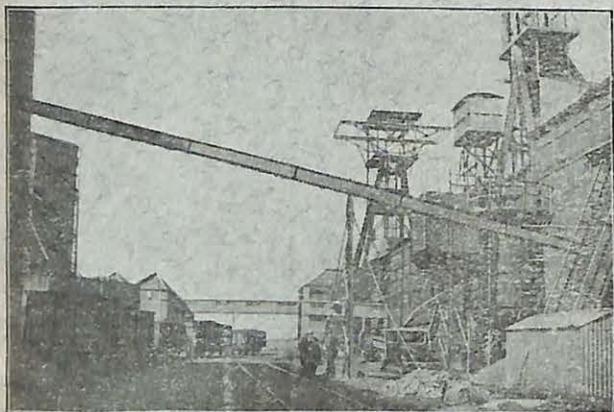


LES TRANSPORTEURS BREVETES

REDLER

HORIZONTALS - INCLINÉS - VERTICAUX

pour
toutes distances,
toutes capacités (5-500 t./h.),
tous les



**CHARBONS
& MATIÈRES
ANALOGUES**

« REDLER » installé
à la Société Anonyme
John Cockerill, Division
du Charbonnage des
Liégeois à Zwartberg,
pour le transport de
charbons et mixtes 0/10
et 0/30, mélangés de
schlamms.

Principaux **avantages** :

Encombrement très réduit, d'où montage plus simple,
suppression de passerelles et de charpentes coûteuses.

Sécurité de marche de 100 p. c., suppression des
engorgements, du graissage.

Economie considérable de force.

Suppression du dégagement de poussières.

DEMANDEZ REFERENCES,
CATALOGUES ET VISITE D'INGENIEUR A

BUHLER FRÈRES

Tél. 12.97.37 — BRUXELLES — 2a, rue Ant. Dansaert
Usines à UZWIL (Suisse).

MÉMOIRES

L'Exploitation des Mines de Cuivre aux Etats-Unis et au Canada

PAR

Charles DEMEURE

Ingénieur principal au Corps des Mines.
Professeur à l'Université de Louvain.

(2^{me} suite) (1)

CHAPITRE IV

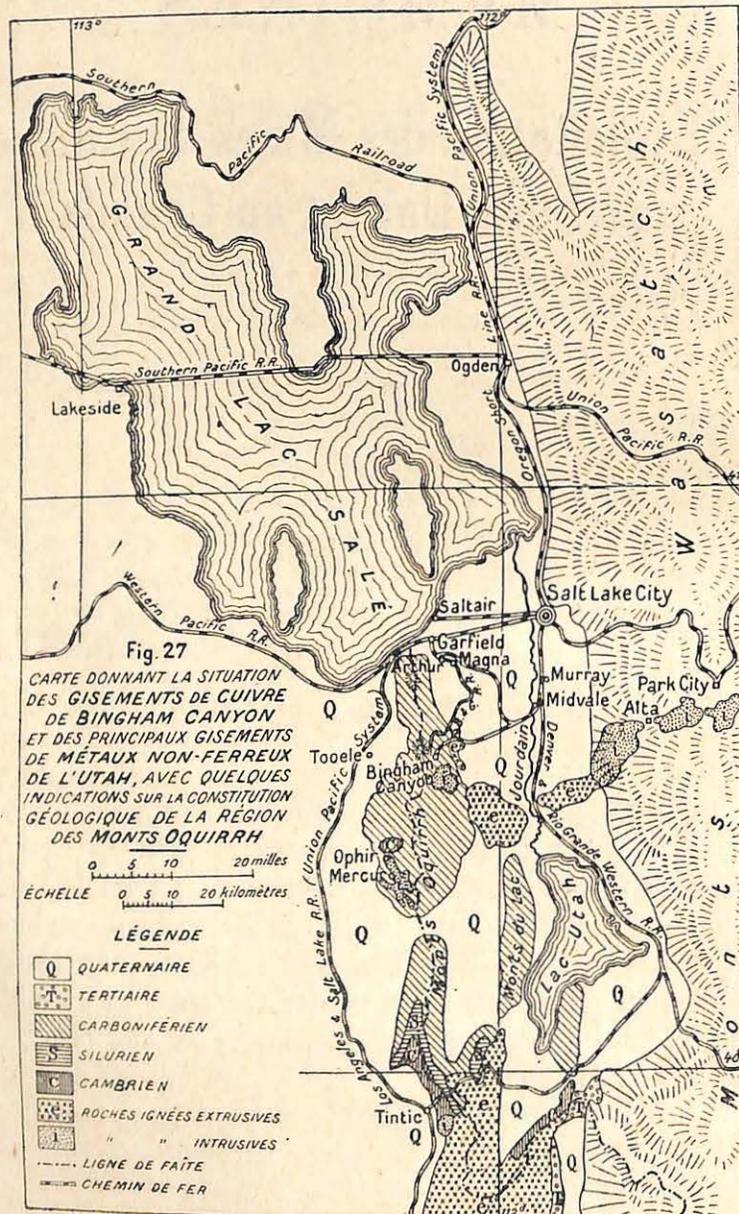
Les mines de cuivre de l'Utah

§ I. — Gisements et production.

Les trois principaux districts miniers de l'Utah sont ceux de Bingham et de Tintic, situés dans les monts Oquirrh, au sud-ouest de Salt Lake City, et celui de Park City, qui se trouve dans les monts Wasatch, au sud-est de la capitale de l'Etat (fig. 27). Il existe, en outre, des mines de moindre importance, notamment à Ophir et à Mercur (district de Rush Valley) et à Alta (district de Little Cottonwood).

Le district de Bingham Canyon renferme toutefois les gisements de cuivre les plus importants, et produit

(1) Voir *Annales des Mines de Belgique*, tome XXXIII (année 1932), 3^e livraison, et tome XXXIV (année 1933), 1^{re} livraison.



à lui seul plus de 90 p.c. du métal rouge extrait dans l'Utah, comme le montre le tableau suivant. Les mines de Tintic, qui viennent au second rang comme productrices de cuivre, contiennent principalement des minerais d'argent et de plomb, avec un peu de cuivre, de zinc et d'or. Il en est de même de celles de Park City et des autres districts miniers que nous venons de mentionner.

Nous nous sommes donc limité à la visite des mines et des installations métallurgiques de la région de Bingham; et nous nous bornerons à décrire le gisement et les exploitations les plus caractéristiques de cette région, ceux de l'« Utah Copper Co », qui d'ailleurs représente, d'après le tableau suivant, 95 p.c. de la capacité productive du district de Bingham Canyon (1).

Production de cuivre de l'Utah, en tonnes courtes, de 1929 à 1931.

	1929.	1930.	1931.
I. District de Bingham :			
Utah Copper Co	148.313	80.569	71.347
Utah Delaware Mining Co	2.731	2.144	640
Utah Apex Mining Co	2.301	1.483	—
Ohio Copper Co.	1.108	1.024	330
Divers	1.493	2.315	1.536
Production totale du district.	155.946	87.535	73.853
II. District de Tintic			
	1.583	1.431	785
III. Autres districts			
	5.454	13.919	5.874
Production totale de l'Utah	162.983	102.885	80.512

(1) L'« Utah Copper Co » appartient elle-même à la « Kennecott Copper Corporation », qui par l'importance de sa production est le second groupe de mines de cuivre du monde, le premier étant celui de l'« Anaconda Copper Mining Co ».

suivant un plan vertical Nord-Sud à travers le gisement de Bingham Canyon.

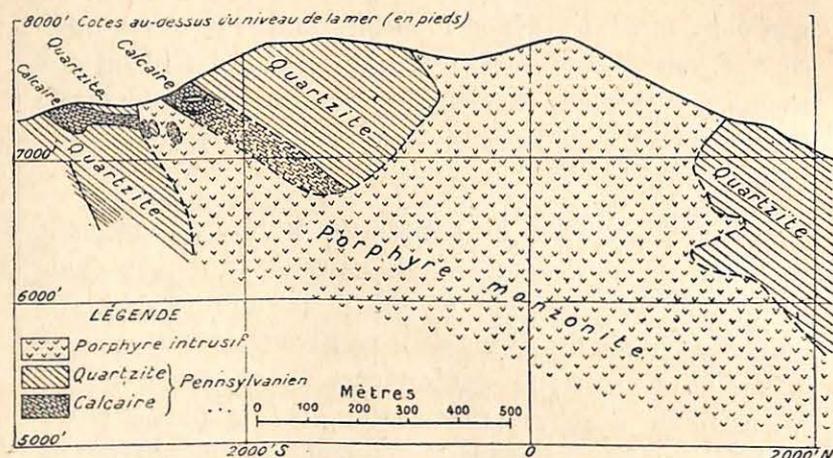


Fig. 28. COUPE N.S À TRAVERS LE GISEMENT DE BINGHAM

* * *

Le domaine minier de l'« Utah Copper Co » (fig. 29) comprend à peu près la totalité des affleurements de la masse intrusive de porphyre à teneur payante.

Cette masse affecte la forme d'une énorme lentille de 1.800 mètres de long (en direction N.E.-S.W.), 1.200 mètres de large, et 600 mètres en moyenne d'épaisseur verticale. Elle contenait environ 800 millions de tonnes de minerai, dont plus de 200 millions de tonnes, à 1,2 % de teneur moyenne en cuivre, ont déjà été exploitées. La teneur moyenne des 600 millions de tonnes restant à extraire est de 1 % (exactement de 1,066 % d'après les calculs estimatifs) ; elle varie de 0,6 % à 2 % à travers la masse.

Il existe, en outre, de faibles quantités de porphyre contenant de 0,3 % à 0,6 % (en moyenne 0,4 %) de cuivre, la teneur de 0,6 % étant regardée, ainsi que nous

le verrons plus loin, comme la teneur-limite du minerai payant. Par contre, d'importants tonnages de porphyre à 0,2 - 0,3 % de cuivre se rencontrent dans la masse de minerai, et les bancs de quartzite que l'on trouve dans le massif de porphyre (fig. 28) sont eux aussi faiblement minéralisés, et contiennent de 0,2 à 0,5 % de cuivre. Ces diverses roches à faible minéralisation sont considérées, au point de vue de l'exploitation, comme stériles et rejetées, mais on parvient néanmoins à récupérer près de 80 % du cuivre qu'elles contiennent, grâce à un procédé dont il sera question dans la suite de cette étude.

On ne trouve de roche complètement stérile que dans la couverture déminéralisée, dont l'épaisseur varie de 15 à 60 mètres.

La teneur en cuivre du minerai est la plus élevée dans la partie Nord, qui est aussi la plus étendue du gisement, et qui contient un porphyre monzonite gris à forte minéralisation. Au sud de cette région, on rencontre un porphyre silicifié, assez fortement minéralisé en raison de la proximité d'une zone failleuse. Une troisième partie du gisement, située au sud de la précédente, contient un porphyre basique de couleur foncée, dont la minéralisation est moins accentuée.

La surface du sol est extrêmement montagneuse, avec de grandes dépressions encaissées ou « canyons », dont la profondeur atteint parfois 500 mètres, et des dépressions plus petites appelées « gulches ».

Du canyon principal qui est celui de Bingham (fig. 29) se détache un second canyon important, celui de Carr Fork. A ces deux grandes dépressions viennent se rattacher, comme des ramifications secondaires, cinq gulches (Galena Gulch, Cottonwood Gulch, etc...). Ces gulches sont utilisés par l'Utah Copper Co, comme nous le ver-

rons plus loin, pour y déposer le stérile et le minerai non-payant extraits dans ses exploitations.

* * *

L'exploration méthodique du gisement de l'Utah Copper Co, et la détermination de la teneur en cuivre de ses diverses parties, présentaient une importance capitale, en raison de l'ampleur de ce gisement et de sa faible teneur moyenne. Elles ont servi de base au choix de la méthode d'exploitation à ciel ouvert, actuellement employée, et continuent à fournir les indications nécessaires pour la conduite économique de cette exploitation.

Une première reconnaissance du gisement fut effectuée, au moyen de galeries à flanc de coteau, par la « Boston Consolidated Co » et d'autres sociétés minières antérieures à l'« Utah Copper Co ». Cette dernière Compagnie, constituée le 4 juin 1903 sous la législation de l'Etat de Colorado, fit procéder à une exploration méthodique du massif minéralisé, au moyen d'un grand nombre de sondages verticaux, forés à des intervalles réguliers. En outre, pendant la phase préparatoire à l'exploitation à ciel ouvert, elle se livra, comme nous le verrons plus loin, à une exploitation souterraine par la méthode du « shrinkage stoping », et creusa à cet effet plus de trente mille mètres de galeries, qui servirent en même temps à compléter la reconnaissance du gisement.

