mais avec une augmentation graduelle de température. De 1 heure après midi jusqu'à 6 heures du soir, il fallait rendre toute la charge fluide ou semi-fluide, car on grillait à mort, ou l'on scorifiait, ce qui revient au même. Dans ce but, de 1 heure à 3 heures le chauffeur décrassait son feu et l'activait de manière à atteindre de 11 à 1200° vers le pont de chauffe. Les deux hommes brassaient toute la masse, toutes les 30 minutes environ, le registre du tirage ouvert presque en grand avec le combustible incandescent; les portes de travail étaient ouvertes vers le pont de chauffe de temps en temps, on progressait du pont au rampant, et revenait en sens inverse, à mesure que le grillage avançait.

On s'arrangeait pour amener les trois fractions de charge vers le pont en les brassant énergiquement et souvent, on maintenait le feu vif, de 4 à 5 heures du soir, en brassant environ toutes les 20 minutes; enfin, à 5 heures 30, le feu étant toujours maintenu et le brassage continué, on examinait l'état du minerai grillé. Il ne se dégageait plus d'acide sulfureux, surtout après l'addition de chaux vive qui se faisait de 3 à 6 heures du soir. Le four vers le pont de chauffe était voisin de la couleur blanche; la masse, beaucoup plus fluide que pâteuse, était ramassée avec de grands ringards, terminés par un fer, plat dans le sens normal au grand axe de l'outil. On ouvrait la porte de coulée de $0^m30 \times 0^m72$ placée sur la sole et près du pont de chauffe; la charge de minerai grillé s'écoulait sur le dallage en lave de l'atelier de grillage devant le four. Les rouleurs du poste de nuit tiraient les morceaux de minerai grillé vers la halle des fours de la réduction, laquelle était en contrebas de 3 mètres environ. Il fallait souvent briser à coups

de masse le minerai grillé refroidi par les dalles de l'atelier de grillage ; cela dépendait des gangues scorifiées.

Lorsque le grillage était bien fait, le minerai grillé, du moins à Pontgibaud, se présentait sous la forme de morceaux plats, de 5 à 6 centimètres d'épaisseur, séparés en deux parties. La partie supérieure était noire et vitrifiée, sous forme compacte; cette partie était très probablement composée de silicates doubles ou même à plusieurs bases, chaux, baryte, plomb, etc., la silice étant l'acide et les autres matières les bases. Il eût été intéressant de le savoir quantitativement. La partie inférieure des morceaux était formée des oxydes et silicates de plomb, combinaisons probables, mais non définies, ayant l'aspect gris, brillant, métallique et cristallin ; on eût dit un ensemble filiforme de cristaux empâtés plus ou moins dans une matière gris terne ayant la couleur du plomb. On reconnaissait la réussite de l'opération à la séparation tranchée de ces matières; si, au contraire, il y avait une sorte de mélange entre ces deux parties du minerai grillé, il y avait alors des chances pour que l'opération laissât à désirer. Les essais simples de teneur métallique faits au laboratoire ne suffisaient pas pour élucider ce point, ainsi que beaucoup d'autres ; il eût été très nécessaire de faire de nombreuses analyses, mais cela n'avait pas lieu ; nous reviendrons sur cette lacune.

Résultats de l'opération. — Le minerai traité produisait, par heure et pour un four de réduction en minerai grillé, le poids de : combinaisons de plomb : 895^k03, + silicates et matières diverses : 351^k77, + chaux restée : 6^k85 = 1253^k65.

Pour les deux fourneaux de réduction, et par 24 heures, on avait : $1253^k65 \times 2 \times 24 = 60175^k20$; les oxydes et silicates de plomb comptant pour $895^k03 \times 2 \times 24 = 42961^k35$ il restait, pour passer aux scories, le poids de matières de : $60175^k20 - 42961^k35 = 17213^k74$.

