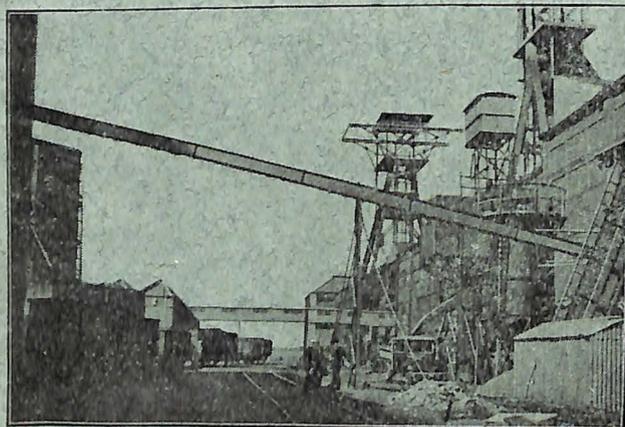


LES TRANSPORTEURS BREVETES

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).

MINISTÈRE DE L'INDUSTRIE ET DU TRAVAIL

ADMINISTRATION DES MINES

ANNALES DES MINES

DE BELGIQUE

[622.05]

ANNÉE 1934

TOME XXXV. - 2^{me} LIVRAISON



BRUXELLES

IMPRIMERIE Robert LOUIS

37-39, rue Borrens

Téléph. 48.27.84

1934

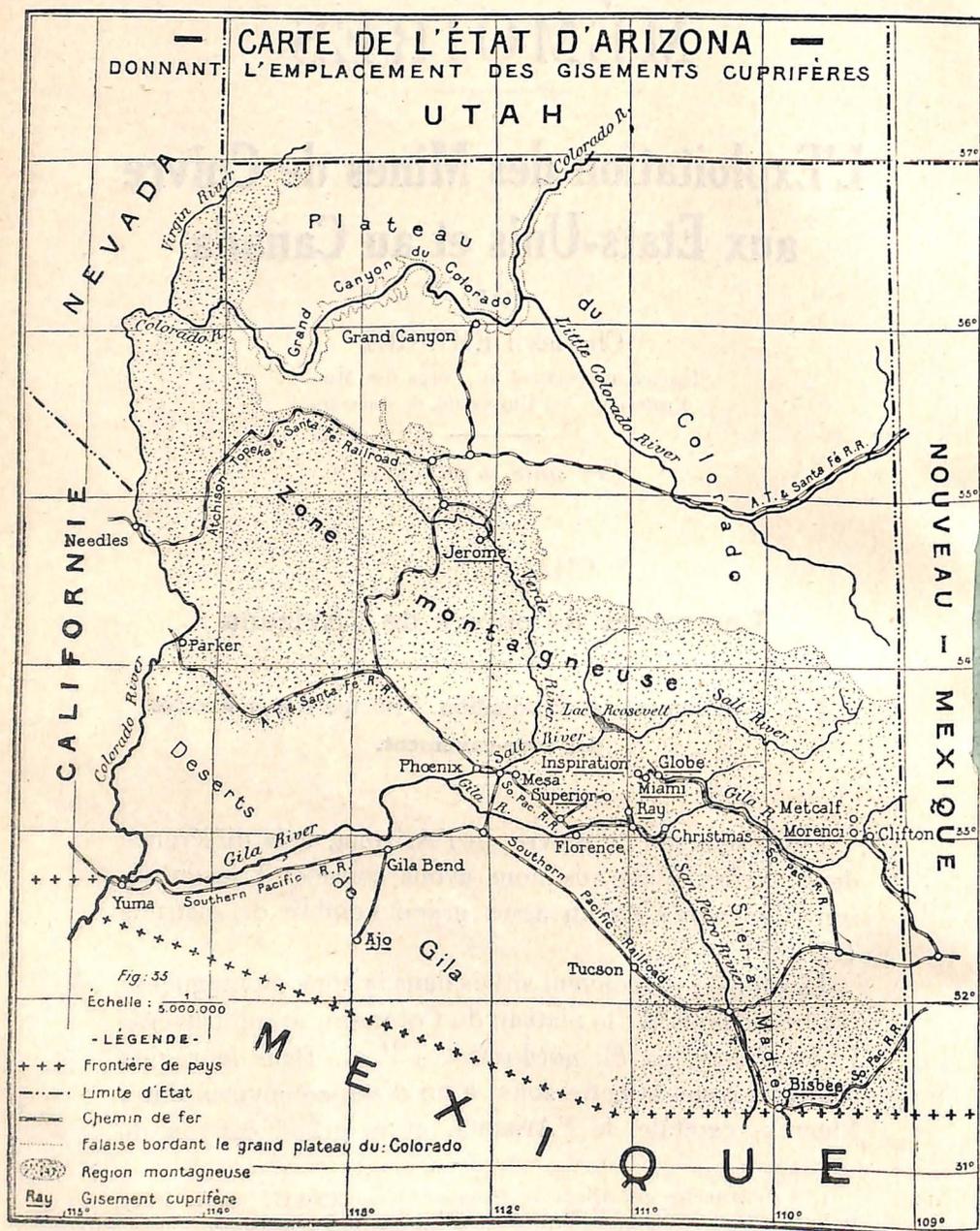


Fig. 35.

Colorado, se trouvent les mines de Jerome, exploitées par les deux Compagnies « United Verde » et « United Verde Extension ». Dans la région centrale, à une centaine de kilomètres à l'est de Phœnix, s'étendent les gisements de Superior, de Ray, de Miami, d'Inspiration et de Globe. Dans la région Est se trouve le district cuprifère de Morenci (Clifton), dont les mines appartiennent à la puissante Compagnie Phelps Dodge (1).

En dehors de la zone montagneuse qui contient les gisements dont nous venons de parler, il convient de citer le district de Bisbee (Warren), situé dans les montagnes de la Sierra Madre, au sud-est de l'Arizona; et celui d'Ajo, situé dans les monts Ajo, qui s'élèvent dans le désert de Gila, au sud-ouest de Phœnix. Les mines de ces deux districts appartiennent également, pour la plupart, à la « Phelps Dodge Corporation ».

C'est la région centrale qui fournit le plus gros contingent dans la production de cuivre arizonienne. Le tableau suivant montre qu'elle produit de 35 à 45 % du cuivre extrait dans l'ensemble de l'Etat. D'autre part, les trois mines les plus importantes de cette région — Ray, Miami et Inspiration — sont aussi celles où ont été mises au point, de la façon la plus heureuse, les méthodes d'exploitation par sous-cavement, qui sont maintenant appliquées avec succès, dans diverses régions du monde, pour l'exploitation souterraine des gisements à basse teneur.

Il nous a donc paru intéressant de visiter ces mines, ainsi que celle, moins importante, de l'« Old Dominion Copper Co », qui a adopté, elle aussi, les méthodes par sous-cavement dans ses gisements filoniens à basse teneur, et qui exploite en outre une partie de son gise-

(1) Au point de vue de l'importance de la production, la « Phelps Dodge Corporation » est le troisième groupe de mines de cuivre du monde, après ceux de l'Anaconda et de la Kennecott.

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

	1929	1930	1931
I. — Région Septentrionale. — District de Jerome. Mines « United Verde » et « United Verde Extension »	104.086	58.845	22.288
II. — Région Centrale. — Production globale	148.499	113.312	89.493
1. District de Pioneer (Superior). Mine de la « Magma Copper Co. »	19.558	16.193	14.052
2. District de Ray. Mine de la « Nevada Consolidated Copper Co. »	33.143	18.059	12.219
3. District de Globe-Miami. Mines de la « Miami Copper Co. »	29.421	33.562	25.286
« Inspiration Copper Co. »	53.654	32.931	30.684
« Old Dominion Copper Co. »	9.472	8.798	5.674
Divers.	3.251	3.769	1.578
III. — Région de l'Est. — District de Morenci (Clifton). Mines de la « Phelps Dodge Corp. »	28.391	21.572	(1)
IV. — Région du Sud-Est. — District de Bisbee (Warren). Mines de la « Phelps Dodge Corp. »	93.065	63.950	47.664
V. — Région du Sud-Ouest. — District d'Ajo. Mine « New Cornelia » de la « Phelps Dodge Corp. »	35.501	25.102	(1)
VI. — Divers	5.061	2 668	
Production totale de l'Arizona.	414.603	285.449	200.155

(1) Chiffres non publiés.

ment à haute teneur par la méthode du « top slicing », dont nous parlerons également.

Nous n'avons pas visité la mine de la « Magma Copper Co », qui exploite à Superior un gisement filonien à haute teneur (7 % de cuivre), par les méthodes déjà vues du square-set et du cut-and-fill, et aussi par une variante du top-slicing.

* * *

La formation des gisements de cuivre de la région centrale s'est effectuée pendant l'ère tertiaire, et vraisemblablement à la même époque (éocène ou oligocène) qui a vu se former les gisements de Butte et de Bingham Canyon.

Leur mode de formation est d'ailleurs comparable à celui des gisements de Bingham. Il a donné lieu, dans les trois mines de Ray, de Miami et d'Inspiration, à des massifs de minerai à basse teneur, du type dit porphyrique, accompagnés, comme à Bingham, de dépôts filoniens dans les roches adjacentes ou sus-jacentes. Toutefois, l'enrichissement secondaire par l'action des eaux météoriques a laissé ici plus de traces, parce que les terrains où cet enrichissement s'est produit n'ont pas été, comme à Bingham, presque complètement enlevés par des érosions subséquentes.

La roche originelle est un schiste cristallin précambrien, le schiste de Pinal, profondément fracturé et altéré, avec transformation partielle en quartz et séricite à Ray, en schiste silicifié et kaolinisé à Miami.

Après avoir subi, à l'époque algonkienne, une première intrusion de roches granitiques, ce schiste a été soumis à une érosion subaérienne et recouvert ensuite par la sédimentation primaire, consistant en conglomérat. schiste, quartzite et surtout calcaire.

Pendant l'ère secondaire s'est produit, probablement après une nouvelle érosion subaérienne, un failage intensif, qui a permis une seconde intrusion de granit et de diabase; et le massif, érodé derechef, a été recouvert, à l'époque cétacée, de tuf andésitique et de brèche.

Une troisième intrusion, vraisemblablement accompagnée et suivie de failage, s'est produite au début de l'ère tertiaire. Les formations qui viennent d'être décrites furent pénétrées par de nouvelles masses de monzonite quartzeux et de granit, comprenant notamment le granit de Schultze. En même temps le magma dont ce dernier granit était issu, émettait des solutions sulfurées chaudes, qui opérèrent la *minéralisation du massif*.

Ces solutions déposèrent de la pyrite et de la chalcoppyrite à l'état disséminé, sous forme de petites taches et de veinettes de moins d'un centimètre d'épaisseur, dans le schiste de Pinal, aux endroits où ce schiste vient en contact avec le granit de Schultze (mines de Miami, d'Inspiration et de Ray). Elles donnèrent en outre naissance à des filons dans le schiste, le quartzite, le calcaire et la diabase sus-jacents ou adjacents (mine « Old Dominion »); et ces filons furent parfois accompagnés, dans le calcaire, de grands massifs de minerai oxydé ou carbonaté, formés par remplacement.

A cette première phase de minéralisation succéda, pendant la période d'érosion et d'accumulation de stérile qui suivit, une seconde phase d'enrichissement des dépôts par l'action des eaux météoriques. Cette action, s'exerçant du haut vers le bas avec une intensité décroissant avec la profondeur, a donné naissance aux quatre zones classiques, particulièrement marquées dans la région que nous étudions en ce moment.

Dans la zone supérieure, la *déminéralisation* fut com-

plète, et la roche est entièrement stérile. Dans la seconde zone, l'*oxydation* de la chalcoppyrite originelle s'est poursuivie jusqu'au bout, et le cuivre se trouve surtout à l'état de chrysocolle et aussi, en moindres quantités, de malachite, de cuprite et de cuivre natif. Dans la troisième zone, cette oxydation n'a donné lieu qu'à une *désulfuration partielle*, aboutissant simplement à transformer la chalcoppyrite en chalcocite; parfois même cette transformation n'a été que superficielle, et l'on trouve ainsi des nodules de chalcoppyrite recouverts de chalcocite. Enfin, dans la zone inférieure, non atteinte par l'infiltration des eaux de surface, la chalcoppyrite originelle subsiste.