Les sondages d'exploration furent forés presque tous au trépan, le procédé à la couronne de diamant ayant donné de mauvais résultats. Leurs emplacements furent fixés, en raison de l'irrégularité de la surface du sol, aux sommets, non de carrés, mais de triangles équilatéraux, de 120 mètres de côté dans les zones à teneur régulière; cet espacement fut réduit à 60 mètres dans les

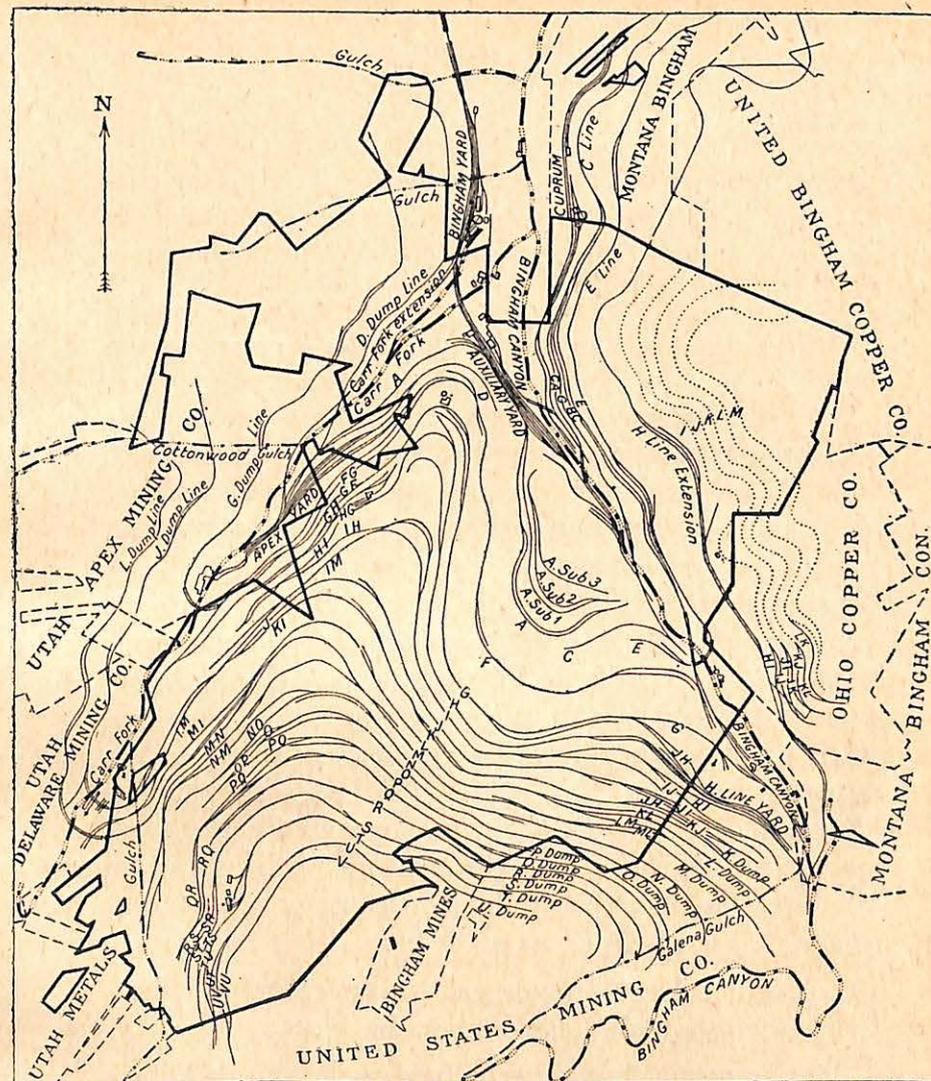


Fig. 29. DOMAINE DE L'UTAH COPPER Co ET DES AUTRES MINES DE BINGHAM CANYON

Échelle : 0 500 m 1 Km 0 1000' 2000' 3000'

LÉGENDE

- — — — — Ligne de fond d'un canyon
- · — · — Ligne de fond d'un gulch
- — — — — Limite du domaine minier de l'Utah Copper Co
- · — · — " " " " d'une autre compagnie
- A, B, C, D, V : Gradins ou étages d'exploitation de l'Utah Copper Co., au-dessus du gradin initial A
- A Sub 1, A Sub 2, A Sub 3 : Gradins inférieurs au gradin initial A
- — — — — Voies ferrées à grand écartement, établies sur chaque gradin ou au niveau de roulage principal
- A Dump Line, B Dump, C Dump-etc. : Voies de déversement du minerai non-payant ou du stérile dans les gulches

zones qui avoisinent les limites du massif. Des échantillons, prélevés tous les cinq pieds (1 m. 50) dans chaque sondage, furent analysés, et permirent d'établir la teneur en cuivre de la roche à toutes les profondeurs.

Détermination de la teneur en cuivre des diverses parties du gisement.

Ainsi que nous le verrons plus loin, la mine est divisée en 23 étages ou gradins d'exploitation, de 12 à 21 mètres de hauteur. Dans l'estimation des teneurs moyennes, chacun de ces étages fut considéré comme une mine séparée et divisé lui-même en blocs ayant la forme de prismes rectangulaires droits de 30 mètres de côté et de hauteur égale à celle de l'étage. Ceux de ces blocs qui étaient traversés par un sondage d'exploration, se virent attribuer la teneur moyenne révélée par ce sondage dans sa partie comprise entre la tête et la base du bloc. Pour chaque bloc non traversé par un sondage d'exploration, on fit une moyenne entre les teneurs révélées par les sondages les plus voisins du bloc considéré, en tenant compte de leurs distances audit bloc.

Les estimations faites de cette manière ont été trouvées exactes lors de l'exploitation des blocs.

Pour la partie du gisement située en dessous de l'étage d'exploitation le plus profond, les estimations ont été faites en divisant le massif en prismes triangulaires droits, ayant pour arêtes verticales les sondages d'exploration.

Ces divers travaux et estimations, effectués sous la direction du service géologique de l'« Utah Copper Co », permettent de délimiter exactement le minerai payant du non-payant ou du stérile, suivant une méthode qui sera exposée dans la suite de cette étude.

§ II. — Méthodes d'exploitation.

I. — *Vue d'ensemble sur les méthodes d'exploitation employées dans les mines de Bingham.*

Nous décrirons en détail la méthode d'exploitation à ciel ouvert de l'« Utah Copper Co » qui représente, comme nous l'avons vu, 95 % de la capacité productrice du district de Bingham, et 90 % de celle de l'Utah.

Les autres compagnies minières (Utah Delaware, Utah Apex, etc.), qui possèdent des gisements de caractère filonien situés en bordure de celui de l'« Utah Copper Co » (fig. 29), emploient des méthodes souterraines par remblayage, analogues à celles que nous avons vu appliquer précédemment dans les mines de cuivre du Montana. Il convient toutefois de faire une exception pour l'« Ohio Copper Co », qui exploite un massif de minerai à basse teneur, situé à l'est de celui de l'« Utah Copper Co », par une méthode à la fois simple et ingénieuse, qui donne les meilleurs résultats.

Cette méthode, qu'on peut appeler « lixiviation en place », consiste à sous-caver tout d'abord le massif par un réseau de galeries, de manière à l'ébranler et à le désagréger par écroulement. On déverse ensuite sur la tête du massif ainsi désagrégé des torrents d'eau qui par percolation à travers le minerai se chargent d'hydroxyde de cuivre. La solution est recueillie à travers une galerie collectrice, creusée sous la base du massif, à 300 mètres de profondeur en dessous de la surface. Dans cette galerie sont disposées des cuves remplies de déchets de fer, à travers lesquelles on fait passer la solution, qui précipite au contact du fer le cuivre dont elle est chargée.

Les précipités, contenant 90 % de cuivre, sont envoyés à la fonderie de Garfield (v. carte fig. 27) appartenant à l'« American Smelting & Refining Co », pour y être transformés en cuivre blister; le raffinage électrolytique de ce dernier s'opère à Baltimore, dans une usine appartenant à la même Compagnie. Le prix de revient de la lb. de cuivre électrolytique obtenue par ce procédé s'élève, tout compris, à 6 cents.

II. — Historique de la méthode de l'« Utah Copper Co ».

La méthode d'exploitation à ciel ouvert, appliquée par l'« Utah Copper Co », fut préconisée dès 1898 par un jeune ingénieur venu des mines du Colorado, Daniel Cowan Jackling, actuellement président de la Compagnie (1).

M. Jackling avait examiné le gisement massif situé dans le canyon de Bingham. Il s'était rendu compte de son étendue et de sa régularité, en même temps que de sa faible teneur, qui exigeait une méthode d'exploitation en masse. Il avait reconnu, d'autre part, que l'épaisseur de la couverture était relativement peu importante en comparaison de celle du gisement; il avait vu, enfin, le parti que l'on pourrait tirer du relief montagneux du sol, pour y amorcer commodément une exploitation étagée en carrière, sans qu'il fût nécessaire, tout au moins dans les premiers temps, de pénétrer verticalement dans le fond du canyon.

(1) A l'époque où nous nous trouvions précisément aux mines de Bingham, l'« American Institute of Mining and Metallurgical Engineers » remit à Mr. Jackling la médaille William Lawrence Saunders, trophée décerné annuellement pour récompenser un perfectionnement important apporté à l'Art des Mines, et qui avait été attribué en 1928 au président Hoover. L'inventeur de la méthode de l'« Utah Copper Co » est aussi titulaire de la médaille d'or de la « Mining & Metallurgical Society of America », et de la médaille John Fritz qui lui a été remise le 20 avril 1933.

Dans ces conditions, il n'hésita pas à proposer d'enlever entièrement la couverture, pour pouvoir faire ensuite de l'exploitation en masse, à ciel ouvert.

Ces vues audacieuses rencontrèrent la désapprobation des compétences minières de l'époque, qui considéraient comme inexploitable un gisement d'aussi faible teneur; et ce ne fut qu'en 1903 que M. Jackling parvint à réunir le capital nécessaire pour l'achat de la mine.

L'enlèvement de la couverture stérile commença en 1906 au moyen d'explosifs et de pelles à vapeur, sur le flanc S.W. du canyon de Bingham (fig. 29), suivant une succession de gradins étagés en forme de terrasses, à partir d'un gradin initial pris au niveau du fond du canyon. L'exploitation du minerai à ciel ouvert par les mêmes moyens put être entreprise dès l'année suivante, mais dans les premiers temps les tonnages de minerai obtenus de cette manière furent assez faibles, la plupart des pelles mécaniques devant être employées au travail de découverte.

La phase préparatoire que nous venons de décrire se prolongea jusqu'en 1914; et l'on fut obligé, durant cette période, d'effectuer en même temps une exploitation souterraine par la méthode du « shrinkage stoping » (1), afin d'alimenter de minerai les usines qui avaient été construites dans l'intervalle pour le traitement du porphyre cuprifère.

Depuis 1914, l'exploitation s'opère exclusivement à ciel ouvert. Les gradins, amorcés sur le flanc S.W. du canyon de Bingham, ont été prolongés sur le flanc S.E. du canyon adjacent de Carr Fork (fig. 29), où l'on a établi une partie des « rampes à rebroussement » dont

(1) Cette exploitation a été décrite par Thomas S. Carnahan, « Underground Mining Methods of Utah Copper Co » (Trans. Am. Inst. of Min. Eng., New-York Meeting, Feb. 1916).

nous parlerons plus loin, et qui assurent les communications entre deux gradins successifs. Le flanc N.E. du canyon de Bingham a été attaqué à son tour; et l'on a creusé, finalement, le fond même de ce canyon, pour y établir des gradins supplémentaires en dessous du niveau du gradin initial. A partir de 1923, les pelles à vapeur ont été remplacées par des pelles électriques.

III. — Disposition générale de la mine.

La mine offre actuellement l'aspect d'une immense carrière (fig. 29, 30, 31 et 32), divisée en 23 gradins ou étages d'exploitation, de 12 à 21 mètres de hauteur et de 9 à 140 mètres de largeur. Chacun de ces gradins est le siège d'un chantier d'abatage, progressant horizontalement dans le minerai ou dans le stérile.

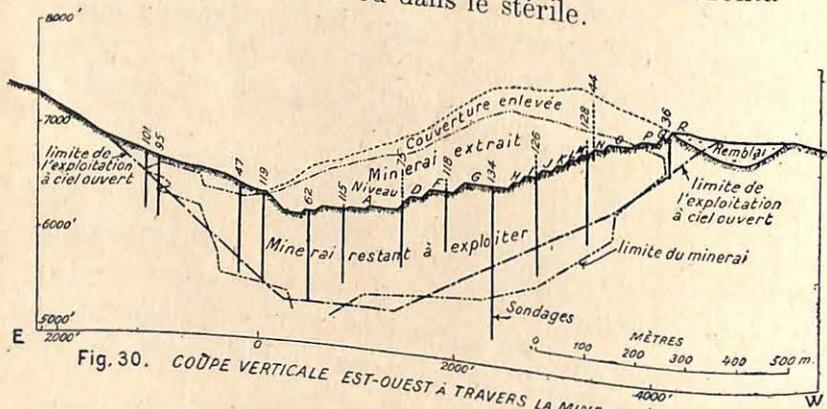


Fig. 30. COUPE VERTICALE EST-OUEST À TRAVERS LA MINE DE L'UTAH COPPER Co.

La largeur moyenne d'un gradin est de 30 mètres, la largeur minima étant de 9 mètres (ce qui représente l'espace nécessaire pour la pelle électrique sur chenilles, et la voie de desserte à grand écartement, installées sur chaque gradin). La hauteur moyenne est de 20 mètres, mais une hauteur de 12 à 15 mètres est considérée actuellement comme la plus favorable en vue d'une exploitation économique.

La face d'abatage du gradin n'est pas verticale, mais inclinée à 60° en moyenne sur l'horizontale, le porphyre monzonite de Bingham n'étant pas assez cohérent pour se maintenir suivant une pendage plus raide.