La réduction du minerai grillé donnant lieu à une perte de 5 pour 100, les poids d'oxydes et de combinaisons de plomb sont de : $895^k03 - 42^k64 = 852^k92$; ces combinaisons correspondent à un poids de plomb d'œuvre de : $792^k - 39^k60 = 752^k40$ pour un fourneau, ce qui donne, par 24 heures, pour deux appareils, une production de plomb d'œuvre du poids de : $752^k40 \times 2 \times 24 = 36115^k20$ environ.

Main-d'œuvre par 24 heures. — Marche de 13 fours de grillage. — Dans les unités de main-d'œuvre on comptait la paye d'un contre-maître surveillant l'atelier du grillage et celui de la réduction, à raison de 4 fr. par jour de 12 heures; le grillage lui payait donc 2 fr. pendant le même temps et, par 24 heures, 4 fr. Cet atelier employait 4 rouleurs payés par homme et par jour de 12 heures 1^f05.

On avait donc comme prix de main-d'œuvre par jour de 12 heures et par four :

Un grilleur 2^f60 + un chauffeur 1^f85.

Comme main-d'œuvre pour le grillage et par 24 heures :

13 grilleurs	$2^f60 \times 2 \times 13 =$	67^f60
13 chauffeurs	$1\ 85 \times 2 \times 13 =$	48 10
4 rouleurs	$1\ 05 \times 2 \times 4 =$	8 40
1 contre-maître	$2\ 00 \times 2 \times 1 =$	4 00
Soit comme prix total		128^f10

Poids et prix des matières employées par 24 heures. — En ce qui concerne les minerais, observons que la fonderie recevait le minerai de la mine à raison de 3^f20 par tonne ; si l'on avait payé ce minerai, pour sa valeur en plomb argentifère, au cours du plomb et de l'argent à cette époque, comme on le faisait dans des occasions très rares, lorsque l'on recevait des minerais étrangers avec des essais contradictoires servant de bases pour le marché, il en serait résulté ce qui suit.

Le grillage employait, par 24 heures, 48 charges de 1366^k89 de minerai, contenant 64^k17 pour 100 de plomb, et 0^k18443 pour 100 d'argent, d'où il résulte que la charge de 1366^k89 de minerai contenait 877^k120 de plomb et 2^k521 d'argent. Or, à cette époque, les cours de ces métaux étaient, pour le plomb, de 60^f les 100^k et, pour l'argent, de 200^f par kilog. Cette charge de minerai valait donc en plomb 526^f26 et en argent 504^f30, soit, en tout, 1030^f56. Maintenant, comme on payait le minerai rendu à l'usine 3^f20 par tonne, la charge se payait 4^f47 ; en tenant compte de la valeur précitée on aurait payé $1030^f56 + 4^f47 = 1035^f03$ par charge ; on en passait 48 par 24 heures, ce qui donnait : $1366^k89 \times 48 = 65610^k72$. Il eût été obligatoire de payer : $1035^f03 \times 48 = 49691^f53$.

Il n'est pas douteux que l'administration opérait de cette manière, mais, je le répète, la fonderie ne le faisait que pour le minerai étranger. On enregistrait donc le poids du minerai venant des mines à raison de 3^f20 par tonne :

Minerai	$1366^k89 \times 48 = 65610^k720$	à 3^f20	par tonne	$= 209^f955$
Chaux	$10^k05 \times 48 = 448^k400$	à 4 50	do	= 2 170
Houille à 8 % de cendres	$1695^k60 \times 13 = 22042^k800$	à 25 00	do	= 551 070
			Total	763^f195

Eléments du prix de la tonne. — Dans les éléments du prix de la tonne, se trouvent : l'amortissement, à divers taux, suivant les différents appareils ; les intérêts à 5 pour 100 par an du capital représenté et les frais généraux. Il n'est pas possible de reproduire les grandes nomenclatures de chiffres de la comptabilité de l'usine constituant ces données ; nous en désignerons les résultats pour une opération de 24 heures, sans les développements précités ; nous opérerons de même pour toute la fabrication du plomb et de l'argent dans ce qui va suivre :