La zone enrichie chalcotiquement est la plus importante, et la chalcocite est le constituant essentiel du minerai de cuivre dans ces gisements.

D'après F. L. Ransome (1), l'enrichissement dont nous venons de parler aurait été terminé, tout au moins en majeure partie, avant la fin de l'ère tertiaire. Une coulée épaisse de lave dacitique vint recouvrir le tout, et la fin de l'ère tertiaire fut marquée par un grand failage, suivi, dès le début de l'ère quaternaire, par une dernière érosion, puis par le dépôt du conglomérat de Gila dans les vallées.

* * *

La teneur moyenne en cuivre du gisement de Ray est de 2 à 2,5 % tandis qu'elle n'est que de 0,88 % à Miami. A Globe, où les dépôts sont moins étendus, la teneur en cuivre décroît de 12 % à 2 % du haut vers le bas, les minerais oxydés ayant la teneur la plus élevée.

(1) Frederick Leslie Ransome, *The Copper Deposits of Ray and Miami, Ariz.* (U. S. Geological Survey, Prof. Paper 115, 1919); *Geology of the Globe Copper District, Ariz.* (U. S. Geol. Surv., Prof. Paper 12, 1903); *Copper Deposits near Superior, Ariz.* (U. S. Geol. Surv., Bulletin 540, 1914, pp. 139-158).

Les gisements de Ray et de Miami se présentent sous la forme de massifs allongés de l'est à l'ouest. Le premier ressemble vaguement à une lentille bilobée, de 2.100 m de long, 450 mètres de largeur moyenne, et de 12 à 120 mètres de haut, la hauteur moyenne étant de 56 m. A Miami, la longueur du massif est de 1.070 mètres, la largeur de 820 mètres et la hauteur de 99 mètres en moyenne. Le gisement de Globe est surtout filonien : le filon principal, qui porte le nom d'« Old Dominion », a de 0, m. 60 à 18 m. d'épaisseur, avec un pendage moyen de 60°.

L'épaisseur de la couverture stérile varie de 12 à 180 mètres à Ray, et est en moyenne de 75 mètres environ, ce qui représente une proportion de 2 à 1 par rapport au gisement. A Miami, l'épaisseur de la couverture varie de 75 à 150 mètres et est en moyenne de 1,12 fois celle du gisement. Ces proportions ont paru trop élevées aux ingénieurs de ces mines pour que la méthode d'exploitation à ciel ouvert, pratiquée à Bingham Canyon, soit applicable.

Il fallait donc se résoudre à faire de l'exploitation souterraine : et d'autre part la faible teneur du gisement imposait, surtout à Miami, l'adoption d'une méthode permettant l'exploitation en masse et fortement mécanisée d'importants tonnages de minerai. C'est dans ces conditions que l'on décida de recourir à la méthode du sous-cavement, qui avait été appliquée avec succès, dès 1906, par l'« Ohio Copper Co », à Bingham Canyon, avant que cette société ne mît en pratique la méthode de lixiviation en place dont nous avons parlé.

D'une façon simplifiée, la méthode du sous-cavement consiste essentiellement (fig. 36) à pénétrer sous le massif à exploiter par un réseau de galeries horizon-

tales G, issues d'une galerie d'allongement A reliée elle-même par un travers-bancs T à un puits P foncé en dehors du massif.

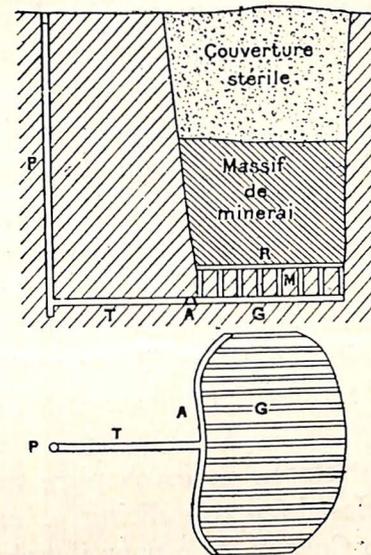


Fig. 36. — Principe de la méthode du sous-cavement.

Une série de montages M, creusés verticalement ou obliquement à partir de ces galeries, permettent d'atteindre la base du massif, et de saper celle-ci par de multiples recoupes R, puis de l'ébranler définitivement par le tir d'une dernière volée de mines. A partir de ce moment, le massif fracturé s'écroule de lui-même, en blocs de dimensions plus ou moins fortes, que l'on soutire continuellement à la base des montages, où on les fait tomber dans des wagonnets.

Le principe de cette méthode est, on le voit, extrêmement simple, mais son application est délicate et donne lieu à de nombreuses variantes suivant la nature et la forme du gisement.

Nous examinerons d'abord celles qui ont été adoptées successivement à la mine de Ray, dans l'ordre chronologique où elles ont été appliquées; nous étudierons ensuite celle qui est pratiquée aujourd'hui à Miami et qui semble réaliser le maximum d'avantages. Ces diverses variantes se rattachent à la catégorie dénommée « undercut block caving » ou « sous-cavement par blocs », le massif à exploiter n'étant pas, en effet, sous-cavé en une fois, mais bien par blocs successifs, qui affectent la forme de prismes rectangulaires verticaux, et que l'on fait s'effondrer l'un après l'autre par leur base.

Enfin, nous dirons quelques mots des modifications apportées à ces méthodes par l'« Old Dominion Copper Co » pour l'exploitation de ses filons; et nous étudierons les conditions générales d'application des méthodes par sous-cavement.

Un dernier paragraphe de ce chapitre traitera brièvement des méthodes du « top slicing », employées par l'« Old Dominion Copper Co » pour l'exploitation d'une partie de son gisement filonien, et qui ne sont en somme qu'une exploitation par tranches horizontales prises dans l'ordre descendant avec foudroyage.

§ II. — Méthodes par sous-cavement pratiquées à la mine de Ray.

La genèse de ces méthodes nous paraît avoir été une transformation graduelle du système d'exploitation connu depuis longtemps aux États-Unis sous le nom de « shrinkage stoping », en Europe sous les noms de « Speicherbau », « Magazinbau » ou « tailles à magasin ».

La transition du système des tailles à magasin à celui du sous-cavement apparaît nettement dans la première variante de ces méthodes qui ait été pratiquée à Ray, et où l'on voit exister conjointement les deux systèmes.

Dans cette variante, qui est encore employée pour l'exploitation de petits massifs de minerai dur de faible hauteur (moins de 15 mètres) que l'on rencontre à la lisière du massif principal, la séquence des opérations est la suivante :

1° Travaux préparatoires.

Le massif est divisé en panneaux de 45 à 60 m. de large, s'étendant en longueur sur toute la traversée du gisement, c'est-à-dire entre deux faces opposées du massif (fig. 36).

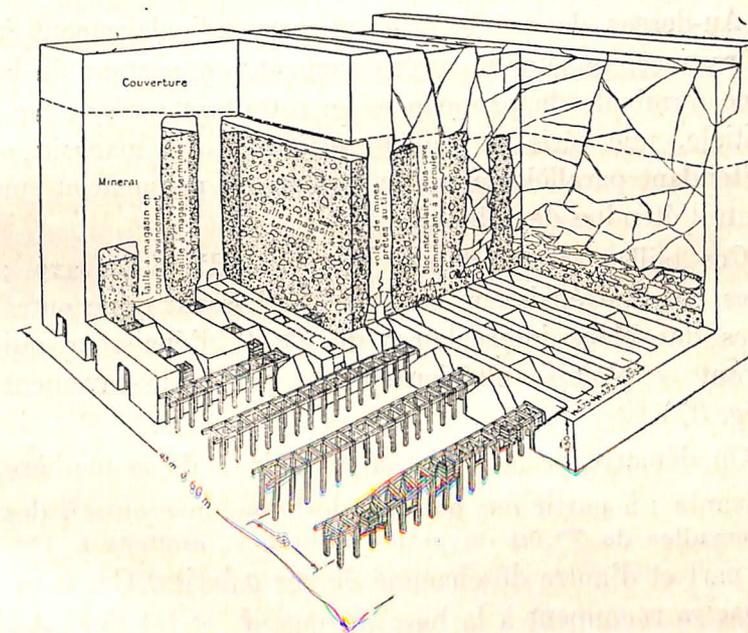


Fig. 37. — Première variante des méthodes par sous-cavement de la mine de Ray.

Pour préparer l'exploitation d'un de ces panneaux, on creuse horizontalement, à 4^m,50 en dessous de sa base, un système de galeries parallèles, distantes de 7^m,50 d'axe en axe (fig. 37).

Ces galeries sont creusées à partir d'une galerie d'allongement A (fig. 36) établie horizontalement à la limite initiale du massif : c'est-à-dire sur la face du massif la plus proche du puits (ce dernier ayant été foncé, comme nous l'avons vu, en dehors du gisement). Elles sont poursuivies parallèlement à la longueur du panneau, jusqu'à ce qu'elles atteignent la face terminale de celui-ci, laquelle coïncide avec la face terminale du massif.

2° *Exploitation par tailles à magasin.*

Au-dessus de ces galeries et perpendiculairement à leurs axes, on établit successivement, en partant de la face terminale du panneau et en retraitant vers sa face initiale, une série de tailles verticales « à magasin » s'étendant parallèlement à la largeur du panneau et sur toute l'étendue de celle-ci.

Ces tailles sont distantes de 7^m,50 d'axe en axe : elles ont une épaisseur de 4 m., et laissent donc entre elles des blocs intercalaires de 3^m,50 d'épaisseur qui seront exploités ultérieurement par sous-cavement (fig. 37).

On démarre ces « tailles à magasin » de la manière suivante : à partir des galeries de base, on creuse à des intervalles de 7^m,50 de petits montages, inclinés à 45°, de part et d'autre de chacune de ces galeries. Ces montages se recoupent à la base du massif, et les têtes des montages sont réunies en un front horizontal unique, qui est le front de départ de la taille à magasin.

Ce front progresse ensuite verticalement de la manière habituelle, les ouvriers abatteurs se tenant sur le minerai abattu, qu'on laisse s'emmagasiner dans la taille à mesure que celle-ci s'élève. On se borne à soutirer, par les mon-

tages de base, la quantité de minerai correspondant au foisonnement dû à l'abatage.

Le front progresse de la sorte jusqu'à l'extrémité supérieure du massif ; c'est-à-dire jusqu'à ce que la taille atteigne la couverture stérile ; et le minerai abattu reste emmagasiné dans la taille, à l'exception de la quantité correspondant au foisonnement.

3° *Sous-cavement des blocs intercalaires.*

On commence ce sous-cavement de la même manière qu'on démarre une taille à magasin : c'est-à-dire que l'on creuse à partir des galeries de base, à mi-distance entre les montages précédents, de petits montages inclinés à 45° degrés de part et d'autre de chacune de ces galeries. Ces montages se recoupent, comme les précédents, à la base du massif, et leurs têtes sont réunies en un front horizontal unique, qui est le front de départ du sous-cavement.

Ce dernier s'achève en perforant le front ainsi établi par une série de fourneaux de mine, dont la plupart débouchent dans la masse de minerai abattu qui emplit les tailles à magasin adjacentes au bloc qu'on veut sous-caver.

On effectue le tir de ces mines en une seule volée, et le bloc intercalaire, complètement privé de base, s'écroule et se fracture en morceaux que l'on peut soutirer par les montages de base.

4° *Soutirage du minerai des tailles à magasin et des blocs intercalaires sous-cavés.*

On n'a plus, dès lors, qu'à soutirer d'une manière aussi régulière et aussi uniforme que possible, le minerai qui s'écoule par tous les montages de base, et à faire

tomber ce minerai dans les wagonnets qui circulent au pied de ces montagnes dans les galeries de base.

Ce soutirage doit être parfois activé par de petits minages secondaires, lorsque des blocs de dimensions trop fortes se présentent dans les montages, ou lorsque des effets d'arc-boutement se produisent dans la masse descendante.

On arrête le soutirage lorsque l'on voit apparaître en forte proportion, à la base des montages, des débris de la couverture stérile. Il est impossible d'empêcher d'une manière absolue que, durant la descente de la masse de minerai, des cheminées ne s'y forment, et qu'à la faveur de ces cheminées une certaine portion de couverture stérile ne vienne se mêler au minerai. Il en résulte une dilution de celui-ci, dilution inévitable mais peu importante.

La progression retraitante de l'exploitation d'un panneau permet de supprimer l'entretien des galeries de base, à mesure que s'achève le soutirage des tailles à magasin et des blocs pris successivement à partir de la face terminale du panneau.