L'inclinaison générale de la carrière s'obtient en ajoutant, à l'inclinaison individuelle des gradins, celle qui résulte de leur largeur. Sur le flanc S.W., elle est actuellement de 24° en moyenne, c'est-à-dire qu'une droite, située dans un plan vertical S.W.-N.E., et réunissant l'arête supérieure du gradin de tête à l'arête inférieure du gradin de pied, ferait avec l'horizontale un angle de 24° . La direction de l'« Utah Copper Co », se propose de porter cette inclinaison à 40° , grâce à une progression plus rapide des gradins inférieurs; ce qui permettra d'approfondir encore notablement la mine, et de prolonger ainsi la durée de l'exploitation à ciel ouvert.

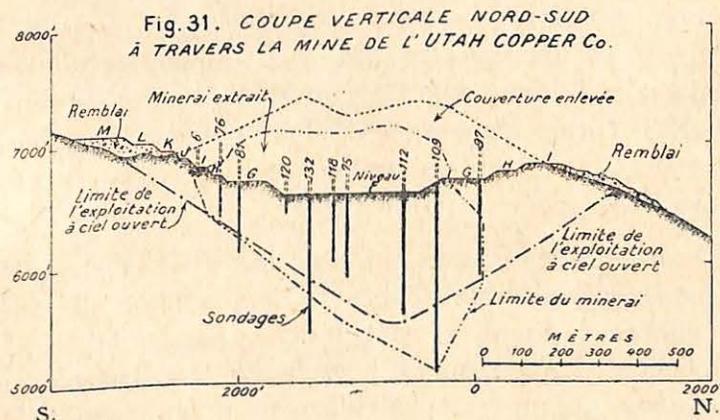


Fig. 31. COUPE VERTICALE NORD-SUD À TRAVERS LA MINE DE L'UTAH COPPER Co.

Cette durée sera limitée par le danger qu'il y aurait de dépasser une inclinaison générale de 40° , en raison de la consistance relativement médiocre du porphyre. Le minerai qui restera à extraire devra être exploité par des méthodes souterraines par sous-cavement, analogues à



Fig. 32. — Vue de face du flanc S. W. de la mine de l'Utah Copper Co.

celles que nous verrons appliquer dans les mines de l'Arizona — les seules qui puissent rendre économique l'exploitation souterraine d'un gisement massif d'aussi faible teneur.

A l'heure actuelle, la profondeur totale de la carrière, du sommet du gradin de tête à la base du gradin de pied, est de 520 mètres suivant la verticale. Elle atteindra 760 mètres à la fin de l'exploitation à ciel ouvert, et à ce moment la mine offrira l'aspect d'une énorme cuve elliptique, de 2,500 mètres de long sur 1.800 mètres de large.

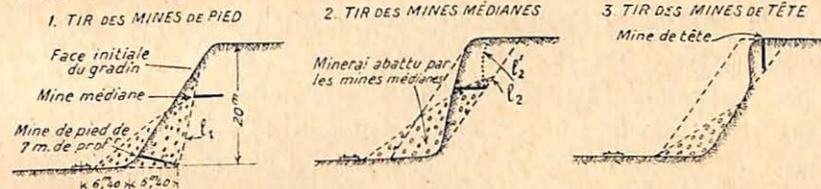
Le gradin initial A (fig. 29), établi au niveau de l'ancien fond du canyon (cote d'altitude = 1.930 mètres au-dessus de la mer), est aussi le niveau où viennent se rassembler les produits de l'exploitation des divers gradins, en vue de leur expédition vers les usines, dans la direction du Nord. La carrière est, en effet, ouverte à ce niveau par deux gorges, situées à ses deux extrémités Nord et Sud sur le passage du canyon. Il en résulte qu'elle affecte la forme d'une sorte d'ellipse ouverte à ses deux extrémités, pour tous les gradins supérieurs à A, et d'un cirque fermé pour ceux inférieurs.

Les gradins supérieurs à A sont ceux où s'effectue en ce moment la presque totalité de l'exploitation. Ils sont au nombre de vingt, et sont désignés par les lettres de l'alphabet, de A à V qui est le gradin de tête. Les gradins inférieurs, qui ne sont actuellement qu'au nombre de trois, sont désignés par des chiffres (A Sub 1, A Sub 2, A Sub 3 — cf. fig. 29).

IV. — Abatage du minéral.

Chaque gradin est le siège d'un chantier d'abatage (fig. 33), qui progresse horizontalement suivant la longueur de ce gradin, sur tout le pourtour de la carrière, en prenant une tranche de 6 à 7 mètres d'épaisseur et d'une hauteur égale à celle du gradin. Arrivé à une extrémité de ce pourtour, le chantier refait le même trajet en sens inverse, en prenant une nouvelle tranche de 6 à 7 mètres d'épaisseur, et ainsi de suite.

I. COUPES VERTICALES EN TRAVERS D'UN GRADIN, MONTRANT LES PHASES SUCCESSIVES DE L'ABATAGE



II. VUE LONGITUDINALE, EN ÉLEVATION, D'UN GRADIN, APRÈS LE TIR DES MINES DE PIED.



III. VUE LONGITUDINALE EN PLAN, D'UN GRADIN, APRÈS LE TIR DES MINES DE PIED



Fig 33

PROGRESSION DU CHANTIER D'ABATAGE D'UN GRADIN À L'UTAH COPPER Co.

L'abatage s'effectue à l'aide d'explosifs à base de nitrate d'ammonium, à bas point de congélation, d'une puissance égale à 60 % de celle de la dynamite n° 1. Les mines principales, de 6^m,75 de profondeur, sont forées au pied du gradin, avec une légère inclinaison descendante, à des intervalles horizontaux de 4^m,50. On utilise pour ce forage des perforatrices Ingersoll-Rand à air

comprimé, montées sur trépieds, qui creusent les trous au diamètre initial de 9^{cm},5 et au diamètre final de 6^{cm},35. Après « chambrage » du trou de mine par quatre explosions préparatoires (de 7, 15, 20 et 50 cartouches), on place dans la chambre ainsi obtenue la charge définitive, qui est de 45 à 75 kgs d'explosif; on la bourre, et on la fait sauter à l'aide d'une mèche et d'un détonateur.

Les « mines de pied » dont nous venons de parler brisent généralement le minerai jusqu'à la ligne l_1 (fig. 33), et la partie supérieure de la tranche doit être abattue au moyen de mines médianes, forées aux trois cinquièmes de la hauteur du gradin. On fait sauter ces mines après enlèvement, par la pelle électrique, du minerai abattu par le premier tir. Elles brisent habituellement le minerai jusqu'à la ligne l_2 , mais parfois cette seconde rupture ne s'étend que jusqu'en l'_2 , et des « mines de tête » doivent alors être forées verticalement au sommet du gradin.

Il convient d'ajouter à ce minage principal, un minage secondaire, dans les blocs abattus mais trop gros pour être enlevés par la pelle électrique, ou dans les quartiers de roche qui restent adhérents à la paroi. Ce minage secondaire est relativement peu important, le porphyre monzonite de Bingham étant très fracturé, comme nous l'avons vu.

La consommation totale d'explosifs est de 1 kg. par 16 t. 5 de minerai abattu (dont 16 % pour le « chambrage », 69 % pour le minage principal et 15 % pour le minage secondaire). Elle représente une dépense de 1 cent, 5 par tonne de minerai, et l'ensemble des frais de minage, explosifs compris, s'élève à moins de 3 cents.

V. — *Chargement du minerai abattu.*

Chaque gradin est desservi par une pelle électrique de 100 tonnes (fig. 33) montée sur chenilles, et pourvue d'une benne râcleuse de 3 m³ 1/2, pouvant enlever d'un coup 9 à 10 tonnes de minerai abattu à l'explosif.

Vingt-trois de ces pelles sont actuellement en service à la mine, dont 8 à courant alternatif, et 15 à courant continu avec dispositif Ward-Léonard. Elles reçoivent le courant à 5.500 volts par le moyen de lignes aériennes, montées sur pylones portatifs, et d'un câble de liaison isolé, enroulé sur un tambour placé à l'arrière de la pelle. Le déroulement de ce tambour permet à la pelle de parcourir une distance de 120 mètres avant que l'on ne doive modifier les connexions avec la ligne aérienne.

Chaque pelle suit la progression du chantier d'abatage qu'elle dessert, en se tenant à une distance de 60 mètres des « mines de pied » de ce chantier. Elle charge le minerai abattu dans de grands wagons de 80 à 100 tonnes, amenés près d'elle, sur voie à grand écartement, par des locomotives électriques à trolley. Le chargement d'un de ces wagons dure moins de dix minutes, la capacité de chargement de la pelle étant d'environ 600 tonnes à l'heure.

Les wagons vides lui sont amenés par rames de dix à douze unités, et poussés à sa portée, au fur et à mesure de leur chargement, par la locomotive électrique qui reste accouplée à la rame. Le chargement du train contenant 800 à 960 tonnes de minerai, dure de 1 h. 1/4 à 1 h. 1/2.

La rame chargée est emmenée vers le gradin initial A par sa locomotive, et une seconde locomotive amène près de la pelle une rame vide. Chaque pelle est ainsi desservie par deux locomotives, ce qui permet de réduire au

minimum ses périodes d'inactivité, et de charger jusqu'à 7.000 tonnes par pelle et par poste. De mai à octobre 1928, la moyenne des tonnages chargés par pelle et par poste a été de 4.031 tonnes pour les pelles à courant alternatif, et de 4.097 tonnes pour les pelles à courant continu.

Les périodes d'inactivité dont nous venons de parler, et qui correspondent au temps qui s'écoule entre le départ d'une rame chargée et l'amenée d'une rame vide, représentent encore, toutefois, près de 18 % de la durée d'un poste. Elles ne pourraient être supprimées qu'en installant une double voie sur toute la longueur de chaque gradin; ce qui obligerait de donner à ce dernier une largeur trop grande, et conduirait par suite à une inclinaison générale trop faible — et trop dispendieuse — des flancs de la carrière.

VI. — *Transport du minerai au niveau du gradin initial A.*

Chaque gradin est parcouru sur toute sa longueur par une voie à grand écartement, établie en rails de 32 kgs par m. ct. (les voies nouvellement construites ont été établies en rails de 44 kgs).

Cette voie est reliée par chacune de ses deux extrémités, à celle du gradin immédiatement inférieur, au moyen de rampes en pente douce (4 % maximum, y compris la pente équivalant aux courbes), établies à flanc de gradin, avec des rebroussements. Il existe ainsi deux systèmes complets de rampes à rebroussement, dont l'un est établi à l'extrémité Sud de la mine (fig. 29), et l'autre sur le flanc S.E. du canyon de Carr Fork, où se prolongent les gradins à leur autre extrémité.

Au moyen de ces rampes à rebroussement, les rames chargées aux divers gradins descendent, traînées par

leurs propres locomotives, jusqu'au niveau du gradin initial A, qui est le niveau d'expédition du minerai vers les usines.

D'autre part, les locomotives employées sont capables de remonter vers les divers gradins des trains de 12 wagons vides, pesant chacun 21 tonnes, le long des rampes à rebroussement inclinées à 4 %, à une vitesse de 19 kilomètres à l'heure. La mine utilise à cet effet 41 locomotives électriques à trolley, de 75 tonnes, du type articulé.

On parvient ainsi à supprimer complètement les manipulations qui eussent été nécessaires, si le minerai avait dû être descendu au niveau du gradin initial par des ascenseurs analogues à ceux employés dans les carrières belges de porphyre. Cet avantage l'emporte nettement sur les inconvénients, d'ailleurs réels, qui résultent de la longueur du trajet que doit parcourir le minerai, depuis le chantier d'abatage jusqu'au point d'expédition vers les usines.

Ce trajet est en moyenne de 5 kilomètres, ce qui porte à 10 kilomètres la longueur moyenne du voyage aller et retour d'une locomotive; il est de 11 kilomètres pour le gradin le plus éloigné, et le voyage aller et retour d'une locomotive desservant ce gradin a une longueur de 22 kilomètres et une durée d'une heure et quart environ.

VII. — *Transport et traitement du minerai aux usines.*

Arrivées au niveau de roulage principal A, les rames venant des gradins passent par une gare auxiliaire (auxiliary yard, fig. 29) située à ce niveau à l'intérieur de la mine. Elles sortent ensuite de cette dernière par la gorge Nord, et sont dirigées sur la gare de formation principale (Bingham yard), où elles sont groupées en

trains de 50 wagons, en vue de l'expédition vers les usines de concentration de l'« Utah Copper C^o ».

Ces dernières sont situées à Magna et à Arthur (fig. 27), une trentaine de kilomètres au Nord de la mine, près de la fonderie de Garfield appartenant à l'« American Smelting & Refining C^o ». Il semble, à première vue, irrationnel de placer les usines de concentration près de la fonderie et non près de la mine, surtout lorsque l'on a à transporter un minerai pauvre à 1 % de cuivre, tandis que la teneur moyenne des concentrés est de 31 à 32 %. En fait, cet emplacement a été imposé par la nécessité de pouvoir disposer de vastes espaces pour l'épandage de masses considérables de tailings — ce qui n'était guère possible dans les défilés resserrés de Bingham. En outre, les énormes quantités d'eau nécessaires pour la concentration pouvaient être trouvées à Magna, mais non à Bingham.