Amortissement (appareils divers)	par 24 heures	13^f644
Intérêts à 5 % du capital représenté	par 24 heures	27 576
Main-d'œuvre employée	par 24 heures	128 100
Matières premières employées	par 24 heures	763 196
Frais généraux 0,5 %, appareils, main-d'œuvre, matières premières	par 24 heures	2 475
	Total	934^f990
Poids de minerai grillé produit par 24 heures	60.136^k600	
coûtant donc		934^f990
d'où prix de la tonne de minerai grillé		15^f540

Observations sur les analyses et la marche des appareils. — Pour que les résultats concernant l'opération du grillage des minerais de plomb de Pontgibaud fussent entièrement satisfaisants, il eût été indispensable de donner le rendement calorifique des appareils servant à cette opération ; mais, pour le faire, il faudrait posséder des mesures

de températures, sinon rigoureuses, au moins pratiquement exactes ; or, il n'y en avait pas. Ensuite, il eût été nécessaire d'avoir des essais calorifiques du combustible et de la matiere sortant du fourneau : ces éléments manquent encore ; puis des analyses des matières solides et gazeuses aux différentes périodes de la fabrication, de plusieurs fois 24 heures : ces données manquaient également. De telle sorte que l'on ne peut faire que des hypothèses sans valeur ; il vaut donc mieux ne pas parler de cet important côté de la question. Nous constatons qu'il en sera malheureusement de même pour toutes les autres opérations : nous n'aurons que des essais de laboratoire donnant des teneurs soit de plomb, soit d'argent, mais rien autre. Les quelques renseignements de dosages qui ont été donnés venaient, à de rares intervalles, des services de l'Etat soit pour les minerais, soit pour le plomb et l'argent.

En examinant la marche de l'atelier de grillage on arrive a conclure que les fours dont le fonctionnement a été décrit étaient loin d'être parfaits. En ce qui concerne le grillage, la façon, obligatoire du reste, de passer une charge de 24 heures de 5046 k en trois fois obligeait à présenter chaque masse de 1682 k à l'action de la chaleur d'une manière discontinue et précipitée ; le retournage et la progression de ces fractions de charge exigeaient une température assez élevée avec un refroidissement brusque, se produisant en même temps, puisque les portes de travail étaient presque toujours ouvertes et, l'inverse se produisait, lorsque le minerai remplissait le rôle de récupérateur de chaleur. Ces conditions étaient mauvaises par les pertes de chaleur dont elles étaient l'origine, ce qui rendait encore l'oxydation du minerai difficile ; il est très probable que le rendement calorifique d'un de ces fours de grillage ne devait pas dépasser 4 à 5 pour 100.

Il existe, en Amérique, des fours qui ont reçu de très heureuses modifications et qui sont dits « à pelletage continu ». Le minerai est enfourné, retourné et râblé sans interruption sur une très longue sole et, arrivé près du pont de chauffe, le grillage est terminé. On passerait ainsi dans un de ces fours 20 tonnes par 24 heures ; le minerai grillé reste, il est vrai, à l'état pulvérulent, mais, dans le cas d'un grillage scorifiant, ce minerai doit être passé sur une sole de bien moindre surface à l'origine du four, où la chaleur est intense, là il se scorifie ; c'est ce petit four dont les gaz, portés à haute température, chauffent la grande sole du grillage pulvérulent. Il en résulte : économie de main-d'œuvre, de combustible et de temps.

Enfin, il existe, à l'usine de Globe-Smelters, près de Denver (Colorado), un four à grillage mécanique continu, dit système O'Harra, consistant en une longue sole chauffée par un foyer à gaz, sur laquelle circulent des wagonnets munis de rables spéciaux ; le minerai est introduit par une des extrémités ; les wagonnets et leurs rables le retournent et l'entraînent à l'autre extrémité, où il tombe dans une chambre spéciale sous la sole. Les résultats seraient très avantageux pour le minerai de plomb tant au point de vue du grillage qu'à celui des économies de toutes sortes ; mais, là encore, le minerai reste à l'état pulvérulent et il n'y aurait pas de grillage scorifiant. Il faudrait donc, dans le cas des minerais de Pontgibaud, savoir si la composition convient à l'appareil et ensuite continuer l'opération par une scorification.