* * *

On s'aperçut bientôt de ce qu'il était possible, lorsque le massif à exploiter n'était pas exagérément dur, d'économiser la main-d'œuvre employée à l'abatage dans les tailles à magasin, en supprimant ces tailles et en sous-cavant d'emblée l'ensemble du massif. Ce fut l'origine de la *seconde variante*, qui est encore utilisée pour l'exploitation de massifs de minerai moyennement dur et dont la hauteur est comprise entre 15 et 30 mètres.

Dans cette variante, le massif à exploiter est divisé comme précédemment en panneaux de 50 mètres de

largeur, s'étendant en longueur sur toute la traversée du gisement : mais ceux-ci sont à leur tour subdivisés en blocs de même largeur et de longueur égale à 30 mètres, que l'on exploite successivement en retraitant depuis la face terminale jusqu'à la face initiale du panneau. Il serait en effet peu économique d'exploiter en une fois tout un panneau, en raison des dépenses élevées d'entretien des galeries de base, qui devraient être maintenues en service sur toute leur longueur jusqu'à la fin de l'exploitation du panneau.

Les opérations se suivent dans l'ordre ci-après (fig 38) :

1° Préparation du niveau de roulage d'un panneau.

On établit, comme précédemment, au bord initial du massif, une galerie d'allongement horizontale, et l'on creuse perpendiculairement à partir de celle-ci, un système de galeries horizontales parallèles à la longueur du panneau. Ces galeries, moins nombreuses que dans la variante précédente, sont distantes ici de 12 mètres d'axe en axe et leur niveau se trouve à 7^m,20 en dessous du niveau de sous-cavement; elles sont poursuivies comme précédemment jusqu'à la face terminale du panneau.

2° Séparation d'un bloc du panneau.

La suppression des tailles à magasin intercalaires et des solutions de continuité qu'elles introduisaient dans le massif oblige, pour assurer la descente régulière d'un bloc et prévenir les effets d'arc-boutement, à séparer ce bloc, sur ses quatre faces, d'avec le massif environnant

On y parvient au moyen de quatre tailles à magasin, de 3 mètres d'épaisseur, creusées de bas en haut, sur les quatre faces du bloc. Les tailles de séparation établies

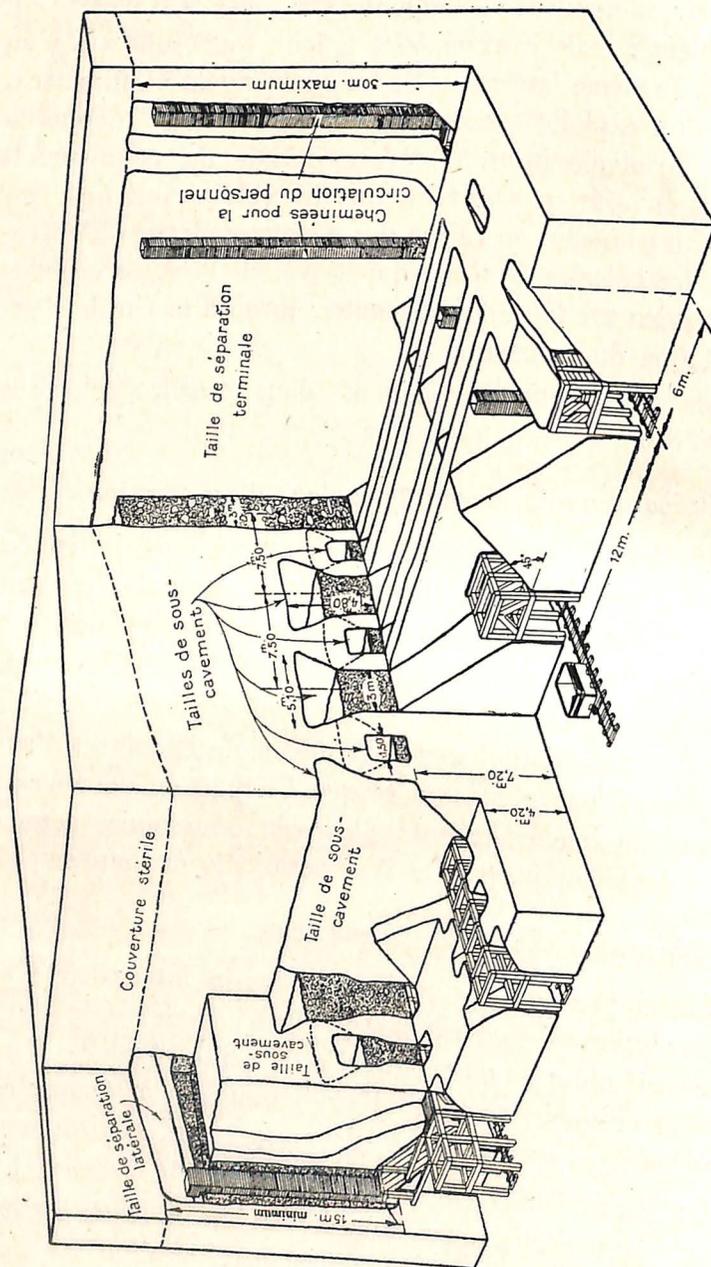


Fig. 38. — Deuxième variante des méthodes par sous-cavement de la mine de Ray.

sur les deux faces terminales du bloc sont démarrées, comme précédemment à partir de montages inclinés creusés de part et d'autre des galeries horizontales de base. Les tailles de séparation établies sur les deux faces latérales du bloc sont démarrées à partir de montages inclinés creusés du côté externe des deux galeries de base extérieures du panneau.

3° Sous-cavement du bloc.

Cette opération s'effectue au moyen d'une série de petites tailles à magasin de faible hauteur ($4^m,80$), démarrées alternativement à des intervalles de $3^m,75$ d'axe en axe à partir de montages inclinés issus des galeries de base. Ces tailles ont alternativement 3 mètres et $1^m,50$ d'épaisseur, et sont élargies à la tête au moyen d'une dernière volée de mines, dont le tir les rend jointives, de manière à réaliser le sous-cavement du bloc suivant un plan continu, ce qui détermine sa fracturation et son effondrement.

4° Soutirage du bloc.

A partir de ce moment, il ne reste qu'à soutirer d'une manière aussi uniforme que possible, les morceaux de minerai provenant de cette fracturation, et qui s'écoulent d'eux-mêmes par les montages inclinés.

L'épaisseur plus grande du stot laissé entre le niveau de sous-cavement et le niveau de roulage assure une meilleure conservation des galeries établies à ce dernier niveau, et permet d'y faire circuler des trains de wagonnets, mûs par locomotives à air comprimé jusqu'aux points de chargement situés à la base des montages.

Néanmoins, dans l'exploitation de massifs peu durs, d'une hauteur supérieure à 30 mètres, la protection des

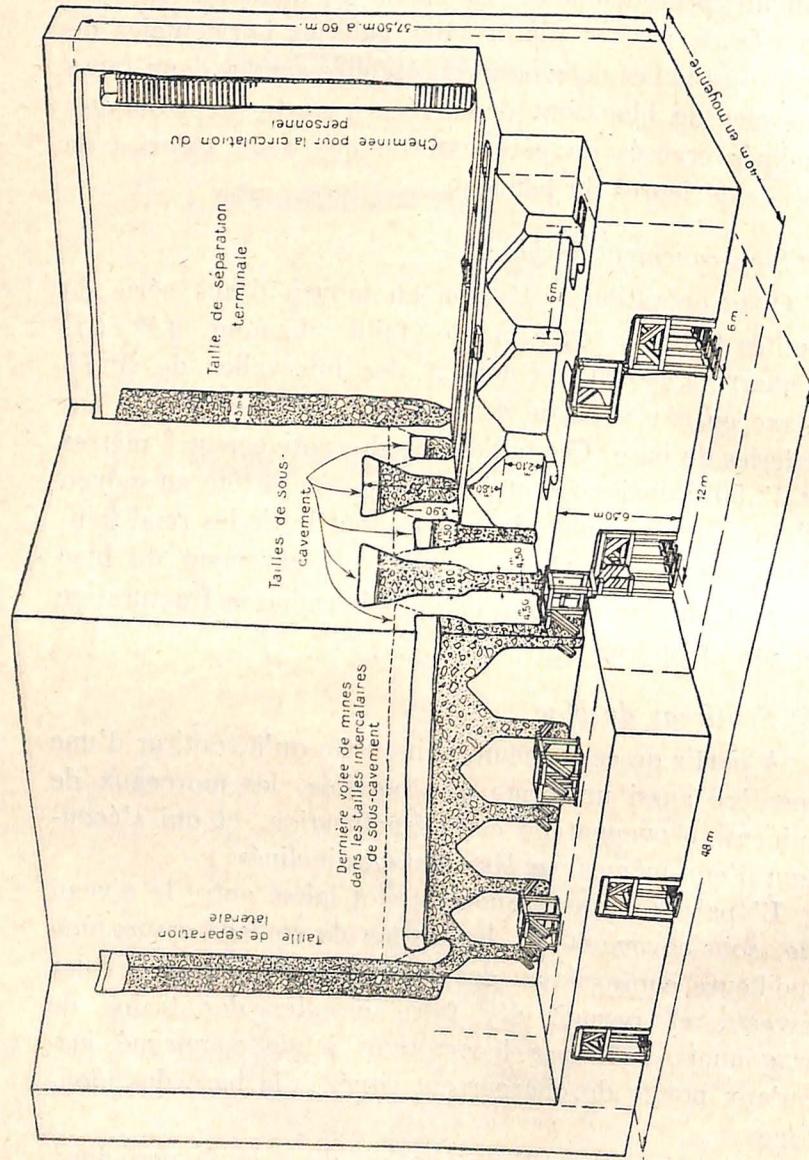


Fig. 39. — Troisième variante des méthodes par sous-cavement de la mine de Ray.

galeries de roulage s'avéra encore insuffisante, ce qui conduisit à l'adoption d'une troisième variante de la méthode de sous-cavement.

* * *

La troisième variante, employée pour l'exploitation de massifs peu durs dont la hauteur est comprise entre 30 et 45 mètres, ne diffère de la précédente que par le mode de connexion du niveau de roulage avec le niveau de sous-cavement, et par l'épaisseur plus grande du stot laissé entre ces deux niveaux (fig. 39).

Cette épaisseur est portée à 10 mètres. D'autre part, les montages inclinés qui donnent accès au niveau de sous-cavement ne sont plus creusés directement à partir des galeries de roulage, mais à partir de petites cheminées verticales branchées latéralement de chaque côté de ces galeries.

On parvient, de cette façon, à réserver au-dessus de chaque galerie un stot continu assez important, en forme de prisme triangulaire horizontal, qui protège la galerie d'une façon efficace : et en même temps on double le nombre de montages inclinés qui doivent servir au soutirage du minerai, ce qui permet de rendre ce soutirage plus uniforme.

Ces deux avantages permettent de porter la longueur des blocs à 40 mètres au lieu de 30 dans la seconde variante.

La figure 40 est une vue en plan du niveau de roulage : elle montre les galeries horizontales de roulage et les départs des petites cheminées verticales branchées latéralement par paires de chaque côté de ces galeries.