Le transport s'effectue sur les voies de la « Bingham & Garfield Railway C^o », une filiale de l'« Utah Copper C^o ». Les trains de 50 wagons de 80 à 100 tonnes sont remorqués par des locomotives à vapeur système Mallet, de 320 tonnes.

Les usines de concentration de Magna et d'Arthur, capables de traiter ensemble 60.000 tonnes de minerai par jour, emploient exclusivement, depuis 1926, le procédé de la flottation, qui permet de récupérer environ 90 % du cuivre contenu dans le minerai, et d'obtenir des concentrés à 31 - 32 % de cuivre.

Ces concentrés sont ensuite traités, à la fonderie de Garfield, par grillage au four Mac Dougal ou Herreshoff, fusion au four à réverbère et traitement final de la matte au convertisseur basique Pierce-Smith. Le cuivre blister obtenu de cette manière est expédié à Baltimore, soit par fer, soit par fer et par eau (via San Francisco et le

canal de Panama), pour y être raffiné dans les usines d'électrolyse de l'« American Smelting & Refining C^o ».

L'« American Smelting & Refining C^o », qui est, comme on le sait, une Compagnie du groupe Guggenheim, traite aussi, dans sa fonderie de Garfield, des concentrés et des minerais provenant d'autres mines; et notamment, des minerais oxydés des districts de Tintic et de Park City, des précipités de l'« Ohio Copper C^o », et des concentrés de Californie. Elle possède d'ailleurs dans l'Utah une seconde fonderie, située à Murray (fig. 27), où elle traite les minerais et concentrés de plomb provenant des mêmes mines. Les groupes rivaux possèdent également des fonderies dans l'Utah: l'« International Smelting C^o » (groupe de l'Anaconda) à Tooele, et l'« U. S. Smelting, Refining & Mining C^o » à Midvale.

VIII. — *Evacuation du stérile et du minerai non-payant, et récupération du cuivre contenu dans ce dernier.*

Il peut arriver qu'un gradin progresse dans le minerai payant sur une partie de son pourtour, tandis qu'en d'autres endroits il avance dans le minerai non-payant ou même dans la couverture stérile. C'est le cas, par exemple, du gradin G, qui progresse dans le minerai payant sur le flanc W. (fig. 30) et sur le flanc S. de la mine (fig. 31), mais qui se trouve partiellement dans la couverture stérile sur le flanc N. (fig. 31).

Ce cas se produit, à un moment donné, pour tous les gradins de la carrière, et l'on s'est trouvé ainsi amené à prévoir, pour chacun d'eux, un dispositif d'évacuation du stérile ou du minerai non-payant.

On utilise, à cet effet, les dépressions montagneuses ou « gulches », voisines de la mine (fig. 29). La voie ferrée qui dessert chaque gradin est reliée, soit par son

extrémité Sud soit par son extrémité Nord, à une voie de déversement du stérile (« dump line ») établie en travers d'un de ces gulches. Lorsque le gulch est trop éloigné du gradin à desservir, la même « dump line » sert pour deux ou trois gradins, ces derniers étant reliés les uns aux autres, comme nous l'avons vu, par des rampes à rebroussement.

Le transport du stérile s'effectue dans de grands wagons auto-déchargeurs de 22 m³, remorqués en rames de trois à sept unités, suivant la proximité plus ou moins grande du gulch, par les locomotives électriques à trolley dont nous avons déjà parlé.

L'évacuation du minerai non-payant (à moins de 0,6 % de cuivre) s'opère de la même façon, mais l'on a eu, en plus, à résoudre le problème de la récupération du cuivre y contenu.

Ce problème a été résolu, depuis 1928, par un procédé de lixiviation en place, analogue à celui employé pour l'exploitation du gisement de l'« Ohio Copper Co ». De grandes quantités d'eau sont déversées sur les tas de minerai non-payant accumulés dans les gulches: elles pénètrent dans ces tas, dissolvant par percolation le cuivre qu'ils contiennent, et sont finalement recueillies dans le fond des gulches, chargées d'hydroxyde de cuivre.

Le cuivre est précipité ensuite par des déchets de fer; et l'on recueille ainsi par jour, pendant la saison de printemps où les eaux sont abondantes, plus de 50 tonnes de cuivre, à un prix de revient extrêmement bas qui est de l'ordre de 3 cents la lb. En 1931, 2.272 tonnes de cuivre ont été récupérées par ce procédé.

Les frais d'installation des usines de récupération ont été regagnés dès la première année. Cette méthode extrêmement simple permet de recouvrer environ 80 % du cuivre contenu dans les minerais non-payants; aussi

n'hésite-t-on plus, maintenant, à jeter au stérile tout minerai qui cesse de payer son traitement métallurgique, et même de petites quantités de minerai payant, difficilement séparables du stérile dans le cours de l'exploitation.

IX. — *Production de la mine. — Avantages et applications de la méthode à ciel ouvert.*

La production journalière normale de la mine est de 60.000 tonnes de minerai et de 30.000 yards cubiques (soit environ 60.000 tonnes) de stérile. De 1904 à 1931 inclus, 210.432.338 tonnes de minerai en ont été extraites, dont plus de 200 millions de tonnes par la méthode à ciel ouvert; d'autre part, environ 220 millions de tonnes de stérile ou de minerai non-payant ont été enlevées par les mêmes moyens.

Les avantages principaux de la méthode à ciel ouvert, appliquée à l'exploitation des gisements massifs, sont, tout d'abord, son prix de revient extrêmement bas, qui a permis l'exploitation fructueuse de minerais à très faible teneur; ensuite, l'enlèvement intégral du minerai, qui rend d'autre part la méthode très intéressante pour l'exploitation de minerais riches. Il convient d'y ajouter une remarquable souplesse dans la production: pour augmenter ou diminuer considérablement cette dernière, d'un jour à l'autre, il suffit de placer dans le minerai quelques pelles travaillant dans le stérile, ou vice-versa.

Dans les seuls Etats de l'Ouest de la République étoilée, cinq mines de cuivre ont adopté la méthode d'exploitation de l'« Utah Copper Co »: la « New Cornelia », la « Nevada Consolidated », l'« United Verde », la « Chino Copper » et la « Copper Queen ». On sait, d'autre part, que l'Union Minière du Haut-Katanga l'emploie

également, avec grand succès, pour l'exploitation de gisements massifs d'une teneur moyenne de 6 % de cuivre — soit environ six fois plus forte que celle des gisements de l'« Utah Copper Co ».

§ III. — **Délimitation du minerai payant.**
Limites de l'exploitation à ciel ouvert.

Le point délicat de la méthode de l'« Utah Copper Co » est de pouvoir délimiter exactement, à tout moment, le minerai payant de celui qui doit être rejeté, la moindre erreur en ce domaine pouvant entraîner des pertes considérables, en raison de l'importance des tonnages traités.

Trois éléments interviennent dans cette délimitation: la teneur en cuivre du minerai; la proportion de couverture, c'est-à-dire le pourcentage de couverture stérile ou non-payante à enlever par tonne de minerai utile; enfin, le prix de vente du cuivre à l'instant considéré.

I. — *Détermination de la teneur-limite du minerai payant.*

Afin de suivre le mode de calcul adopté par l'« Utah Copper Co », proposons-nous tout d'abord de rechercher la teneur-limite du minerai payant, en nous plaçant dans des conditions moyennes au point de vue de la proportion de couverture, et du prix de vente du cuivre.

La proportion moyenne de couverture à enlever actuellement dans l'ensemble du gisement est de 50 % environ du tonnage de minerai utile (1). Le prix de vente moyen du cuivre électrolytique, pendant les neuf années du cycle économique 1921-1929, a été de 14 cents, 045 la

(1) La proportion moyenne de couverture enlevée jusqu'à présent est d'environ 110 % (220 millions de tonnes de stérile contre 200 millions de tonnes de minerai payant). Cette proportion est naturellement très forte durant les premières années.

lb.: prenons 13 cents, 5, sans nous dissimuler toutefois que le prix de vente moyen, pendant les x années du cycle économique qui s'est ouvert en 1930, sera vraisemblablement inférieur à ce chiffre.

D'autre part, le prix de revient global de la lb. de cuivre varie en fonction de la teneur du minerai traité. L'« Utah Copper Co » considère que la dépense totale de production, tous frais compris (extraction du minerai, transport, concentration, fusion et raffinage) — à l'exclusion toutefois du coût d'enlèvement de la couverture — est constante par tonne de minerai, et égale à 1 \$ 25 pour l'année 1929. Le coût d'enlèvement de la couverture est évalué, de son côté, à 40 cents par yard cubique, le yard cubique de couverture pesant 2 tonnes courtes; soit donc à 20 cents par tonne de couverture enlevée.

On peut, dans ces conditions, dresser le tableau suivant des prix de revient, duquel il résulte que la teneur-limite du minerai payant, pour un prix de vente moyen de 13 cents, 5 par lb. de cuivre électrolytique, est de 0,6 %.

Mais ce n'est là qu'un calcul moyen, et à l'heure actuelle (octobre 1933) le prix de vente de la lb. de cuivre électrolytique étant de 8 cents, 25, la teneur-limite du minerai payant serait, dans les mêmes conditions, de 1 %. En 1932, lorsque le prix de vente du cuivre électrolytique tomba à 5 cents la lb, la teneur-limite du minerai payant était de 1,5 %.

D'une manière générale, l'« Utah Copper Co » évite avec soin d'envoyer à ses usines de concentration un minerai qui ne pourrait payer son traitement métallurgique, sauf dans le cas où de petites quantités de minerai non-payant se trouvent incluses dans une masse de minerai payant, et sont difficilement séparables de cette dernière. Par contre, elle s'inquiète moins de laisser jeter

TABLEAU VI.

Prix de revient global de la lb. de cuivre électrolytique, à l'Utah Copper Co, avec des minerais de diverses teneurs, en vue de la détermination de la teneur-limite du minerai payant, dans l'hypothèse d'une proportion de couverture de 50 % (1).

Teneur en cuivre du minerai		Rendement en cuivre des opérations métallurgiques		Prix de revient global, non compris les frais de découverte, toutes autres dépenses comprises (opérations minières et métallurgiques)		Dépenses de découverte			Prix de revient global de la lb. de cuivre en cents
en %	en lbs.	en %	en lbs. par tonne de minerai	en \$ par tonne de minerai traitée	en cents par lb de cuivre produite	par tonne de couverture enlevée en \$	par tonne de minerai (dans l'hypothèse d'une proportion de couverture de 50 %). en \$	par lb. de cuivre produite en cents	
1,4 %	28 lbs.	93 %	26 lbs.	1 \$, 25	4c, 81	0 \$, 20	0 \$, 10	0c, 38	5c, 19
1,3 %	26 »	92,5 »	24 »	id.	5c, 21	id.	id.	0c, 41	5c, 62
1,2 %	24 »	92 »	22 »	id.	5c, 69	id.	id.	0c, 41	6c, 14
1,1 %	22 »	91 »	20 »	id.	6c, 25	id.	id.	0c, 50	6c, 75
1 »	20 »	90 »	18 »	id.	6c, 94	id.	id.	0c, 56	7c, 50
0,9 »	18 »	89 »	16 »	id.	7c, 81	id.	id.	0c, 62	8c, 43
0,8 »	16 »	87 »	13,9 »	id.	8c, 99	id.	id.	0c, 72	9c, 71
0,7 »	14 »	85 »	11,9 »	id.	10c, 50	id.	id.	0c, 84	11c, 34
0,6 »	12 »	83 »	10 »	id.	12c, 50	id.	id.	1c, 00	13c, 50
0,5 »	10 »	80 »	8 »	id.	15c, 62	id.	id.	1c, 25	16c, 87

(1) Cfr. A. Soderberg, « Mining Methods and Costs at the Utah Copper Co » (I. C. 6234, February 1930, U. S. Bureau of Mines, p. 7).

au stérile du minerai payant, maintenant qu'elle est assurée de récupérer, par le procédé de la lixiviation en place, la plus grande partie du cuivre qu'il contient.

II. — Détermination de la proportion-limite de couverture qui peut être enlevée, pour un minerai de teneur donnée.

On doit considérer en fait, pour la conduite de l'exploitation, non point la proportion de couverture moyenne, mais celle qui existe réellement en chaque point du gisement. Et l'on doit se demander chaque fois si l'enlèvement de cette couverture est justifié; en d'autres termes, si l'exploitation du minerai sous-jacent par la méthode à ciel ouvert peut s'effectuer sans perte; et dans l'affirmative, si néanmoins l'emploi d'une méthode souterraine ne serait pas plus économique.

1° Pour répondre à la première question, il convient de rechercher la proportion-limite de couverture qui peut être enlevée sans perte, pour un minerai de teneur donnée et un prix de vente déterminé du cuivre.

Le tableau VI nous montre que, lorsque la lb. de cuivre électrolytique se vend 13 cents, 5, un minerai à 0,6 % de cuivre pourra supporter, sans perte, l'enlèvement d'une proportion de stérile égale à 50 % de son poids, soit d'une demi-tonne de stérile par tonne de minerai payant.

L'enlèvement de cette demi-tonne de stérile coûte, nous l'avons vu, 10 cents: ce qui représente, avec le cuivre à 13 cents, 5 la lb., la valeur de 0 lb., 741 de cuivre.