M. Pierron, de l'Ecole de chimie industrielle de Lyon, signalait dans le n° de juillet 1903 de *La Houille Blanche*, un procédé électrochimique appliqué aux chutes du Niagara. L'opération consiste à immerger le sulfure de plomb, préalablement enrichi à 83 pour 100, dans des cuvettes en plomb antimonifère, avec de l'acide sulfurique ; ces cuvettes sont superposées ; tout le système est traversé par un courant électrique convenable. Par l'électrolyse, l'hydrogène se dégage sur le minerai, lui enlève le soufre et laisse le plomb qui ne contiendrait plus que 8 à 13 de soufre par tonne, et les impuretés. Mais il reste à opérer la séparation du métal des corps qu'il contient, pour avoir le plomb marchand. Il semble maintenant qu'on puisse y parvenir par le raffinage électrolytique.

Voilà donc une opération qui remplacerait le grillage et la réduction. Nous plaçant dans les conditions de l'usine de Pontgibaud, nous dirons, que le grillage employait, par 24 heures, 65610 k environ de galène, contenant 9,07 pour 100 environ de soufre, 64,17 pour 100 environ de plomb et 0 k 18443 environ d'argent, ce qui rendait, par 24 heures, 60175 k environ de minerai grillé, contenant 71,28 pour 100 environ de plomb, 0,206 pour 100 d'argent et 27,516 environ de matières diverses. Ce poids rendait, à la réduction, 36000 k environ de plomb d'œuvre argentifère, contenant surtout de l'arsenic, antimoine, cuivre, zinc à l'état de traces nuisibles ; enfin, au raffinage, donnait 28884 k environ, par 24 heures, de plomb exempt en grande partie des corps précités et contenant 2 k 827419 d'argent par tonne. Le prix de la tonne de minerai grillé était de 15 f 54, celui de la tonne de plomb d'œuvre non raffiné de 45 f 95, le prix de la tonne de plomb d'œuvre raffiné de 50 f 25. Le procédé du Niagara remplacerait-il ces trois opérations ? Dans quelle proportion ces prix seraient-ils diminués ou même supprimés ? La réponse appartient aux électro-chimistes ; il n'est pas douteux que si l'on arrivait à un résultat pareil à celui de la suppression de deux ou trois opérations, des minerais, inexploitables actuellement, pourraient entrer dans les marchés de fabrication.

(*A suivre*).

C. Brouzet,
Métallurgiste, ingénieur civil E. C. P.

A propos de la mesure du rendement d'une dynamo de grande puissance

Voici la lettre que nous avons reçue de M. Girardet :

Monsieur le Rédacteur en Chef,

Je ne puis laisser sans réponse la lettre de protestation de M. J. L. Routin, insérée dans le numéro d'août de *La Houille Blanche*.

1° En ce qui concerne la « reproduction » du travail de M. Routin dans *L'Eclairage Electrique*, je laisse au lecteur le soin d'apprécier. N'ayant pas eu connaissance des articles indiqués, je ne pouvais pas être « le signataire de cette reproduction ».

2° Le sens même de mon article et, au surplus, son titre : Application de la Méthode *dite* « par décroissance de vitesse », indiquent assez que je n'ai pas eu la prétention qui, d'ailleurs, aurait été bien tardive, de m'attribuer la découverte de cette méthode. Et je lui ai donné ce nom parce qu'avec bien d'autres électriciens, c'est celui sous lequel le l'ai connue.

Je n'ignorais pas que M. Routin a été le premier à la rendre pratique et je m'excuse d'avoir omis, bien involontairement, de faire cette citation. Mais je n'admets pas qu'on y voie autre chose qu'un oubli.

Veuillez agréer, Monsieur le Rédacteur en chef, l'expression de mes meilleurs sentiments.

Ph. Girardet.