Le boisage de ces branchements doit être particulièrement soigné, car c'est en ces points que s'infléchit la

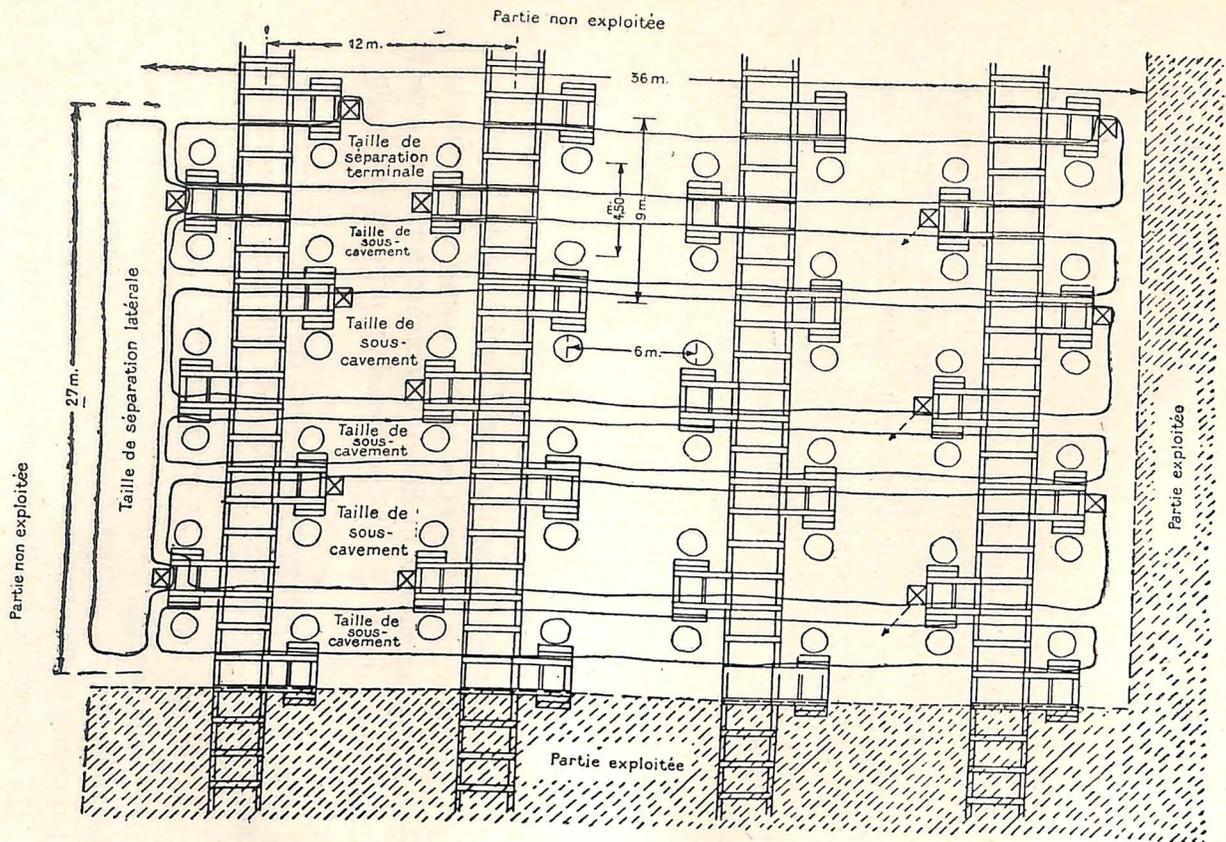


Fig. 40. — Vue en plan du niveau de roulage, avec indication des emplacements des tailles de séparation et de sous-cavement, dans la troisième variante des méthodes de Ray.

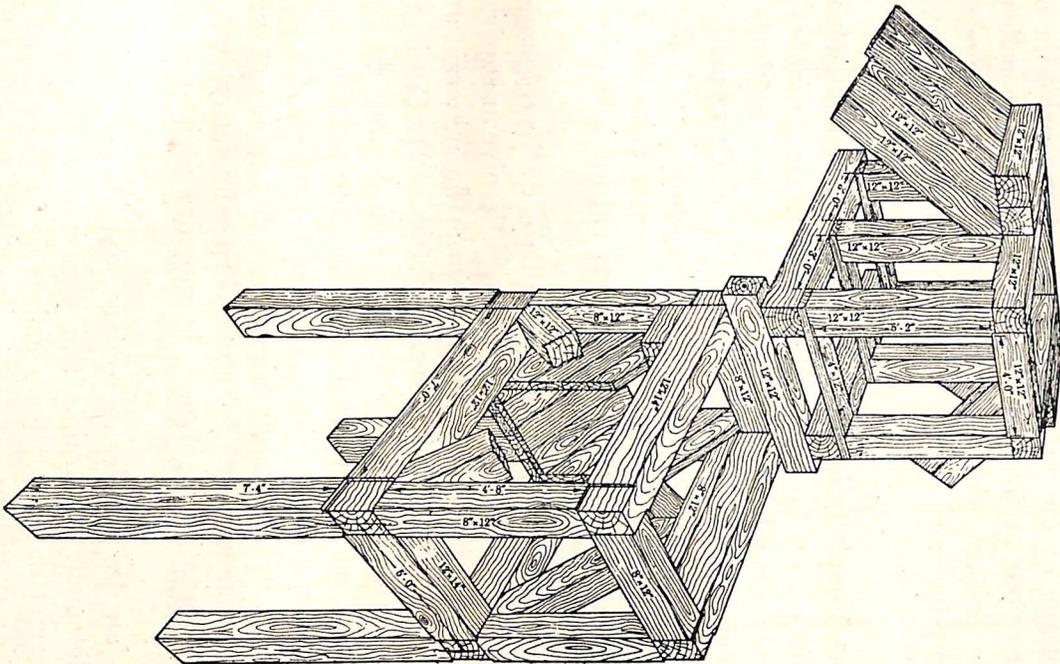


Fig. 41. — Boisage installé à la base d'une paire de cheminées dans la troisième variante des méthodes de Ray.

trajectoire descendante du minerai tombant ou descendant du niveau de sous-cavement. La figure 41 montre le boisage qu'on installe à la base d'une paire de cheminées pour recevoir le minerai provenant de celles-ci, et le boisage installé dans la galerie de roulage elle-même pour faire tomber ce minerai dans les wagonnets.

* * *

Pour l'exploitation de massifs dont la hauteur dépasse 45 mètres, on fait usage d'une *quatrième variante*, dénommée « sublevel caving method » ou « méthode de sous-cavement avec niveau auxiliaire ». Cette méthode, la plus satisfaisante de toutes celles employées à Ray, a donné d'excellents résultats dans des terrains de toute nature : près de 70 % du minerai extrait à la mine de Ray ont été obtenus par elle.

Elle consiste à ménager, à la base de l'exploitation, deux niveaux superposés de galeries, le niveau supérieur étant celui où s'effectue le soutirage du minerai, et le niveau inférieur celui de roulage (fig. 42). Ce dernier se trouve ainsi reporté à 12 mètres en dessous de l'emplacement qu'il occupait dans la variante précédente, ce qui augmente l'épaisseur du stot qui le protège. On prend soin, en outre, d'établir les galeries de roulage et celles de soutirage suivant des axes perpendiculaires, ce qui évite la création de lignes de moindre résistance dans ce stot.

En fait, les galeries de roulage sont, de cette manière, complètement soustraites aux pressions de terrain, ce qui permet de retirer leurs cadres de boisage après exploitation d'un bloc, et de les réutiliser pour le soutènement de galeries de roulage établies sous un autre bloc.

Les galeries de soutirage ne sont, en général, pas boisées : elles sont de faibles dimensions, aucun roulage

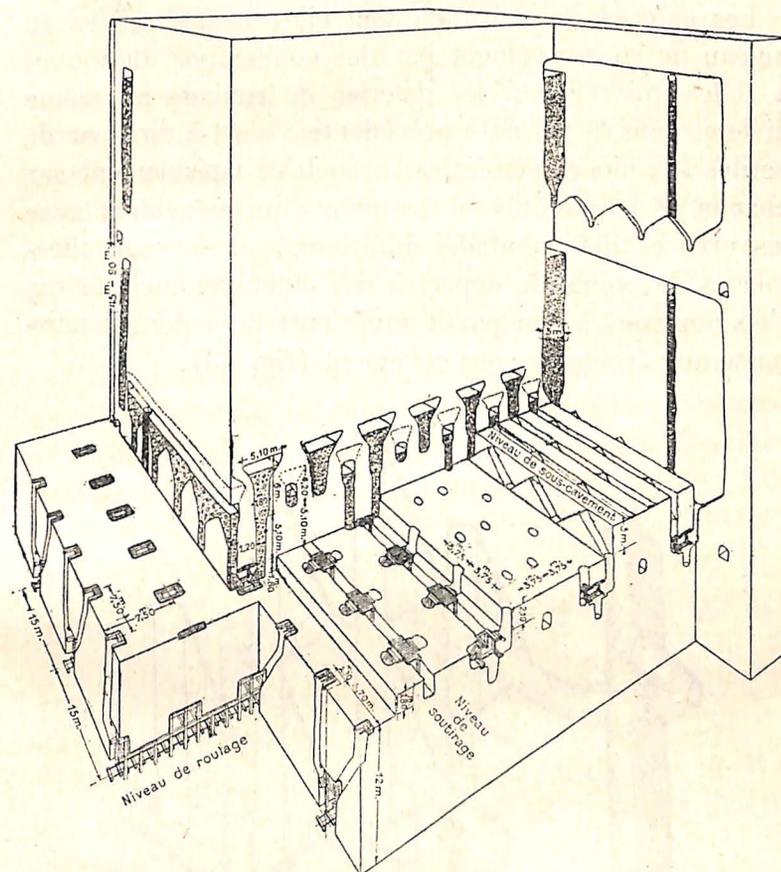


Fig. 42. — Quatrième variante des méthodes par sous-cavement de la mine de Ray. (Méthode avec niveau auxiliaire de soutirage.)

ne devant s'y effectuer, et résistent par suite d'une manière satisfaisante aux pressions.

Les galeries de roulage sont reliées aux galeries de soutirage par des montages, établis latéralement de part et d'autre des premières, et débouchant en des points situés dans l'axe même des secondes, à des intervalles de 7^m,50. En ces points sont établies des grilles horizontales qui recouvrent les orifices des montages.

Les galeries de soutirage sont elles-mêmes reliées au niveau de sous-cavement par des connexions identiques à celles qui reliaient les galeries de roulage au même niveau, dans la variante précédente : c'est-à-dire par de petites cheminées verticales, branchées latéralement sur chacun de leurs côtés en des points qui coïncident avec les orifices des montages inférieurs, et servant elles-mêmes de points de départ à des montages inclinés qui s'épanouissent à leur partie supérieure pour donner naissance aux fronts de sous-cavement (fig. 43).

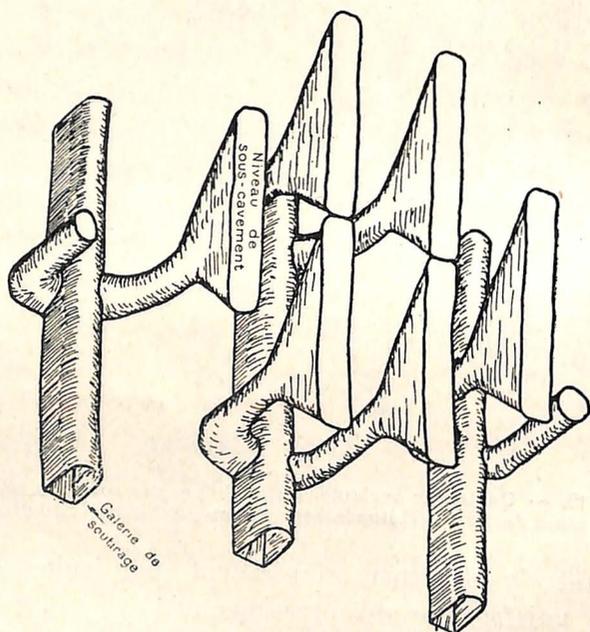


Fig. 43. — Cheminées verticales et montages inclinés reliant les galeries de soutirage au niveau de sous-cavement.

Un ouvrier se tient près de chaque grille pour soutirer le minerai, le faire tomber sur la grille et briser à coup de masse les fragments trop gros pour passer entre les barreaux de cette dernière. Le minerai tombe par les

montages inférieurs, dans les wagonnets qui circulent dans les galeries de roulage.

Les autres opérations s'effectuent comme dans la variante précédente. La meilleure protection donnée aux voies de roulage, en même temps que la plus grande uniformité du soutirage, grâce à la multiplicité des points par où il s'effectue, permettent de donner de plus grandes dimensions aux blocs : la largeur des panneaux est portée à 60 mètres et la longueur des blocs à 50 m.

Ce sont donc des blocs de 60 m. x 50 m. que l'on sous-cave en une fois, les blocs étant eux-mêmes sous-cavés successivement en retraitant depuis la face terminale jusqu'à la face initiale du panneau.

* * *

Pour compléter ces notes relatives à la mine de Ray, ajoutons que les transports souterrains s'effectuent par rames de 20 à 25 wagonnets de 5 tonnes, mues par locomotives de 8 tonnes à air comprimé. Les voies, à écartement de 76 cm., sont constituées de rails de 16 kg. dans les galeries secondaires, et de 20 kg. dans les galeries principales.