Pour pouvoir enlever une demi-tonne de stérile en plus par tonne de minerai, l'on devra donc recueillir, à la fin des opérations métallurgiques, 0 lb. 741 de cuivre en plus; et par suite, en tablant sur un rendement moyen

Ces limites rencontrent, en des points tels que 1 et 2, les limites des massifs à 0,8 % et 0,6 % de cuivre. La partie de ces massifs qui est située au-dessus de *l* peut être exploitée à ciel ouvert. La partie du massif à 0,8 % qui est située en dessous de *l* sera exploitée par des méthodes souterraines. La partie du massif à 0,6 % qui est située en dessous de *l* ne pourra être exploitée, les méthodes souterraines cessant d'être rémunératrices pour du minerai d'aussi basse teneur: elle sera donc considérée comme minerai non payant, dans l'estimation des réserves de minerai de la mine.

§ IV. — Prix de revient.

Les tableaux VIII et IX donnent le prix de revient de la lb. de cuivre électrolytique à l'« Utah Copper Co », pendant l'année 1931, et pendant les trois années 1929 à 1931.

Ils ont été établis de la même manière que les tableaux I et II du Chapitre II, afin de permettre la comparaison avec les prix de revient des mines de Michigan, et mettent en évidence la supériorité de la méthode de l'« Utah Copper Co », surtout si l'on tient compte de la différence des teneurs de minerai.

Ils montrent également que jusqu'à la fin de 1931, l'exploitation de l'« Utah Copper Co » est restée bénéficiaire; et d'ailleurs la Compagnie a continué de payer jusqu'à cette date son dividende trimestriel, ce qui constitue une exception assez rare parmi les sociétés cuprifères américaines. En 1932, un nouvel abaissement du prix de revient a pu être réalisé, permettant d'exploiter à peu près sans perte, malgré une nouvelle chute du prix de vente de la lb. de cuivre à 5 c. 25.

TABLEAU VIII.

Prix de revient, en cents de dollar, de la lb. de cuivre électrolytique, à l'« Utah Copper Co », pendant l'année 1931.

D'après G. W. Tower, « American Copper Costs in 1931 » (Mining and Metallurgy, juillet 1932, p. 327).

Production en millions de lbs	Coût des opérations minières et métallur- giques	Frais généraux, dépendes d'administra- tion, de direction et de vente, intérêts sur emprunts, impôts	Prix de revient non compris l'amortisse- ment, les dépenses et revenus divers	Dépenses diverses	Revenus divers (récupération de métaux autres que le cuivre) non compris les revenus du portefeuille	Amortissement des installations	Prix de revient non compris l'amortisse- ment de la mine	Amortissement de la mine (réserve pour l'épuisement du gisement)	Prix de revient global	7c. 23 sans amortissement de la mine
142,7	—	—	7c. 60	—	0c. 85	0c. 48	7c. 23	—		

TABLEAU IX.

Prix de revient, y compris les frais généraux et impôts (à l'exclusion de la taxe fédérale sur le revenu), toutes les dépenses fixes, et l'amortissement des installations, à l'« Utah Copper Co », de 1929 à 1931.

D'après Percy E. Barbour (« The Mineral Industry during 1931 », pp. 114-144. Mc Graw Hill, 1932).

	1929		1930		1931	
	Production en lbs. de cuivre	Prix de revient en cents	Production en lbs. de cuivre	Prix de revient en cents	Production en lbs. de cuivre	Prix de revient en cents
Utah Copper Co	296.625.554	6c. 65	161.138.717	8c. 47	142.694.917	6c. 99
		18c. 108		12c. 982		8c. 116

Prix de vente moyen de la lb. de cuivre électrolytique prise aux raffineries de la côte Atlantique

Remarque. — La différence entre les prix de revient indiqués par MM. Tower et Barbour provient de ce que le second n'inclut pas, dans le prix de revient, la taxe fédérale sur le revenu.

Cet abaissement du prix de revient a été obtenu, nonobstant une très forte réduction de la production de la Compagnie, qui a été ramenée à 30.006 tonnes courtes, contre 71.347 en 1931 et 148.313 en 1929; réduction commandée par l'engorgement croissant du marché du cuivre.

L'« Utah Copper Co » est, à la fois, l'entreprise cuprifère qui exploite le minerai à teneur la plus basse, et celle qui produit le cuivre au meilleur prix de revient des Etats-Unis. A l'heure actuelle, d'après Percy E. Barbour, elle serait à même, si elle travaillait à pleine capacité, de produire le cuivre à moins de 5 c., 5 la lb (1).

* * *

Nous avons considéré jusqu'à présent le prix de revient global des opérations minières et métallurgiques. Ce prix de revient est influencé, comme nous l'avons vu, par deux facteurs prédominants: le prix de revient de la tonne de minerai, et la teneur de métal y contenue.

Le second de ces facteurs étant nettement défavorable à l'« Utah Copper Co », on peut juger à quel point le prix de revient minier doit y être avantageux, pour permettre les résultats que nous venons de rappeler.

Le tableau X donne le prix de revient de la tonne de minerai, à l'« Utah Copper Co », de 1922 à 1931 inclus.

Ces chiffres prennent toute leur valeur, lorsqu'on les compare aux prix de revient miniers des mines de cuivre du Michigan (2 \$, 528 par tonne de minerai à la mine Champion en 1930); ou à ceux des mines de cuivre du Montana qui comme nous l'avons vu sont encore plus élevés.

Ils montrent l'énorme supériorité de la méthode à ciel ouvert sur les méthodes souterraines.

(1) Cfr. Percy E. Barbour, « The Mineral Industry during 1932 » (Mc Graw Hill, 1933), pp. 107-163.

TABLEAU X.

Prix de revient minier, y compris les frais de découverte, à l' « Utah Copper Co », de 1922 à 1931, en cents par tonne de minerai, suivant les rapports annuels.

D'après Morris J. Elsing, « Cost of Surface Metal Mining » (Engin. & Min. Journal, janv. 1933, p. 17).

	Dépenses directes d'exploitation du minerai	Frais généraux et dépenses fixes	Dépense totale d'exploitation du minerai	Dépense d'enlèvement de la couverture	Prix de revient minier total
1922	18 c. 7	5 c. 3	24 c. 0	12 c. 5	36 c. 5
1923	19 c. 2	3 c. 2	22 c. 4	12 c. 5	34 c. 9
1924	19 c. 6	4 c. 0	23 c. 6	12 c. 5	36 c. 1
1925	17 c. 1	4 c. 1	21 c. 2	12 c. 5	33 c. 7
1926	15 c. 2	3 c. 7	18 c. 9	12 c. 5	31 c. 4
1927	12 c. 9	5 c. 1	18 c. 0	19 c. 3	37 c. 3
1928	11 c. 7	3 c. 9	15 c. 6	16 c. 2	31 c. 8
1929	12 c. 4	6 c. 4	18 c. 8	22 c. 4	41 c. 2
1930	13 c. 2	13 c. 1	26 c. 3	24 c. 1	50 c. 4
1931	12 c. 4	6 c. 1	18 c. 5	21 c. 0	39 c. 5

* * *

Il est intéressant de comparer entre eux les éléments du prix de revient minier, dans les exploitations à ciel ouvert et dans les exploitations souterraines.

Le tableau XI, établi de la même manière que les tableaux III et V relatifs aux mines du Michigan et du Montana, permet d'effectuer cette comparaison.

Ce tableau met en évidence l'énorme rendement de la main-d'œuvre dans la méthode à ciel ouvert (24 t., 5 de minerai payant par ouvrier de la mine, toutes catégories, contre 1 t. 700 et 3 t. 062 dans les méthodes souterraines précédemment étudiées).

La consommation d'explosifs et d'énergie électrique par tonne de minerai payant est aussi beaucoup moins forte dans la méthode à ciel ouvert, et la consommation de bois y est naturellement inexistante.

TABLEAU XI

Principaux éléments du prix de revient de la tonne de minerai à l' « Utah Copper Co », pendant le mois d'octobre 1929 (1).

Tonnage de minerai extrait pendant la période considérée : 1.249.500 tonnes. — Tonnage de stérile enlevé pendant la même période : 1.483.980 tonnes (741.990 yards cubiques). — Tonnage de stérile enlevé par tonne de minerai : 1 t. 19.

	Enlèvement de la couverture (par t. de couverture)	Extraction du minerai (par t. de minerai)	Ensemble des opérations minières (par t. de minerai)
I. Main-d'œuvre (heures de travail par tonne courte de minerai ou de stérile).			
1. Abatage (forage et tir des mines) . h.	0,016	0,014	0,033
2. Chargement	0,014	0,011	0,028
3. Transport	0,0285	0,024	0,058
4. Entretien des voies	0,061	0,031	0,104
5. Réparations	0,042	0,025	0,074
6. Divers	0,002	0,003	0,005
7. Surveillance	0,012	0,010	0,025
Main-d'œuvre totale	0,1755	0,118	0,327
Tonnage extrait par ouvrier t.	45,4	67,9	24,5
Pourcentage de la main-d'œuvre dans le prix de revient d'une tonne de minerai ou de stérile (2) %.	63,6	56,9	60,3
II. Matières et énergie.			
1. Explosifs (consommation en lbs. par tonne) lbs.	0,1205	0,105	0,248
2. Énergie électrique (kwh. par tonne) :			
a) Pelles électriques kwh.	0,21	0,20	0,46
b) Locomotives électriques	0,25	0,36	0,66
c) Compresseurs d'air	0,265	0,23	0,54
d) Ateliers	—	—	0,04
e) Éclairage et divers	—	—	0,14
Énergie électrique totale	0,725	0,79	1,84
3. Combustibles (tonnes de charbon par tonne) t.	0,0015	—	0,002
4. Autres matières, en % de la consommation totale de matières et d'énergie %.	58,0	49,5	53,8
Pourcentage des matières et de l'énergie dans le prix de revient d'une tonne de minerai ou de stérile (2)	36,4	43,1	39,7

(1) D'après A. Soderberg, « Mining Methods and Costs at the Utah Copper Co » (I. C. 6234, February 1930, p. 23).

(2) Le prix de revient considéré dans ce tableau est un prix de revient partiel, qui ne comprend que les dépenses de main-d'œuvre, de matières et d'énergie.

La physionomie du prix de revient est d'ailleurs différente : elle est caractérisée par une moindre prédominance de l'élément main-d'œuvre, qui ne représente plus, ici, que 60,3 % de la dépense, contre 66 à 69,84 % dans les méthodes souterraines. Aux yeux de l'économiste minier, c'est là un trait extrêmement favorable, qui est l'indice d'un degré de concentration et de mécanisation plus élevé et, pour tout résumer en un mot, d'une organisation plus rationnelle de la mine.

L'Exploitation par longues tailles

(Suite et fin) (1)

PAR

M. NOKIN

Ingénieur civil des Mines.

CHAPITRE V.

L'abatage en longue taille et l'éclairage à front

En longue taille, le front se présente toujours parfaitement rectiligne. On attribue à chaque ouvrier une longueur de front déterminée qu'il doit déhouiller sur une profondeur également imposée. Si le charbon vient facilement, ou s'il a été préalablement havé mécaniquement, l'ouvrier abat en chassant. Si le toit est mauvais, ou si les clivages principaux sont en direction, l'ouvrier pratique dans le front une petite brèche d'une profondeur égale à l'avancement journalier. Il fait un boisage provisoire, puis il abat le reste de son stot en montant.

L'abatage en longue taille ne présente donc guère de différence avec l'abatage en petite taille. La distribution de l'air comprimé aux divers piqueurs, est à peu près la seule question spéciale.

(1) Voir *Annales des Mines de Belgique*, tome XXXIII (année 1932), 3^e et 4^e livraisons, et tome XXXIV (année 1933), 2^e livraison.

L'auteur a publié « Le Problème du remblayage en longues tailles » dans la *Revue Universelle des Mines* (15 septembre, 1^{er} et 15 octobre et 15 novembre 1932). Nous y renvoyons nos lecteurs.

La solution que nous avons vue appliquée à peu près partout consiste dans l'emploi de tuyauteries avec prises d'air échelonnées tout le long de la taille. La difficulté de ce système, réside dans le fait qu'il faut maintenir cette tuyauterie étanche, malgré le déplacement journalier, qui doit lui-même être le plus rapide possible. Etanchéité et rapidité de montage et de démontage, telles sont donc les deux qualités que l'on a essayé de réaliser en créant les tuyauteries spéciales pour longue taille, connues sous le nom de tuyauteries semi-rigides. Nous en décrivons une à titre d'exemple : cette tuyauterie se compose essentiellement de deux parties (fig. 182).

1. — des tubes en acier de 3 à 5 m., et d'un diamètre intérieur de 33 à 60 mm.

2. — de garnitures de distribution et d'articulation fixées sur ces tubes.

La garniture d'articulation comporte un flexible en caoutchouc avec bourrelet 1. Au moyen du collier 2 on peut fixer les busettes 3 et 4, cette dernière portant un écrou à oreilles 5.

La garniture de distribution 6 est vissée dans ce dernier écrou. Elle comporte une prise d'air automatique, à laquelle vient se raccorder le flexible du piqueur. Un écrou bouchon peut protéger les prises qui ne servent pas.

Nous avons eu l'occasion de rencontrer ces tuyauteries en longue taille, et nous avons pu juger de leur parfaite étanchéité.