A l'accrochage, les rames sont dissociées en groupes de trois wagonnets, qui sont basculés à la fois, par un culbuteur tournant, dans un silo en béton d'une capacité de 570 tonnes, servant au chargement des skips par lesquels s'effectue l'extraction du minerai. Ces skips ont une capacité de 10 t. 1/2 : ils déversent le minerai à la surface dans la trémie de l'usine de concassage primaire. La capacité maximum de production de la mine est d'environ 12.000 tonnes de minerai par jour.

* * *

Le prix de revient global de la tonne de minerai était en 1928, à la mine de Ray, de \$ 0,6766, soit 24 francs belges. A la même époque, le prix de revient moyen d'une tonne de charbon dans nos mines était de 140 fr. environ. Sans vouloir comparer des choses qui ne sont pas comparables, on voit à la simple lecture de ces chiffres l'énorme intérêt que présentent les méthodes par sous-cavement (1).

La décomposition de ce prix de revient (cf. tabl. XII) montre que, dans ces méthodes, l'élément important du coût est constitué par les travaux préparatoires (creusement des galeries et des tailles de séparation des blocs). L'importance de ces travaux étant sensiblement la même, quelle que soit la hauteur des blocs qu'ils desservent, on voit que ces méthodes seront d'autant plus avantageuses que les massifs exploités seront plus élevés. Nous aurons l'occasion de préciser cette constatation après l'étude de la méthode d'exploitation mise au point à la mine de Miami.

(1) Il s'agit ici du prix de revient de la tonne de minerai, qui représente lui-même un des postes du prix de revient de la lb. de cuivre raffiné.

En tablant sur une récupération de 2 % (la teneur du minerai étant comprise entre 2 et 2,5 %), ce poste représente 1 c. 7 par lb. de cuivre.

Le prix de revient global de la lb. de cuivre, y compris les opérations de préparation mécanique, de fusion, de transport et de raffinage, n'est pas connu pour la mine de Ray, qui constitue l'une des divisions de la puissante compagnie « Nevada Consolidated ». On ne connaît le prix de revient global de la lb. de cuivre que pour l'ensemble des divisions de cette Compagnie : ce prix s'est élevé, pour 1930, à 10 c. 85, toutes charges déduites (à l'exception de celle correspondant à l'amortissement du gisement), et tous revenus supplémentaires compris. Le prix de revient de la division de Ray était sensiblement inférieur à cette moyenne.

TABLEAU XII.

Principaux éléments du prix de revient d'une tonne de minerai à la mine de Ray pendant l'année 1928 (en dollars) (1)

	Main-d'œuvre	Bois	Explosifs	Energie	Ateliers et de réparations	Divers	Totaux
Travaux préparatoires { 1. Galeries 2. Tailles de séparation et de sous cavement	0,0581	0,0339	0,0070	0,0014	0,0010	0,0022	0,1036
Soufflage	0,0711	0,0082	0,0247	0,0050	0,0016	0,0059	0,1165
Transport (y compris le basculage dans les skips.	0,0940	0,0129	0,0190	0,0001	0,0001	0,0006	0,1267
Extraction	0,0585	0,0006		0,0078	0,0139	0,0101	0,0909
Divers	0,0084	0,0001	—	0,0071	0,0014	0,0027	0,0197
Frais généraux et d'administration	0,0368	0,0001	—	0,0114	0,0016	0,0074	0,0573
Dépenses générales supplémentaires (non compris les impôts	0,0445	0,0005	—	0,0023	0,0018	0,0602	0,1093
	—	—	—	—	—	0,0526	0,0526
TOTAUX	0,3714	0,0563	0,0507	0,0351	0,0214	0,1417	0,6766

MÉMOIRE

(1) D'après Robert W. Thomas, *Mining Practice at Ray Mines*, (U. S. Bureau of Mines, I. C. 6167, Sept. 1929, p. 26)

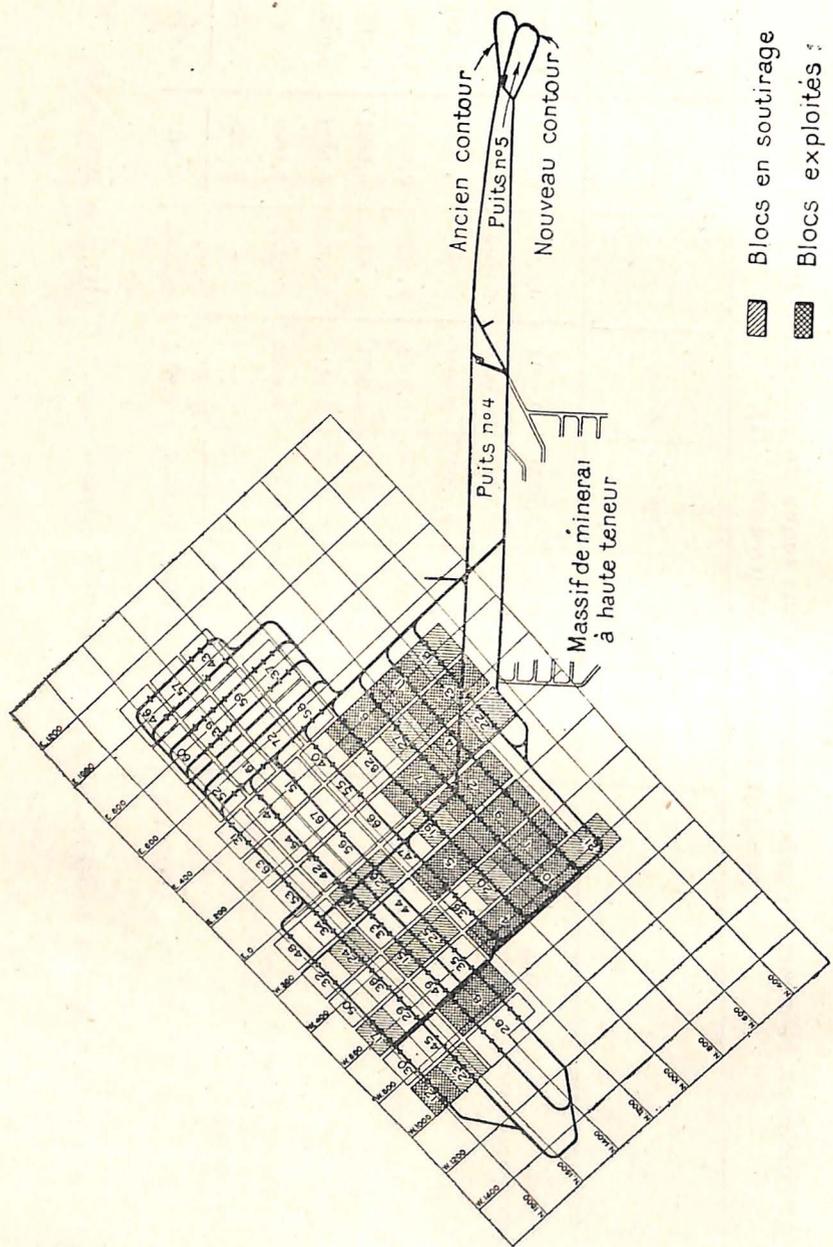


Fig. 44. — Plan du niveau de roulage de 230 m., montrant la subdivision du massif en blocs et l'ordre d'enlèvement de ces blocs.

§ III. — Méthode par sous-cavement pratiquée à la mine de Miami.

Cette méthode présente des analogies avec la méthode de sous-cavement avec niveau auxiliaire de soutirage, qui constitue la quatrième variante des méthodes utilisées à Ray. Elle en diffère par les points suivants :

A. — Aménagement général de l'exploitation.

A Ray, on divise le massif en panneaux de 60 m. de largeur, subdivisés eux-mêmes en blocs de 60 m. \times 50 m. et l'on sous-cave successivement les divers blocs d'un même panneau, en commençant par celui situé près de la face terminale de ce panneau et en retraitant graduellement vers la face initiale.

Cette méthode présente un inconvénient, peu sensible à Ray, où les terrains sont relativement durs, mais qui eût été grave à Miami, où les roches sont plus tendres. Chaque bloc de minerai en cours de sous-cavement est adjacent, sur une de ses faces, à la masse de couverture stérile qui remplit l'espace occupé naguère par le minerai du bloc qui vient d'être sous-cavé. Cette masse de stérile encore meuble peut dès lors se mêler latéralement à la masse de minerai qui descend dans le bloc voisin, et diluer celle-ci.

Cette dilution eût été d'autant plus grave à Miami, que la teneur du minerai y est déjà très faible (0,88 % de cuivre en moyenne, contre 2 à 2,5 % à Ray). Pour l'éviter, on divise d'emblée tout le massif par un quadrillage d'ensemble, en blocs rectangulaires de 50 m. \times 100 m., ou carrés de 50 m. \times 50 m.; et l'on exploite isolément ces blocs dans un ordre tel, qu'un bloc en cours de sous-cavement n'est jamais adjacent à un bloc déjà

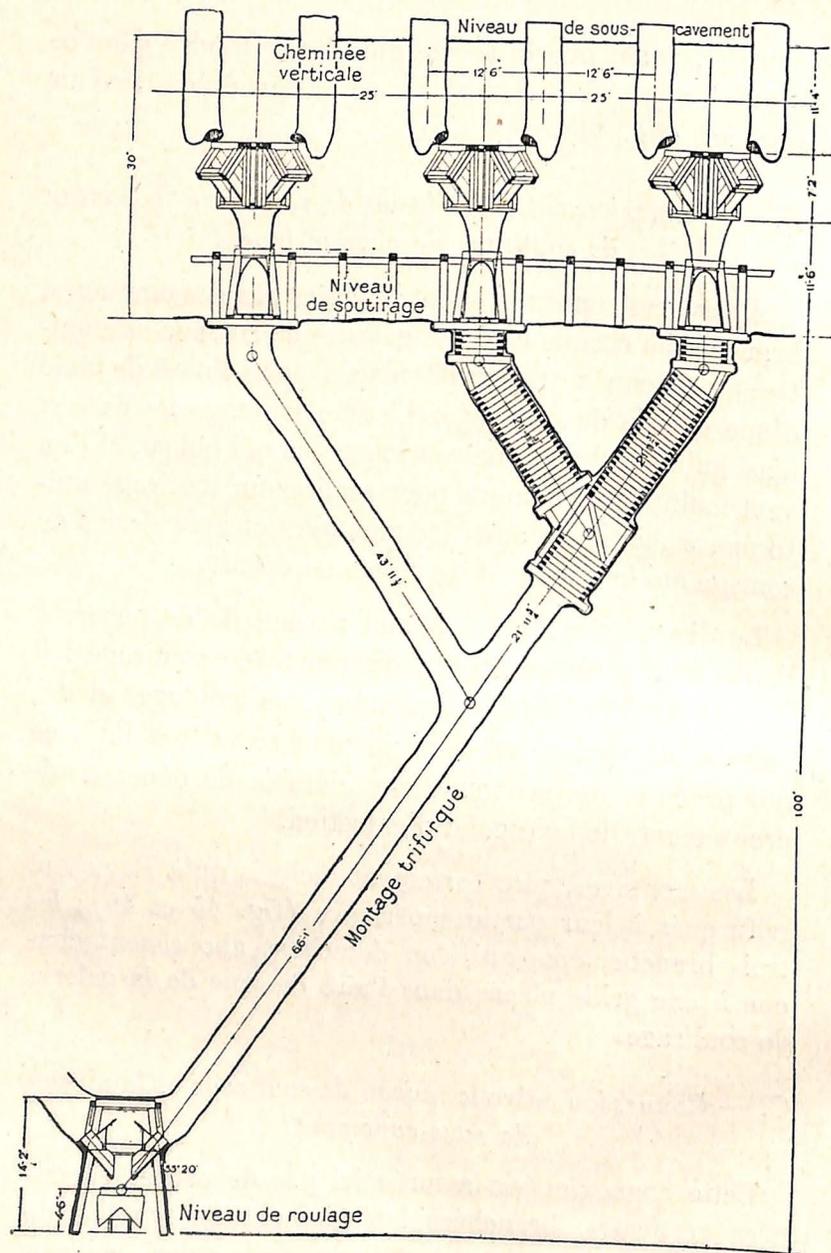


Fig. 46. — Connexion entre le niveau de roulage, le niveau de soutirage et le niveau de sous-cavement à la mine de Miami.
(Les dimensions sont données en pieds.)

Leur nombre est donc double de ce qu'il est à Ray, ce qui double le nombre de points d'accès au niveau de sous-cavement et permet par suite un soutirage plus uniforme.

D. — *Séparation du bloc d'avec le massif environnant.*

Les terrains sont moins durs à Miami qu'à Ray, et il n'est, par suite, plus nécessaire de pratiquer une séparation complète du bloc sur ses quatre faces, par des tailles à magasin progressant de bas en haut sur chacune d'elles.

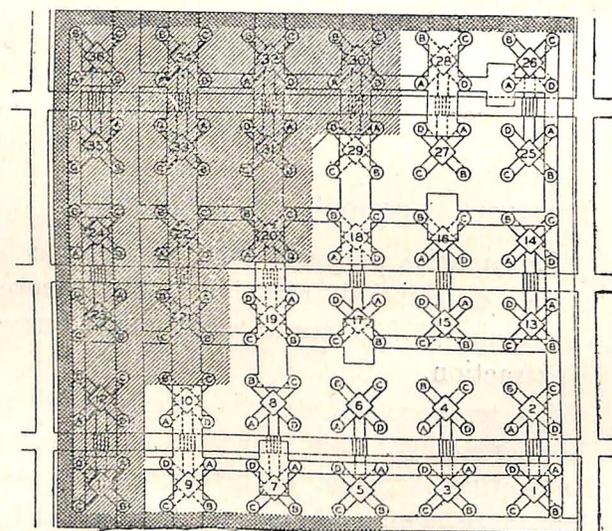
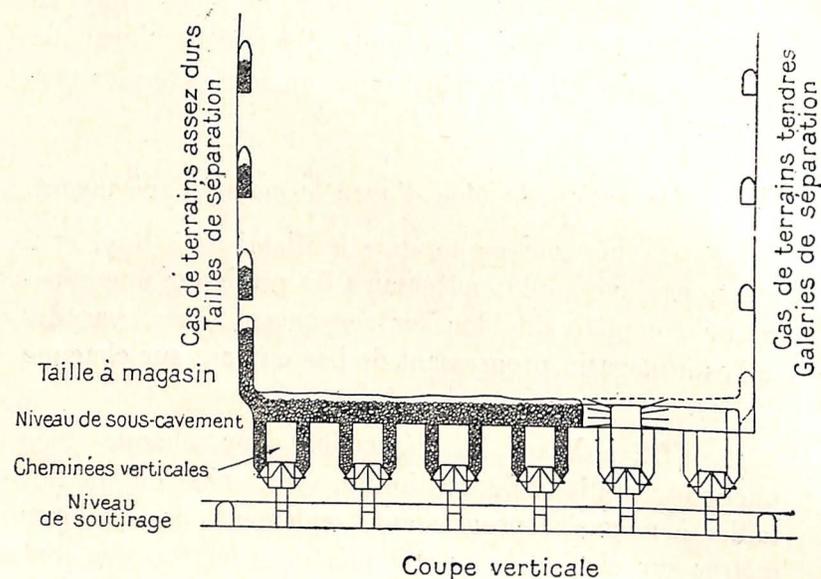
Il suffit, à Miami, de déterminer sur chaque face quelques solutions de continuité, soit par de petites tailles à magasin, progressant seulement de quelques mètres sur chaque face; soit même, si les terrains sont suffisamment tendres, par de simples galeries de lisière, creusées à des niveaux plus ou moins rapprochés. La figure 47 donne la disposition adoptée dans les deux hypothèses.

* * *

Transport et remonte des produits.

La capacité de production de la mine de Miami, en tonnes de minerai, est plus élevée encore qu'à Ray : elle atteint 18.000 tonnes par jour, par une seule machine d'extraction.

Les transports souterrains s'effectuent par trains de 35 wagonnets de 3,6 tonnes de capacité, mûs par deux locomotives à trolley de 6 tonnes, fonctionnant en tandem, avec commande unique. Ce dispositif permet d'assurer la remorque de trains de matériaux, ou d'effectuer les manœuvres, en utilisant seulement une des deux locomotives. La vitesse des trains de minerai atteint 10 km.



Plan des niveaux de sous-cavement
et de soutirage

▨ sous-cavement principal
▩ Taille de séparation

Fig. 47. — Détail du sous-cavement et de la séparation d'un bloc à la mine de Miami.

à l'heure; leur circulation est réglée par un block-system.

La voie a un écartement de 61 cm. (moins qu'à Ray). Elle est toutefois constituée de rails plus lourds (rails de 20 kg. jusqu'à 400 m. du puits, et de 31 kg. dans un rayon de 400 m. autour de ce dernier).

Le chargement des wagonnets s'effectue comme à Ray par simples trémies installées au pied des montages aboutissant de chaque côté des galeries de roulage.

Le dispositif de déchargement des wagonnets dans le silo de chargement des skips est plus simple et plus rapide qu'à Ray. On utilise des wagonnets à fond en V avec portes de déversement latérales (fig. 48). Le train de wagonnets chargés de minerai passe, sans arrêter mais à faible vitesse, sur une passerelle à claire-voie établie à l'accrochage au-dessus du silo: un ouvrier ouvre les portes de déversement des wagonnets à mesure qu'ils s'engagent sur la passerelle, un autre les referme lorsqu'ils la quittent.

Le silo, d'une contenance de 800 tonnes (fig. 48), est prolongé à sa partie inférieure par un cylindre-jauge d'une capacité exactement égale à celle d'un skip.

Cette jauge est remplie par l'ouverture de sa vanne de tête, pendant la translation du skip dans le puits: il suffit, dès lors, lorsque le skip arrive à l'accrochage, d'y déverser d'un seul coup le contenu de la jauge, ce qui demande trois secondes.

Les skips, d'une capacité de 10 t. 1/2, sont déversés eux-mêmes dans la trémie de l'usine de concassage primaire située à la surface. La hauteur totale d'extraction est de 250 mètres: la vitesse maximum des skips est de 11^m,50 à la seconde, ce qui est loin d'être excessif; la durée d'une translation est de 35 sec. 5, ce qui porte à

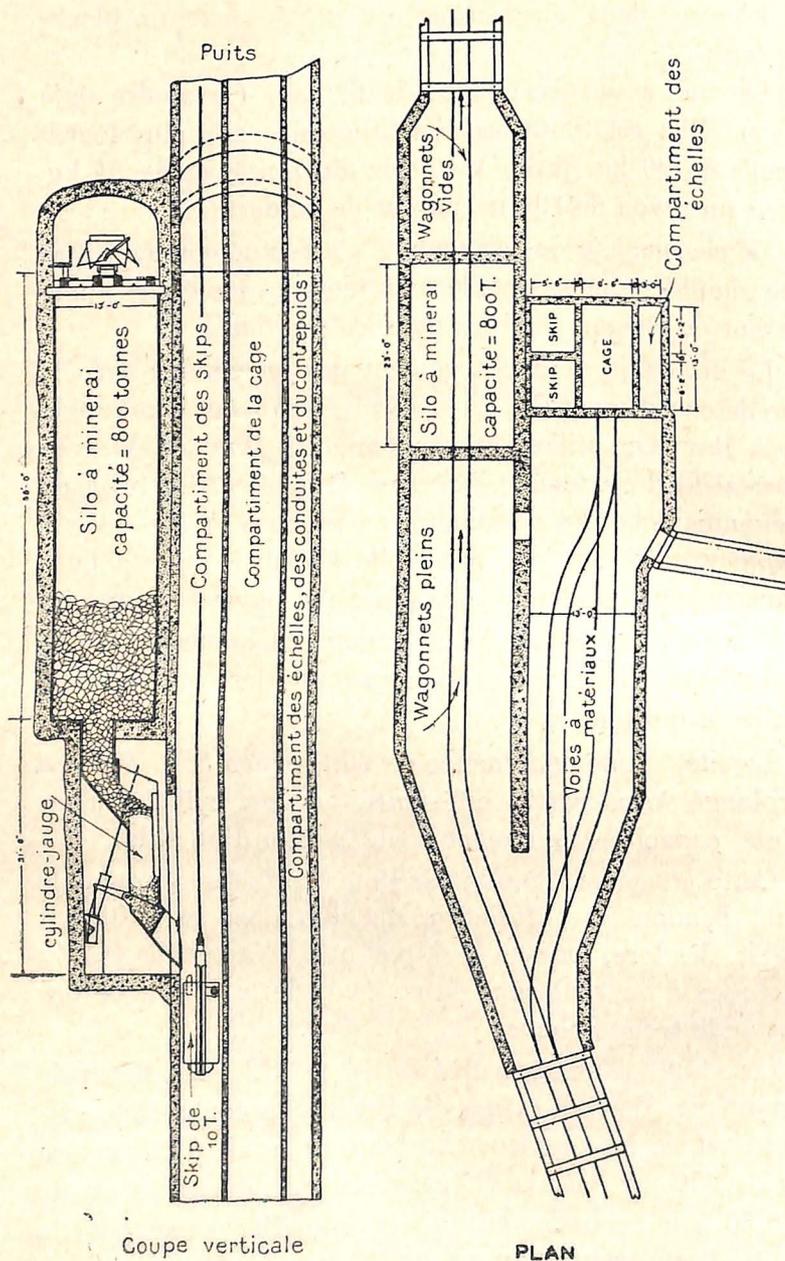


Fig. 48. — Dispositif de déchargement des wagonnets à l'accrochage et de chargement des skips à la mine de Miami.

38 sec. 5 la durée totale d'une cordée, manœuvre comprise. La capacité d'extraction de la machine est donc de 950 tonnes à l'heure, soit 18.000 tonnes par jour, l'extraction s'effectuant aux trois postes. La machine est actionnée par deux moteurs électriques de 1.400 HP, à courant continu, calés sur le tambour du treuil, et la puissance consommée est d'environ 1 Kwh. par tonne extraite (soit sensiblement 1 Kwh. par cheval-heure-utile-puits).

La machine d'extraction est commandée directement du fond, par l'ouvrier préposé au chargement des skips : sitôt les skips chargés, cet ouvrier se contente de presser sur un bouton analogue à ceux qui servent à la commande des ascenseurs : la machine se met en marche, effectue sa cordée, et décharge le skip dans la trémie du jour, sans autre intervention d'un agent quelconque.

Le dispositif de commande par simple « push-button », pour la commande des machines qui meuvent les skips, ou même les cages équilibrées par contrepoids qui servent à la translation du personnel, tend à se répandre aux Etats-Unis. La suppression des signaux, et la commande des skips par celui qui les charge, ou des cages par celui qui s'en sert, constituent d'ailleurs un perfectionnement logique de l'appareil d'extraction.

* * *

Prix de revient.

Le prix de revient moyen de la tonne de minerai, pendant la période de quatre années s'étendant du 1^{er} octobre 1925 au 30 septembre 1929, a été de \$ 0,39937, soit l'équivalent de 14 francs belges.