Un autre système souvent rencontré également, est représenté figure 183. Ce système est moins cher que le précédent, plus solide et absolument étanche, grâce à la présence de l'anneau à surface sphérique A. Les

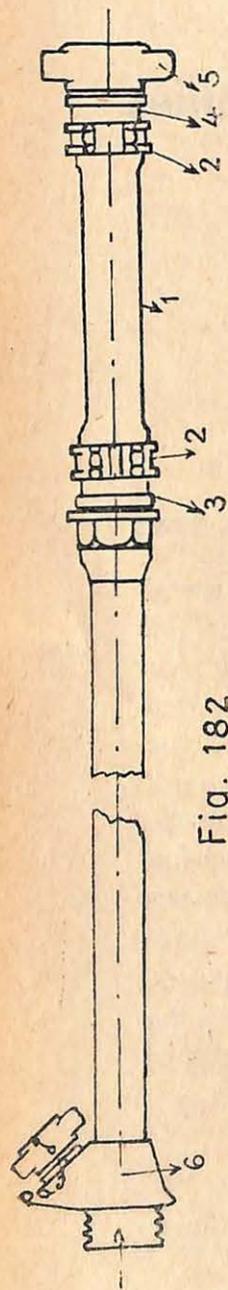


Fig. 182

prises sont les mêmes que celles de la tuyauterie précédente sauf que les soupapes sont à bille.

Si la longue taille n'a guère créé de difficultés au point de vue abatage proprement dit, elle a par contre favorisé d'une manière extraordinaire le développement des moyens mécaniques facilitant l'abatage. La question du havage, entre autre, est bien propre à la longue taille, et il convient que nous en fassions une rapide étude.

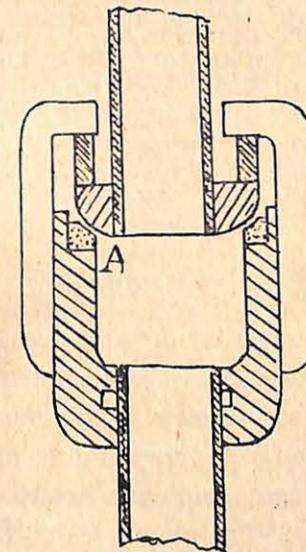


Fig. 183

Quelques notes sur le havage mécanique.

La haveuse nous vient d'Amérique où elle était employée pour favoriser l'abatage à l'explosif. Elle est apparue en Europe au début du siècle, mais elle nous est d'abord venue telle quelle, c'est-à-dire nullement adaptée à certaines de nos conditions de gisement. Petit à petit, elle fut perfectionnée, et bientôt ce fut dans le monde minier un véritable engouement pour la haveuse.

Cet emploi de la haveuse, sans aucun discernement, caractérise la période d'après-guerre. Ce ne fut guère que dans ces dernières années que l'on pensa à agir plus rationnellement et à supprimer la haveuse là où elle ne pouvait pas travailler économiquement. En même temps, le personnel s'habitua à ce nouvel engin, les nouvelles méthodes d'exploitation à long front de taille se propageaient, de sorte que les haveuses restantes furent de mieux en mieux utilisées.

Cette évolution du havage mécanique est très nette dans la Ruhr par exemple, ainsi que le montre le tableau ci-dessous (1) :

	Nombre de haveuses.	Tonnage abattu par haveuse.	Rendement par jour par haveuse.
1925	605	7.650.000	
1926	472	8.530.000	41,3 tonnes
1927	355	7.200.000	61 tonnes
1928	223	5.800.000	67 tonnes
			82 tonnes

Cette régression massive de haveuses en activité est d'ailleurs confirmée par les constructeurs eux-mêmes. Cette constatation ne signifie évidemment pas que la haveuse soit un engin anti-économique, mais simplement qu'elle est actuellement employée beaucoup plus intelligemment, ainsi qu'en témoignent les chiffres de la quatrième colonne du tableau ci-dessus.

Les haveuses ripantes les plus utilisées en Europe sont les haveuses à barre et à chaîne, l'une et l'autre pouvant être attaquées par un moteur électrique ou à l'air comprimé. La haveuse est une machine suffisamment connue pour que nous puissions nous dispenser d'en donner la description.

Nous avons pu constater, lors de nos visites, combien les haveuses à chaîne étaient peu en honneur en Bel-

(1) STRODTER, *Glückauf*, 30 novembre 1929.

gique. Lors d'un voyage d'étude, en 1929, nous avons pu faire la même constatation dans le Pas-de-Calais. En Angeterre et en Allemagne, au contraire, la chaîne supplante de plus en plus la barre (1). La chaîne a, en effet, de très grands avantages qu'il convient de rap-peler. Comme on le sait, les couteaux de la chaîne, contrairement aux pics de la barre, profitent de la stratification, ce qui diminue par conséquent la résistance au havage : par suite, la rapidité d'avancement est plus grande et la consommation d'énergie est plus faible. L'usure des pics est également moindre.

A Courrières (2), dans un chantier de la veine Augustine, l'avantage de la chaîne sur la barre s'est chiffré par une amélioration de 20 % du rendement du havage, et une diminution de 20 % des frais d'entretien, malgré le coût plus élevé des pics de rechange.

A Vicoigne, des essais exécutés en veine Saint-Louis (charbon dur à intercalation schisteuse) ont donné les résultats suivants :

	En charbon.	En stérile.
Avancement horaire :		
Barre	12 m.	—
Chaîne	20 m.	15 m.
Moyenne de remplacement des pics :		
Barre	1 par 2 m.	—
Chaîne	1 par 3 m.	1 par 1 m.

Deux causes augmentent la consommation d'énergie dans les haveuses à barre :

1. Le travail des couteaux se fait perpendiculairement à la stratification.
2. On dépense inutilement de l'énergie pour le travail de broyage du menu havage.

(1) FRITZSCHE, *Glückauf*, 1930, p. 1530.

(2) DUHAMEAUX, Le havage mécanique dans les bassins du Nord et du Pas-de-Calais, *Revue de l'Industrie Minérale*, 1^{er} avril 1929.

Le prix de revient s'en ressent fortement, surtout dans le cas du moteur à air comprimé.

S'il s'agit de charbon domestique, on a tout intérêt à produire le moins de poussier possible. A cet égard, la chaîne a encore l'avantage. La haveuse à chaîne tient d'ailleurs mieux le front de taille que la haveuse à barre, grâce au sens de la réaction du charbon sur les couteaux. Disons enfin que le remplacement des couteaux de la chaîne peut se faire facilement, sans faire sortir le bras du sillon de havage, chose impossible avec la haveuse à barre. On reproche à la chaîne de ne couper que dans le sens de l'inclinaison de la couche, ce qui rend impossible tout mouvement de dégagement en cas de chute de charbon ou de rencontre d'un banc dur. La barre, au contraire, coupant dans toutes les directions, permet de surmonter ces difficultés.

C'est à cette plus grande souplesse de la barre, que l'on doit attribuer le succès des haveuses à barre dans nos veines irrégulières de Belgique et du Pas-de-Calais. Certes, la barre s'impose très souvent chez nous. Cependant, nous avons l'impression que l'on a eu tort de généraliser. Nous avons vu travailler des haveuses à chaîne dans des conditions extrêmement difficiles (mur irrégulier et banc de schiste tombant en gros blocs sur la chaîne). Il n'est pas douteux que certaines couches du gisement belge pourraient être facilement havées à l'aide de la chaîne. Disons cependant, que les havages très profonds, comme ceux de Maurage (2,50 m.) seraient probablement plus difficiles avec une chaîne. Enfin on a essayé récemment de combiner les avantages de la haveuse à chaîne et de la haveuse à barre ordinaire, en disposant sur une barre spéciale des couteaux de construction particulière (Ajax).

On nous a également signalé qu'une firme étudierait en ce moment des pics inamovibles, dont le tranchant seul serait remplaçable et serait en acier de qualité, genre Widia.

Attaque des haveuses. — Nous pourrions reprendre ici une comparaison identique à celle que nous avons donnée au sujet de l'attaque des couloirs oscillants et des convoyeurs à bande. Encore une fois, l'électricité apparaît comme un agent moteur extrêmement bon marché si on le compare à l'air comprimé. Fritzsche (1) donne, pour les haveuses électriques et à l'air comprimé, un rapport de consommation d'énergie de 1/7 à 1/7.5.

C'est effectivement ce rapport qu'ont donné les résultats de la comparaison du havage dans la veine Jeanne à Ostricourt (2) et ceux de la veine Antoinette à Courrières.

	Haveuse électrique à chaîne.	Haveuse à barre à l'air comprimé.
Consommation d'énergie	0,20 fr.	1,50 fr.
Amortissements et intér.	1,55 fr.	0,80 fr.
Entretien	0,75 fr.	0,90 fr.
	2,50 fr.	3,20 fr. fr./T.

A remarquer qu'on a compté également l'amortissement de l'installation électrique du fond nécessaire pour l'emploi des haveuses électriques (câbles à haute et à basse tension, transformateurs, etc.). On voit que, malgré cela, l'avantage reste à l'électricité. Cet avantage a été très bien compris en Belgique où 75 % des haveuses utilisées sont électriques.

(1) FRITZSCHE, Vergleich der Wirtschaftlichkeit von Pressluft und Elektrizität im Ruhrkohlenbergbau, *Glückauf*, 18 octobre 1930.

(2) DUHAMEAUX, Le havage mécanique dans les bassins du Nord et du Pas-de-Calais, *Revue de l'Industrie Minérale*, 1er avril 1929.

Les conditions générales de l'emploi des haveuses sont rappelées dans tous les cours d'exploitation des mines : bon toit, bon mur, etc.

Nous avons cependant vu travailler certaine haveuse dans des conditions de gisement excessivement mauvaises (toit nécessitant scimbage et fagotage) ce qui prouve bien qu le mineur sait venir à bout de bien des difficultés, quand il le veut.

La pente n'est jamais un obstacle à l'emploi de la haveuse. En Belgique, on a été jusqu'à 60° de pendage et le record est détenu par la Compagnie Duro-Felguera (1) dans les Asturies, qui travaille au puits « Fondon » au moyen d'une haveuse légère Flottmann dans un dressant de 85°.

Organisation de travail en taille.

Nous pouvons répéter au sujet des haveuses ce que nous avons déjà dit des convoyeurs : les constructeurs nous livrent des engins dont certains sont excellents, mais nous devons savoir en profiter. Il en est du travail à la haveuse comme du travail en longue taille lui-même : il doit avoir son organisation propre.

Nombre de cas d'application de la haveuse ont été trouvés désavantageux par suite de la mauvaise utilisation de cette machine. Nous avons visité une taille où la haveuse ne travaillait effectivement qu'une heure par jour. Or, la haveuse est une machine dont le prix d'achat est très élevé. Il importe donc qu'elle have chaque jour un nombre de m² le plus élevé possible, de manière à être rapidement amortie.

La coutume en Belgique est généralement de ne haver qu'à un seul poste. Dans la Sarre, au contraire, nous

(1) *Miniera Mieres*, 2^e année, n^o 9.

avons vu haver régulièrement à deux postes consécutifs et même à trois postes avec la même haveuse. Cette méthode, en diminuant les pertes de temps inhérentes aux débuts de postes, augmente la capacité de havage de la machine dans des proportions intéressantes. Le chronométrage exécuté en veine Pierre à la mine d'Anzin (1) est intéressant à ce sujet. Le havage se fait en deux postes.

	Poste 1.	Poste 2.	Moyenne journal.
Préparatifs et divers .	4 h.	2 h.	3 h.
Havage et boisage .	2,45 h.	4,45 h.	3,45 h.

On voit que, grâce au second poste de havage, le temps moyen de havage proprement dit est augmenté de 1 heure, soit environ 41 %.

Le havage à deux ou trois postes demande évidemment une organisation spéciale et exige, en même temps, certaines conditions de terrains. Le havage à trois postes, tel que nous l'avons vu pratiquer à Duhamel, fait bien apparaître le travail « à la chaîne » dont nous avons parlé dans le chapitre 2. On voit réellement toutes les opérations de la mine — forage, abatage, pelletage, évacuation, etc. — suivre pas à pas le travail initial de havage. La taille visitée est une taille de 135 m. dans la veine Schwalbach. La profondeur de la saignée est 1,60 m. et une seule haveuse suffit pour haver la relevée complète, grâce à l'organisation suivante :

Au début du poste du matin, la haveuse se trouvait à 100 m. du pied de la taille. Faisons remarquer que la taille est numérotée tous les 5 m., ce qui permet de fixer toujours exactement l'état de la taille au rapport journalier. Le charbon était havé et abattu à l'explosif jusque

(1) DUHAMEAUX, *Revue de l'Industrie Minière*, 1^{er} avril 1929.

85 m. (fig. 184). Au poste du matin, les pelleteurs chargent dans le couloir le charbon abattu jusqu'à 70 m. du pied de la taille, en même temps que la haveuse termine la relevée et redescend la taille. Le forage et l'abatage ont évidemment suivi la haveuse jusqu'au-dessus de la taille.