Le prix de revient de la tonne de minerai est donc notablement moins élevé encore à Miami qu'à Ray. Ce

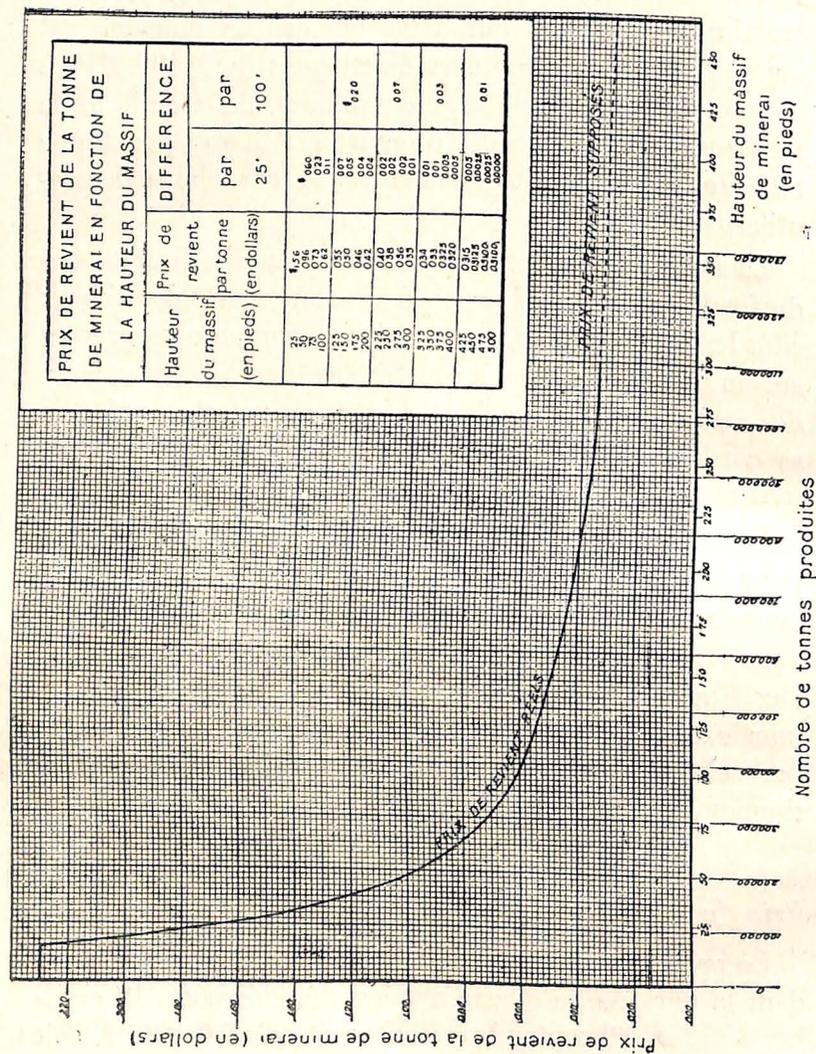


Fig. 49.

résultat se trouve malheureusement compensé par le fait que la teneur du minerai y est beaucoup plus faible : 0,88 %, au lieu de 2 à 2,5 % : ce qui fait que le prix de revient des opérations minières, calculé par lb de cuivre produite, est au total plus fort à Miami qu'à Ray (2^e,85 contre 1^e,70).

Le prix de revient global de la lb de cuivre raffiné à la « Miami Copper Cy » était en 1930 de 11^e,47, toutes charges comprises, hormis la dépense d'amortissement du gisement, et tous revenus compris. Ce prix doit être considéré comme méritoire pour du cuivre provenant d'un minerai à 0,88 %, exploité par des méthodes souterraines.

La supériorité de l'exploitation de Miami au point de vue minier provient d'ailleurs, non seulement des perfectionnements apportés à la méthode de Ray, mais aussi du fait que la hauteur des massifs à exploiter est en moyenne trois fois plus forte qu'à Ray. L'importance de la hauteur du mssif est capitale pour le rendement économique des méthodes par sous-cavement : ce point, sur lequel nous avons déjà attiré l'attention, et qui résulte de l'importance des travaux préparatoires dans ces méthodes, se trouve précisé par un intéressant diagramme établi par M. Mac Lennan, Directeur-Général de la « Miami Copper Cy » (fig. 49).

Ce diagramme, calculé d'après des données pratiques recueillies à la mine de Miami, donne la variation du prix de revient de la tonne de minerai en fonction de la hauteur du bloc exploité. Il montre que ce prix, qui est de l'ordre de 40 c. pour une hauteur de massif de 225 pieds, soit 68 mètres — ce qui est la hauteur moyenne des massifs exploités jusqu'à présent à Miami — s'abaisse à 31 c. pour une hauteur de mssif de 500 pieds, soit 150 mètres,

mais s'élève par contre à \$ 1.56 pour une hauteur de massif de 25 pieds, soit 7^m,50. Ce dernier prix de revient pourrait être atteint par l'emploi des méthodes ordinaires d'exploitation (qui d'ailleurs ne permettraient pas d'exploiter avec profit des minerais d'aussi faible teneur); et l'on doit donc considérer 7^m,50 comme la hauteur-limite à partir de laquelle les méthodes par sous-cavement deviennent avantageuses par rapport aux méthodes ordinaires.

§ IV. — Méthodes par sous-cavement, appliquées au gisement filonien de la mine « Old Dominion », à Globe.

A Globe, les filons à basse teneur dont le pendage dépasse 60° sont exploités par une variante de la méthode du sous-cavement, dans laquelle le minerai, au lieu de s'écraser verticalement, glisse au moins en partie sur le mur du filon.

Cette méthode est appliquée par la mine « Old Dominion » à plus de la moitié de son gisement.

Le filon à exploiter (fig. 50) est divisé en étages de 30 m. de hauteur verticale, pris dans l'ordre descendant. Lorsque le pendage est inférieur à 75°, chaque étage est subdivisé en deux sous-étages de 15 m. de haut, car il devient impossible de faire glisser le minerai qui s'écrase sur le mur du filon du haut en bas de l'étage.

A la base de chaque sous-étage, une galerie en direction G est creusée au mur du filon. On entreprend ensuite l'exploitation du sous-étage supérieur de la manière suivante :

1. La galerie de base G₁ de ce sous-étage est reliée à celle G₂ du sous-étage inférieur par une série de cheminées C d'évacuation du minerai, établies tous les 12 m. sur le mur du filon.

2. On creuse ensuite, à partir de la galerie de base G₁, des galeries inclinées S, allant du mur au toit du filon et faisant un angle de 36° avec l'horizontale.

3. On sous-cave alors le minerai du sous-étage supérieur sur une de ses faces, en montant à partir de G₁ une taille à magasin M, qui s'élève sur le mur du filon jusqu'à la tête du sous-étage. L'épaisseur de cette taille est d'autant plus forte que le minerai à sous-caver est plus dur et plus cohérent. Des montages tels que celui représenté fig. 50 desservent cette taille au point de vue de la circulation du personnel.

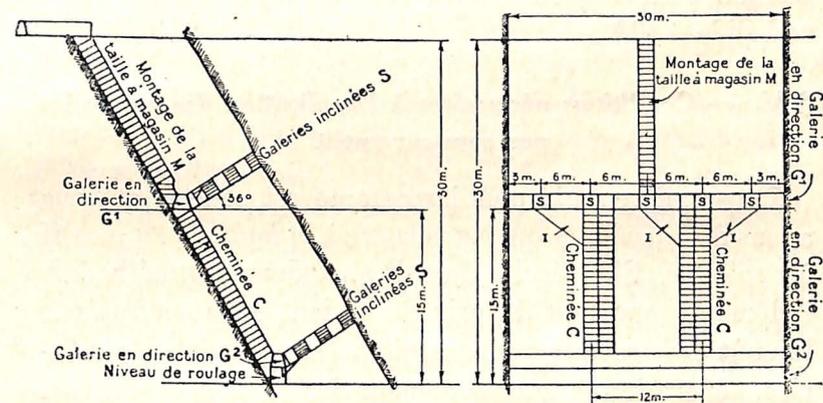


Fig. 50.

4. On sous-cave enfin le minerai sur une seconde face en réunissant les galeries inclinées S par une série de recoupes en Λ , non figurées sur le dessin. Ces recoupes sont rendues jointives, depuis le mur jusqu'au toit, par le tir d'une dernière volée de mines; et à partir de ce moment, le minerai du sous-étage supérieur, sous-cavé sur deux de ses faces, s'écrase en morceaux, qu'on soutire d'une manière aussi uniforme que possible dans les galeries inclinées S et dans la galerie de base G₁.

Le minerai ainsi soutiré est jeté à la pelle (soit directement, soit par les communications inclinées I) dans les cheminées d'évacuation C, qui le font parvenir à la cheminée de base G₂.

L'exploitation du sous-étage inférieur est entreprise ensuite de la même manière.

La méthode que nous venons de décrire est employée dans les filons d'épaisseur relativement restreinte. La mine Old Dominion exploite aussi, au niveau de 690 m., un massif de minerai de 105 m. de long sur 60 m. de large, d'une hauteur de 30 m., par une autre variante des méthodes du sous-cavement, dénommée « Morenci inclined slide » (1).

§ V. — Conditions nécessaires à l'application des méthodes par sous-cavement.

La première et la plus importante est celle dont nous avons déjà parlé, et qui est relative à la *hauteur du massif à exploiter*. Elle résulte du fait que, dans ces méthodes, l'élément important du prix de revient est constitué par le coût des travaux préparatoires (creusement des galeries, séparation et sous-cavement des blocs à exploiter), qui est sensiblement le même, quelle que soit la hauteur des ces blocs. L'*ampleur du massif* (en section horizontale) doit être en outre suffisante pour que ces travaux puissent être payés.

La seconde est relative à la *nature des terrains* (minerai et couverture stérile) qui doivent se prêter au sous-cavement : c'est-à-dire se briser assez facilement

(1) Cette variante, mise au point à la mine de Morenci par les ingénieurs de la « Phelps Dodge Corporation » a été décrite par A. H. Shoemaker, « *Mining Methods at the Old Dominion Mine* » (U. S. Bureau of Mines, I. C. 6237, Febr. 1930, p. 11).

en morceaux de dimensions modérées, et ne pas présenter cependant une friabilité exagérée ni surtout une plasticité qui s'opposeraient à la descente régulière du massif.

A ce point de vue, les terrains siliceux ou quartzeux conviennent mieux que ceux qui contiennent du schiste ou de la séricite. Nous avons vu toutefois que les gisements de Ray, et surtout ceux de Miami, contiennent précisément un minerai schisteux ou séricitique, ce qui montre que la seconde condition n'a pas un caractère aussi absolu que la première.

La troisième est relative à l'*épaisseur de la couverture* : elle intervient pour déterminer si le massif sera exploitée par la méthode à ciel ouvert, ou par celle du sous-cavement. Nous avons vu, au chapitre IV, le mode de calcul employé à l'« Utah Copper Co » pour déterminer la valeur-limite que peut atteindre le rapport entre l'épaisseur de la couverture et celle du massif de minerai, pour que l'exploitation à ciel ouvert reste la plus économique. Cette valeur-limite augmente d'ailleurs avec la teneur du minerai : et c'est ainsi qu'à l'« Utah Copper » (teneur moyenne = 1 %) on exploite à ciel ouvert avec un rapport de 1,1, tandis que ce rapport atteint 1,76 à la mine de Chino (teneur = 1,49 %); 2,75 à la « Copper Queen » (teneur = 2,28 %); et 5,25 à l'« United Verde » (teneur = 2,5 à 5 %).

La quatrième est relative à la *teneur du minerai*. En effet, la méthode du sous-cavement entraîne toujours une certaine dilution du minerai par le stérile, et une certaine perte de minerai, qui est de l'ordre de 10 à 15 %. Pour un massif de minerai très riche, cette perte peut être plus considérable que l'économie de prix de revient réalisée par la méthode du sous-cavement : et l'on donne alors la préférence à des méthodes qui permettent d'en-

lever la totalité du minerai, comme la méthode à ciel ouvert lorsqu'elle est praticable, ou sinon les méthodes plus dispendieuses du « square set » ou du « top slicing ».

Enfin, il va de soi que l'exploitation par sous-cave-ment ne peut être pratiquée que sous des régions inhabitées, en raison de l'importance des effondrements qu'elle produit et qui se poursuivent fidèlement jusqu'à la surface, où la démarcation des blocs effondrés et des massifs voisins est en général très nette, comme le montre la photographie ci-jointe, que nous avons prise à la mine de Miami (fig. 51).

§ VI. — **Exploitation de massifs ou de filons épais de minerai riche par la méthode du « top-slicing », à la mine « Old Dominion ».**

Sous sa forme la plus connue (variante dite « horizontale »), la méthode du « top slicing » est une exploitation par tranches horizontales prises successivement dans l'ordre descendant à partir de la tête du massif, l'enlèvement de chaque tranche étant suivi du foudroyage du toit.

L'enlèvement de chaque tranche est complet, grâce à un boisage très soigné (fig. 52). Ce boisage est ensuite abandonné et s'écrase sous la pression de la couverture stérile : les débris de boisage mêlés aux éboulis forment le toit de l'exploitation de la tranche suivante.

Afin de réduire les frais de pelletage et de transport du minerai dans la tranche, on donne parfois la préférence à la méthode inclinée (fig. 53), dans laquelle chaque tranche affecte une forme ondulée, ce qui permet de faire glisser, par gravité, le minerai abattu sur les pentes des ondulations, et le faire tomber ensuite par des cheminées

verticales dans les galeries d'un niveau inférieur de roulage. C'est cette variante qui est employée à la mine d'Old Dominion.