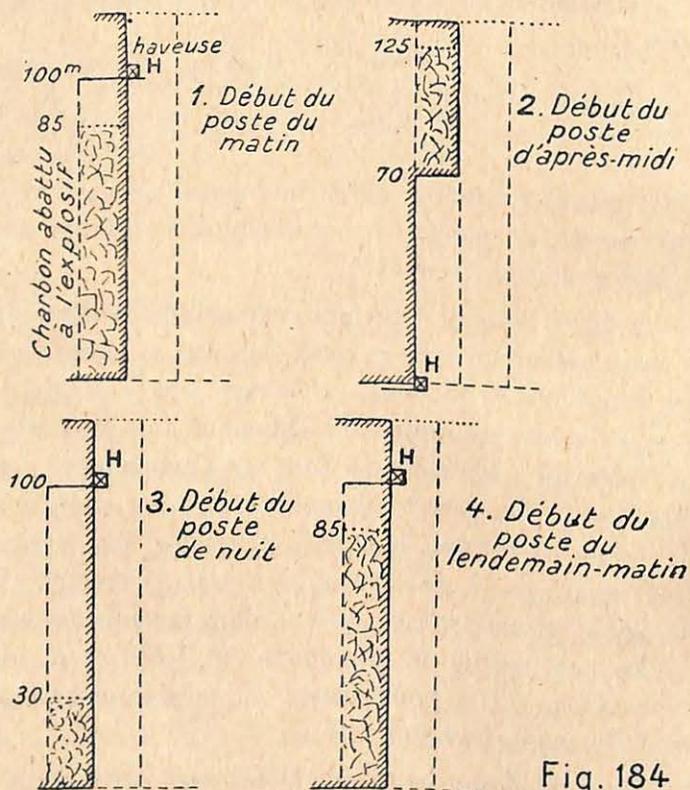


Fig. 184

L'après-midi, les pelleteurs chargent le charbon abattu à la partie supérieure de la taille, tandis que la même série d'opérations continue à la base de celle-ci. Le poste de nuit n'est utilisé que pour les retards dus aux accrocs à la haveuse ou au tir des mines.

Les méthodes d'exploitation par haveuse sont d'ailleurs très variées selon que l'abatage se fait à un ou deux postes, selon que le remblai est rapporté ou non, selon qu'il y a une ou deux lignes de couloirs en taille, etc. Dans chaque cas particulier, on étudiera soigneusement l'organisation permettant un travail facile en même temps qu'une bonne utilisation du matériel.

On peut franchement dire que la question d'organisation du travail de havage ne présente pas de réelles difficultés.

La question de l'opportunité du havage est moins simple, car elle dépend d'une foule de facteurs. Ce n'est jamais qu'après un essai parfaitement mis au point, et par une comparaison minutieuse que l'on pourra dire si oui ou non, le havage est intéressant pour la couche envisagée. On peut cependant dire que le havage n'est intéressant que pour une dureté de charbon variant entre une limite inférieure et une limite supérieure. M. Lemoine (1) fait à ce sujet le raisonnement suivant :

« Appelons D_r l'augmentation de rendement procuré
 » par le havage mécanique comparé au travail à la main,
 » et P le prix de revient du havage. L'économie réalisée
 » est de la forme :

$$a \cdot D_r - P$$

» a étant une constante de proportionnalité. D_r croît
 » avec la dureté et est sensiblement nul en charbon
 » très tendre. Nous supposons qu'elle croît linéaire-
 » ment. Le prix de revient du havage augmente très
 » rapidement avec la dureté. Nous admettrons pour P
 » une allure parabolique, de sorte que la différence entre
 » les deux ordonnées donne le bénéfice (fig. 185). Il

(1) LEMOINE. Le havage mécanique à la Mine Victoria, R. I. M., 15 décembre 1929.

» existe donc une dureté de charbon pour laquelle le » bénéfice est maximum. »

En réalité, des conclusions générales sont dangereuses, parce que trop de facteurs interviennent. Dans le bassin de Charleroi, le cas suivant nous a été rapporté avec chiffres à l'appui :

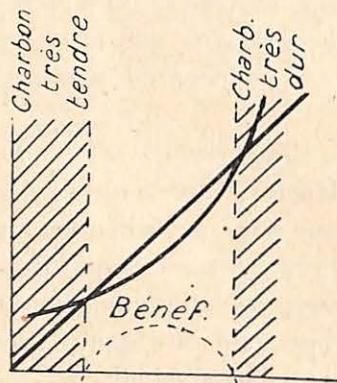


Fig. 185

Dans le charbon très dur de Cinq Paumes, la haveuse a procuré un bénéfice intéressant, bien que le rendement n'ait pas été considérablement augmenté, et que l'usure des pics se soit révélée très rapide. Mais, avant le havage, vu la dureté du charbon, on ne pouvait détacher celui-ci qu'en très petits éclats. Comme il s'agit de charbon anthraciteux, le bénéfice procuré par l'augmentation de la proportion de gros, suffisait à lui seul pour faire apprécier la haveuse. La même constatation a été faite en veine Jeanne, à Ostricourt, ainsi que le montre le tableau ci-dessous :

	Avec haveuse.	Sans haveuse.
120 mm.	39 %	23 %
80—120 mm.	20 %	17 %
50—80 mm.	16 %	11 %
30—50 mm.	7 %	9 %
0—30 mm.	18 %	40 %

Dans d'autres cas ce sera, au contraire, uniquement l'augmentation de rendement des ouvriers à veine qui sera intéressant. A Maurage, par exemple, le rendement de l'ouvrier travaillant au pic à main après havage est de 45 % supérieur à celui de l'ouvrier travaillant au marteau pneumatique sans havage. Au siège d'Hautrage des Charbonnages de l'Espérance et d'Hautrage, l'introduction d'une haveuse électrique Flottmann a augmenté le rendement de 58 %.

Dans l'étude déjà signalée de M. Lemoine, celui-ci fait encore très justement remarquer qu'il est inexact de croire qu'il existe, pour chaque cas, un certain pourcentage d'amélioration du rendement, rendant le havage avantageux.

Soient en effet r le rendement par poste réduit d'une taille avec abatage à la main, et r' le rendement par poste réduit d'une taille havée mécaniquement. Soient S le salaire total des ouvriers supposé le même dans les deux cas, et P le prix de revient du havage à la tonne.

En ne tenant compte que de la main-d'œuvre et des frais de havage, il faut, pour que celui-ci soit au moins aussi avantageux que l'abatage à la main, que :

$$\frac{S}{r} = \frac{S}{r'} + P \quad \text{c'est-à-dire : } r' = \frac{rS}{S - Pr}$$

Cette équation représente une hyperbole équilatère ayant une asymptote verticale pour $r = \frac{S}{P}$, cette courbe passant par l'origine sous un angle de 45° (fig. 186).

Soient par exemple $S = 40$ francs et $P = 5$ francs.

Si $r = 1.000$ kg., il faut que $r' = 1.142$ kg.

Si $r = 2.000$ kg., il faut que $r' = 2.666$ kg.

On voit donc que la haveuse est d'autant plus intéressante que le rendement initial est faible.

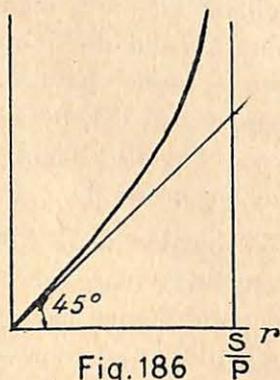


Fig. 186

Lorsque l'on étudie le prix de revient détaillé de l'opération du havage, on est frappé de voir l'importance que prennent dans le prix total, les frais causés par les salaires des haveurs. D'après les chiffres que nous possédons de divers charbonnages, ces frais interviennent pour 30 % en moyenne dans le prix de revient total. Cette constatation nous amène à formuler deux conclusions déjà rencontrées : En premier lieu, il y a intérêt à réduire les temps morts, et nous avons vu que l'on obtenait d'excellents résultats dans ce sens, en donnant à la taille une longueur telle que le havage à deux postes soit possible. Cette même constatation nous amène aussi à préconiser les havages profonds. En doublant par exemple la profondeur du havage (2 m. au lieu de 1 m.) nous diminuons immédiatement le prix de revient du havage de 15 %, puisque nous diminuons la main-d'œuvre de moitié. Si l'on joint à cet avantage, ceux que nous avons signalés au chapitre 2 à propos des grands avancements, le havage profond, joint à la méthode des avancements

rapides, peut permettre une exploitation particulièrement économique. A ce sujet, disons que la maison Eickhoff a construit une haveuse munie d'une barre de 4 m. Signalons enfin le fait certain qu'un avancement rapide améliore le toit, de sorte qu'il est parfaitement possible, ainsi que Winkhaus le signale (1), qu'un havage profond se révèle économique là où un havage peu profond se serait heurté aux inconvénients d'un mauvais toit.

Inutile de dire que l'on ne doit jamais généraliser : nous avons vu en Campine, par exemple, des terrains où le havage mécanique constituerait une hérésie économique, ainsi que l'ont prouvé des essais, cependant très persévérants. Nous avons déjà signalé, dans le premier chapitre, que le sillon se refermait après le passage de la haveuse.

Le havage mécanique, tel que l'a permis la longue taille, est un premier pas vers l'abatage mécanique. Celui-ci est-il intéressant en Belgique? A cela, nous pouvons répondre que les abatteuses présentées jusqu'à présent par les firmes américaines ne sont pas du tout adaptées à nos conditions et que, d'ailleurs, le problème se pose tout à fait différemment en Amérique, où les machines coûtent moins cher qu'ici, alors que la main-d'œuvre coûte beaucoup plus cher.

(1) Glückauf, 1930, p. 1537.

L'Éclairage à front de taille

Nous avons maintenant une connaissance suffisante de la longue taille, pour voir que cette nouvelle méthode a réellement transformé le travail de la mine. Celui-ci est loin d'être encore ce travail de termites dont parlait M. Morin. Il se rapproche au contraire beaucoup plus aujourd'hui d'un travail d'atelier organisé. Une seule chose manque encore cependant : la lumière.

Dans ce domaine aussi on a réalisé, ces dernières années, des progrès importants, et l'on peut dire que la longue taille se prête particulièrement bien à la rationalisation de l'éclairage. On ne peut guère apprécier encore les résultats d'un éclairage rationnel. Cependant, certaines expériences semblent prouver que nous pouvons en espérer beaucoup.

M. Bockholtz, Chef du service des études au Charbonnage du Nord de Gilly, dans la magistrale étude qu'il a faite récemment de cette question, en fait bien ressortir toute l'importance (1) :

« Sommes-nous certains, dit M. Bockholtz, que le » rythme peu accéléré de la progression de l'effet utile » du fond, malgré une mécanisation très poussée, n'est » pas dû en partie à l'obscurité relative dans laquelle le » personnel doit travailler. »

En réalité, nous ne voyons pas pourquoi les résultats au fond seraient autres que ceux que l'on a déjà obtenus à la surface. Or, ceux-ci sont extrêmement intéressants, tant au point de vue du rendement qu'au point de vue de la sécurité. Voici par exemple les résultats d'une enquête menée récemment dans six grandes usines travaillant

(1) BOCKHOLTZ, Rationalisation de l'éclairage des travaux d'exploitation, *Bulletin de l'U. I. L.*, 31 décembre 1929.

à des fabrications très différentes, mais se prêtant à un contrôle assez exact.

Industries.	Eclairage		Augmentation de la production.	Frais supplémentaires.
	primitif.	actuel.		
Fabrique de douilles . . .	41 Lux	123 Lux	8,5 %	1,86 %
Fabrique de fers à repasser.	8 Lux	145 Lux	12,2 %	2,5 %
Montage de carburateurs . .	23 Lux	133 Lux	12 %	0,9 %
Fabrique de coussinets . . .	49 Lux	137 Lux	15 %	1,2 %
Fabrique de poulies . . .	3 Lux	52 Lux	35 %	5 %
Fabrique de pistons . . .	13 Lux	150 Lux	25,8 %	2 %

Les Américains ont d'ailleurs tâché d'exprimer la variation de leur production en fonction de l'éclairage. Ils proposent la formule :

$$P = 1 - e K E$$

E étant l'éclairage, e la base des logarithmes népériens, K une constante dépendant du genre de travail.

Au point de vue sécurité, on comprend facilement qu'une augmentation de l'éclairage doit diminuer les chances d'accidents. Dans une conférence faite à Liège, sur l'Influence sociale de l'organisation scientifique, M. Landauer citait l'exemple d'une usine américaine où les accidents étaient fréquents. Un ingénieur, M. Simons, établit un diagramme montrant que le maximum d'accidents se produisaient en décembre. On songea tout d'abord à incriminer le froid, mais il fut établi que la pointe de froid se produisait en février. L'éclairage insuffisant en était la cause. Celui-ci fut amélioré, et le nombre d'accidents diminua dans des proportions extraordinaires.

Enfin, il est un mot qui vient immédiatement à l'esprit des mineurs, lorsqu'on parle des effets de l'obscurité : le Nystagmus. Les symptômes de cette maladie sont bien connus : bégaiement, migraine, tremblement des mains suivis bientôt des signes caractéristiques, tremblements de la tête, oscillation de la prunelle, etc. En réalité, il semble, d'après les théories nouvelles des médecins compétents (1) que le Nystagmus serait plutôt un mal d'origine nerveuse, provoqué par une lente intoxication. Les troubles visuels ne seraient que le syndrome de cette maladie nerveuse, ce qui se conçoit aisément chez des gens où la vue est fatiguée outre mesure. Quoiqu'il en soit, qu'il s'agisse de Nystagmus ou non, il est un fait certain que l'éclairage insuffisant des tailles provoque des troubles visuels.

D'après le Docteur Stassen, de Montegnée-lez-Liège, sur 20.000 mineurs de Liège, 5.000 soit 25 % présentent à des degrés divers des signes de fatigue oculaire.

Au point de vue purement humanitaire, il y aurait donc intérêt à étudier cette question. Au point de vue économique, l'intérêt n'est pas moins grand. Qu'il nous suffise de dire par exemple qu'en 1922 il y a eu, en Angleterre, 9.155 cas de Nystagmus admis en vertu du « Workmen's Compensation Act » et les indemnités dépassèrent 500.000 livres sterling (2).

Les trois conditions suivantes sont essentielles pour l'obtention d'un éclairage rationnel. Il faut :

1. disposer de lampes à pouvoir éclairant suffisant.
2. réaliser une égale répartition de la lumière.
3. éviter l'éblouissement.

(1) Dr SHAFFLEBOTHAM, Miner's Nystagmus, *Colliery Guardian*, 22 février 1929.

(2) T. L. LLEWELYN, Miner's Nystagmus, *Its Prevention and Cure*.

Dans les envoies et les boueux principaux, il y a longtemps déjà que de nombreux charbonnages ont installé des lampes électriques branchées sur un réseau de distribution, mais jusqu'en ces dernières années, l'emploi de ces lampes avait été proscrit des chantiers. Actuellement, leur emploi commence à se développer, surtout en Angleterre et en Allemagne. L'installation mise sur le marché par la firme Siemens-Schukert est représentée schématiquement (fig. 187). Elle comprend : un interrupteur général, un transformateur monophasé 220/65 V., une canalisation à basse tension et des lampes armaturées.

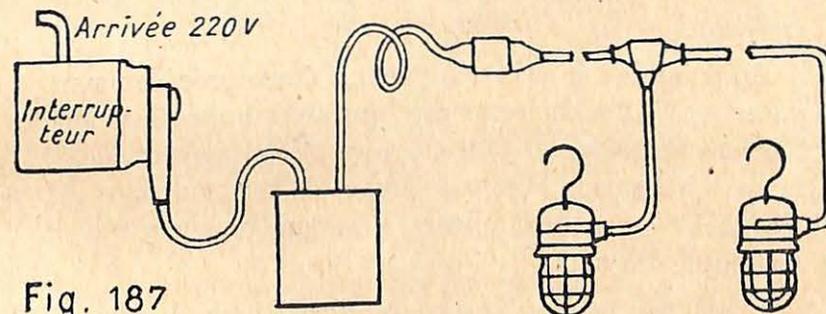


Fig. 187

Des dispositions sont prises pour que le remplacement éventuel des fusibles contenus dans le boîtier de l'interrupteur ne puisse se faire que hors tension. Le transformateur de 750 W. est du type cuirassé hermétique, à refroidissement à air. La canalisation de taille est constituée par des tronçons de câbles de 20 m. réunis par des boîtes de jonction dites à labyrinthe permettant le déplacement aisé de la canalisation à mesure de l'avancement du front de taille. La sécurité contre le grisou est réalisée par le fait que les contacts ne peuvent être établis qu'à l'extrémité d'encoches très profondes, de sorte que les

étincelles doivent parcourir un chemin long et sinueux (labyrinthes) avant d'être en contact avec l'air de la mine.

Des T de dérivation en acier coulé sont placés tous les 7 m. environ, de manière à permettre le branchement des lampes de taille qui ont une intensité lumineuse de 32 bougies, soit 30 fois plus forte que celle des lampes ordinaires. Grâce à l'absence de contrastes violents de lumière et à l'emploi de globes diffuseurs, l'éblouissement est supprimé. L'éclairage électrique des tailles est actuellement appliqué dans de nombreux charbonnages anglais, dans la Ruhr (entre autre Minister Stein, à Dortmund), en Hollande (Wilhelmina), en Silésie (Wenceslaus).

Au point de vue prix de revient, l'étude précédemment citée de M. Bockholtz montre que l'éclairage électrique Siemens ne coûte pas plus cher que l'éclairage actuel par lampes à benzine, ou par lampes à accumulateur. Ce matériel Siemens a d'ailleurs été admis de sécurité à la station de Derne.

L'installation d'un réseau de distribution de courant pour l'éclairage électrique présuppose qu'un réseau existe déjà au front, soit pour les haveuses soit pour les moteurs d'attaque de couloirs oscillants. Pour les mines ne possédant pas ce réseau, le problème de l'éclairage intensif des tailles devient plus compliqué. Cependant, certains points importants, tels que le pied de taille, le pied et la tête d'un plan incliné ou d'un burquin, les croisements de galeries, l'endroit où un gamin opère un premier triage du charbon sur une courroie transporteuse dans le chantier, etc., peuvent encore être très bien éclairés grâce à un appareil assez récent. Cet appareil consiste en un groupe électro-pneumatique comprenant

une lampe branchée directement aux bornes d'une génératrice actionnée par une petite turbine à air comprimé. Ce groupe est représenté figure 188. La génératrice est un petit alternateur et la turbine consiste en une simple

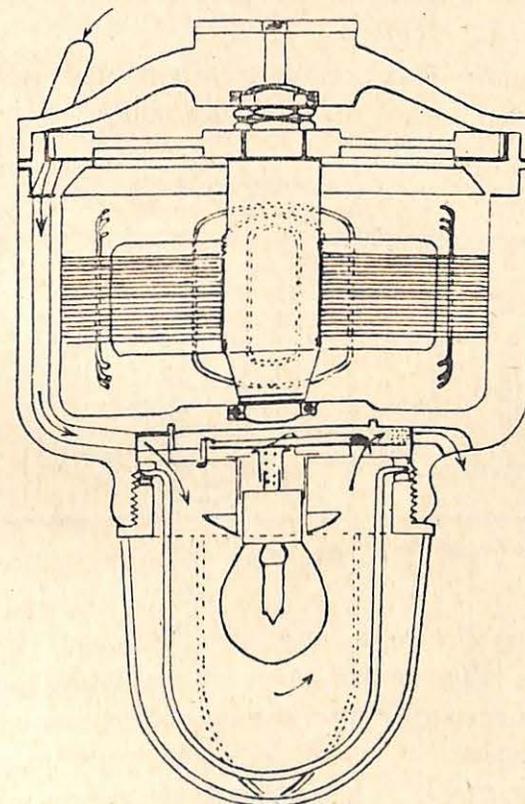


Fig. 188

petite roue de bronze. La lampe donne une intensité lumineuse d'environ 80 bougies. L'air comprimé, après son travail dans la turbine, s'échappe par un canal ménagé dans la carcasse et arrive dans la cloche où se trouve l'ampoule. De là, il gagne l'extérieur par une ouverture

sur laquelle se trouve un clapet mobile coupant le courant dès que la cloche présente un défaut d'étanchéité.

Nous avons vu fonctionner ces lampes aux Charbonnages du Nord de Gilly, en Campine, en Hollande et dans la Sarre. En Angleterre, les plus employées sont les lampes « M. L. » (1).

Il existe enfin deux groupes transportables permettant l'équipement d'une ou deux longues tailles.

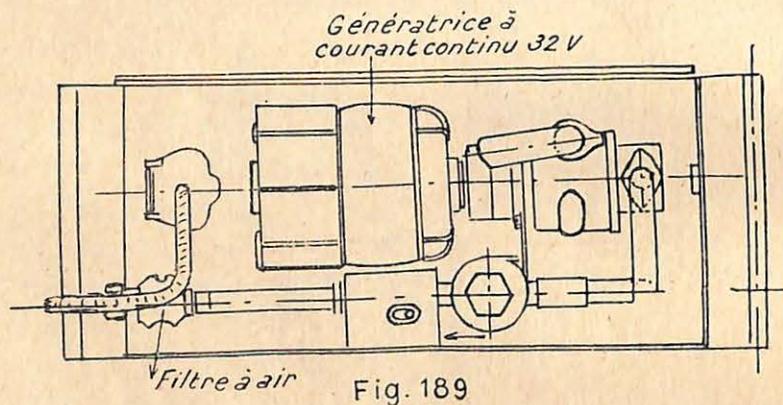


Fig. 189

Le groupe électro-pneumatique Flottmann (fig 189) se compose d'un moteur pneumatique à piston rotatif, auquel est accouplée une dynamo à courant continu. L'ensemble pèse 121 kg., de sorte que ce groupe est aisément transportable. Un régulateur de vitesse maintient constamment la vitesse du moteur à 3.000 tours par minute, indépendamment de la pression de l'air comprimé, aussi longtemps que celle-ci ne dépasse pas 6,5 kg./cm² et ne tombe pas en dessous de 2,5 kg./cm². Le groupe a été vérifié à la station de Derne. Il s'installe donc dans la voie de fond au pied de la taille, et se

(1) Colliery Guardian, 26 octobre 1928.

raccorde à la distribution générale d'air comprimé. Quant au câble à basse tension et aux lampes de taille, les dispositions restent les mêmes que pour l'appareillage Siemens précédemment décrit. La puissance de la génératrice est de 0,4 Kw. pour une tension de 32 volts. Elle peut alimenter jusqu'à 12 lampes de 25 watts, ou 10 lampes de 35 watts. Chaque lampe donne un pouvoir éclairant de 25 bougies. Quant au prix de revient de ce système, il est également de l'ordre de grandeur de celui de l'éclairage par lampe portative.

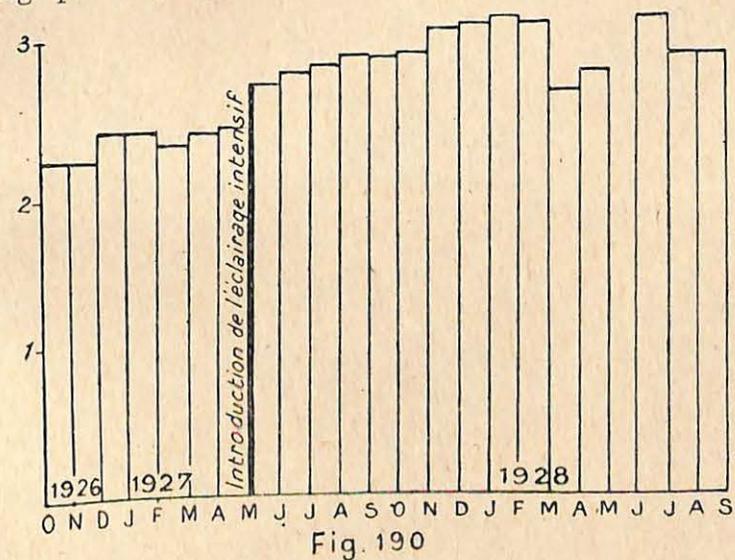


Fig. 190

Nous pouvons donc dire que nous possédons, à l'heure actuelle, un matériel permettant l'éclairage électrique des longues tailles, quelles que soient les conditions de la mine. Il n'est pas encore possible d'apprécier les bienfaits de l'éclairage intensif des tailles, vu le petit nombre d'applications. Cependant, les essais faits jusqu'à présent semblent prouver que l'on peut en attendre une augmentation de rendement.

Dès l'introduction de l'éclairage Siemens aux Mines Minister Stein, à Dortmund, on a pu constater une plus grande propreté des charbons. Antérieurement, la proportion des pierres enlevables à la main atteignait 6 % et elle fut ramenée à 4 %. Ceci provoqua tout d'abord une chute de tonnage correspondante, mais celle-ci fut équilibrée dans la suite par une surproduction équivalente. On peut donc dire que ceci correspond à un accroissement net de rendement de 2 %. D'après l'ingénieur du siège, on espère obtenir au moins 5 % d'augmentation.

A la mine Wenceslaus (1), où une installation Siemens fonctionne en taille depuis mai 1927, on a observé une augmentation du rendement moyen de 16 à 17 %, ainsi que le montre le diagramme ci-contre (fig. 190). Des chronométrages minutieux ont montré que cette augmentation de rendement était due à l'élimination d'une grande quantité de pertes de temps très petites, dont la somme devient appréciable.

(1) SAUER. W., Germany Finds Better Lighting Increases Production, *Coul Age*, février 1930.

NOTES DIVERSES

Les accidents mortels survenus pendant les années 1922 à 1931, dans les carrières à ciel ouvert et dans leurs dépendances surveillées par l'Administration des Mines

PAR

V. FIRKET,

Inspecteur Général des Mines, à Liège.

(Suite et fin) (1)

GRUPE II. — Service des transports.

Série A. — Sur voies horizontales ou peu inclinées.

1^o) Véhicules en stationnement, manœuvrés à bras d'homme ou trainés par des chevaux.

N^o 1. — 2^e Arrondissement. — Carrière de porphyre, à Lessines. — 8 juillet 1922, vers 11 heures. — Un manœuvre blessé mortellement. — P. V. Ingénieur H. Anciaux.

Résumé

Un manœuvre accompagnait une rame de trois wagons vides, de 10 tonnes de capacité, qui descendait par gravité vers l'atelier de concassage, grâce à une légère pente de la voie. Il freinait à l'aide d'une pièce de bois de 2 mètres de longueur, qu'il appuyait sur la jante de la première roue avant de gauche, du dernier véhicule.

Cet ouvrier a été retrouvé gisant sur le sol, étendu sur le dos

(1) Voir *Annales des Mines de Belgique*, tome XXXIV (année 1933), 2^e et 3^e livraisons.