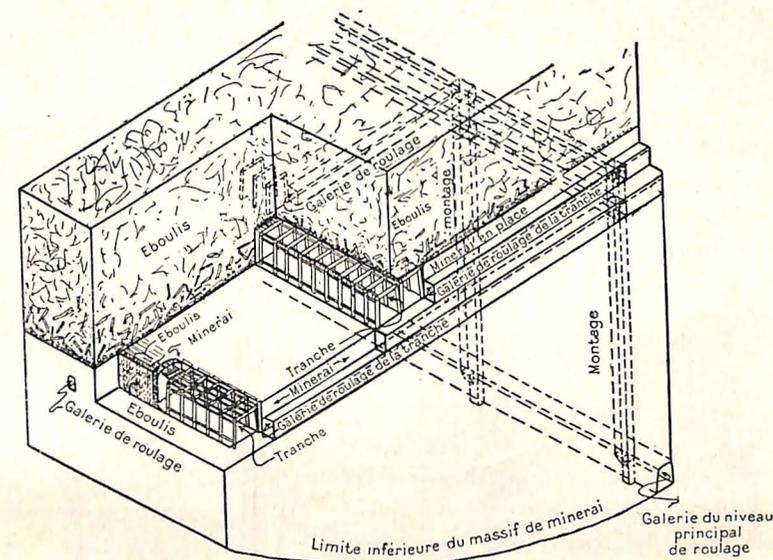


Fig. 52. — Exploitation d'un massif par la méthode du « top slicing », variante horizontale.

Tout en étant moins coûteuse que la méthode du square set, la méthode du top-slicing est dispendieuse en raison du coût élevé du boisage. Elle ne peut être appliquée qu'à l'exploitation de massifs de minerai à haute teneur.



Fig. 51. — Effondrement de la surface, provoqué par l'exploitation par sous-cavement à la mine de Miami.

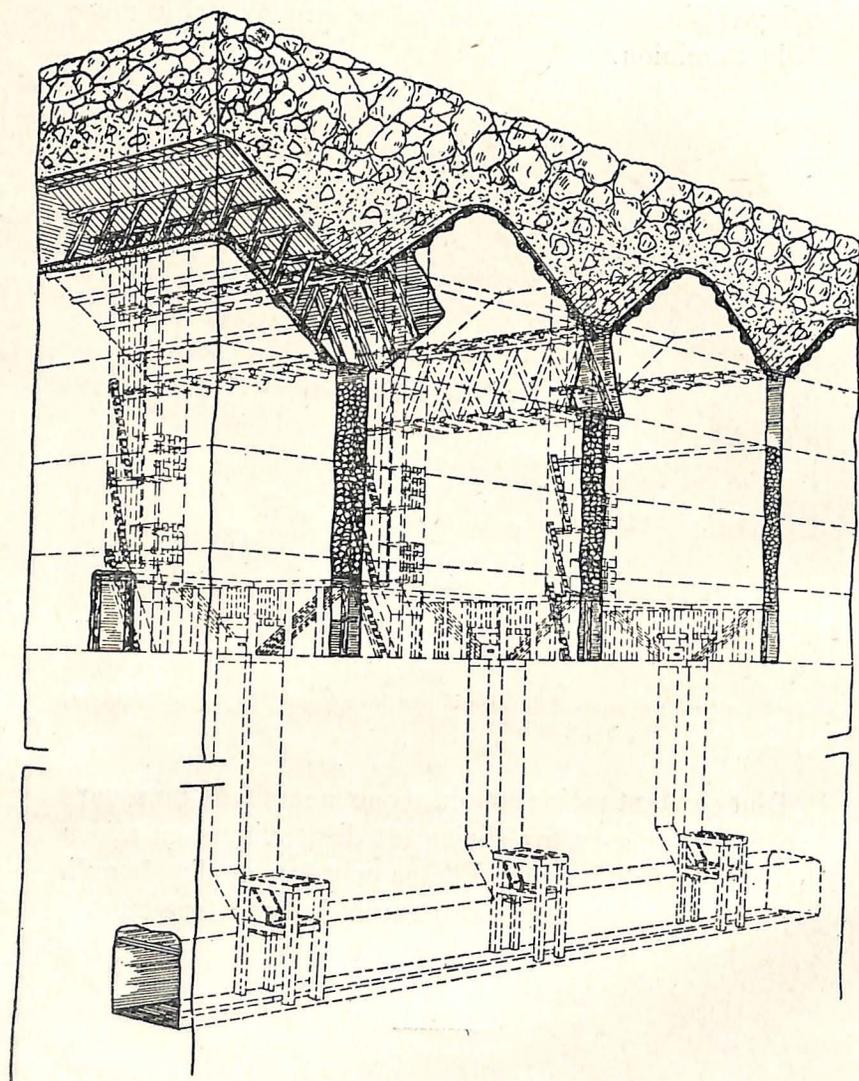


Fig. 53. — Exploitation d'un massif par la méthode du « top slicing », variante inclinée.

CHAPITRE VI.

Les mines de cuivre du Canada

Il nous reste à dire un mot de la production de cuivre au Canada, dont nous avons déjà montré l'importance à la fin du chapitre I.

Les mines de cuivre canadiennes sont situées dans les provinces de Colombie britannique, de Manitoba, d'Ontario et de Québec. Le tableau suivant donne la production des principales d'entre elles.

Production des principales mines de cuivre du Canada, en tonnes courtes, de 1929 à 1931

	1929	1930	1931
I. — Colombie britannique.			
Britannia Mining and Smelting Co (Howe Sound)	21.516	22.633	14.309 (1)
Consolidated Mining and Smelting Co	4.173	7.064	607
Granby Consolidated Mining, Smelting and Power Co	30.427	23.416	18.256
II. — Manitoba.			
Hudson Bay Mining and Smelting Co	—	1.186	15.534
Sherritt Gordon Mines Ltd	—	—	7.359
III. — Ontario.			
International Nickel Co of Canada	40.916 (1)	54.871 (1)	
IV. — Québec.			
Noranda Mines Ltd	25.612	37.755	31.430
Production totale du Canada.	121.151	151.833	145.632

(1) Ventes.

Les mines les plus importantes sont, on le voit, celles de l'« International Nickel Co of Canada », situées dans les environs de Sudbury; et notamment la célèbre mine Frood, l'une des plus riches du monde, qui exploite un gisement massif de chalcopryrite et de pentlandite (sulfure double de fer et de nickel) appartenant géologiquement à la série de Keweenaw. La teneur moyenne de ce massif en « métal combiné » (nickel + cuivre) est de l'ordre de 6 %, dont 2/5 environ pour le nickel et 3/5 pour le cuivre. La méthode que nous avons vu pratiquer pour l'exploitation de ce massif est l'« horizontal cut-and-fill », analogue à celle que nous avons décrite dans le chapitre consacré aux mines de cuivre du Montana.

Nous avons visité également les exploitations de la « Noranda Mines Ltd » qui viennent immédiatement après celles de l'« International Nickel » par ordre d'importance. Les gisements sont lenticulaires et contiennent principalement de la chalcopryrite et de la pyrite : leur teneur en cuivre est comprise entre 7,1 % et 1,5 %. Ils renferment en outre du zinc, du plomb et surtout de l'or : certains minerais contiennent de 6 à 7 grammes d'or par tonne. La méthode d'exploitation employée présente certaines analogies avec l'« inclined cut-and-fill » que nous avons décrite également au chapitre III.

L'« International Nickel » et la « Noranda » ont toutes deux l'avantage de pouvoir considérer le cuivre comme métal d'appoint, en période de crise, et de conserver un rendement financier satisfaisant grâce à leur production de nickel ou d'or. Cette particularité leur confère une situation privilégiée parmi les producteurs de cuivre de l'Amérique du Nord.

BIBLIOGRAPHIE.

- BARBOUR, P. E. : *Copper* (The Mineral Industry during 1929... 1930... 1931, Mac Graw-Hill, New-York).
- BUTLER, B. S., and BURBANK, W. S. : *The Copper Deposits of Michigan* (U. S. Geological Survey, Prof. Paper 144, 1929).
- BUTLER, B. S., and others : *The Ore Deposits of Utah* (U. S. Geol. Surv., Prof. Paper 111, 1920).
- CARNAHAN, T. S. : *Underground Mining Methods at the Utah Copper Co* (Transactions of the American Institute of Mining and Metallurgical Engineers, New-York Meeting, Feb. 1916).
- CRANE, W. R. : *Mining Methods and Practice in the Michigan Copper Mines* (U. S. Bureau of Mines, Bulletin 306, Washington, 1929).
- DALY, W. B. : and others : *Mining Methods in the Butte District* (Trans. Am. Inst. of Min. and Met. Eng., n° 1225M, March 1923).
- ELSING, M. J. : *Cost of Surface Metal Mining* (Engineering and Mining Journal, Jan. 1933).
- EMMONS, W. H. : *Enrichment of Ore Deposits* (U. S. Geol. Surv., Bulletin 625, 1917).
- GARDNER, E. D. : *Undercut Block-Caving Method in Western Copper Mines* (U. S. Bureau of Mines, Inf. Circ. 6350, Oct. 1930).
- GARDNER, E. D., and VANDERBURG, W. O. : *Square-Set system of Mining* (U. S. Bureau of Mines, I. C. 6691, Apr. 1933).
- HOOVER, H. C. : *Principles of Mining* (Hill Publishing Co, New-York, 1909).
- JACKSON, C. F. : *Mining by the Top-Slicing Method, with some notes on Sublevel Caving* (U. S. Bureau of Mines, I. C. 6410, Feb. 1931).
- JOHNSON, C. H., and GARDNER, E. D. : *Cut-and-Fill Stopping* (U. S. Bureau of Mines, I. C. 6688, Feb. 1933).
- JULIHN, C. E. : *Summarized Data of Copper Production* (U. S. Department of Commerce, 1927).
- KUMKE, C. A. : *Recent Changes in Mining Methods at Ray Mines* (American Mining Congress, Arizona Meeting, Nov. 18 and 19, 1929).
- MAC GILVRA, D. B., and HEALY, A. J. : *Methods of Mining at the Black Rock Mine, Butte district, Mont.* (U. S. Bureau of Mines, I. C. 6370, 1930).

- MAC LENNAN, F. W. : *Miami Copper Co Method of Mining Low Grade Orebody* (Amer. Inst. M. M. E., Technical Publication n° 314, 1930).
- MENDELSON, A. : *Mining Methods and Costs at the Champion Copper Mine, Painesdale, Mich.* (U. S. Bureau of Mines, I. C. 6515, Sept. 1931).
- RANSOME, F. L. : *Copper Deposits near Superior, Ariz.* (U. S. Geol. Surv., Bulletin 540, 1912).
- RANSOME, F. L. : *Geology of the Globe Copper District, Ariz.* (U. S. Geol. Surv., Prof. Paper 12, 1903).
- RANSOME, F. L. : *The Copper Deposits of Ray and Miami, Ariz.* (U. S. Geol. Surv., Prof. Paper 115, 1919).
- SCHACHT, W. H. : *Mining Methods of the Copper Range Co, Houghton County, Mich.* (Trans. A. I. M. M. E., n° 1224M, March 1923).
- SHOEMAKER, A. H. : *Mining Methods at the Old Dominion Mine, Globe, Ariz.* (U. S. Bureau of Mines, I. C. 6237, Feb. 1930).
- SODERBERG, A. : *Mining Method and Costs at the Utah Copper Co, Bingham Canyon, Utah* (U. S. Bureau of Mines, I. C. 6234, Feb. 1930).
- STRAUSS, S. D. : *Copper Production Costs in the Americas in 1930* (Eng. and Min. World, Sept. 1931).
- THOMAS, R. W. : *Mining Practice at Ray Mines, Ariz.* (U. S. Bureau of Mines, I. C. 6167, Sept. 1929).
- TOWER, G. W. : *American Copper Costs in 1931* (Mining and Metallurgy, July 1932).
- VAN HISE, C. R., and LEITH, C. K. : *The Geology of the Lake Superior Region* (U. S. Geol. Surv., Monograph 52, 1911).
- VIVIAN, H. : *Deep Mining Methods, Conglomerate Mine of the Calumet and Hecla Consolidated Copper Co* (U. S. Bureau of Mines, I. C. 6526, Oct. 1931).
- WEED, W. H. : *Geology and Ore Deposits of the Butte District, Montana* (U. S. Geol. Surv., Prof. Paper 74, 1912).
- WRIGHT, C. W. : *Management of Labor in Successful Metal Mine Operations* (U. S. Bureau of Mines, I. C. 6650, Aug. 1932).
- WRIGHT, C. W. : *Mining Methods and Costs at Metal Mines of the United States* (U. S. Bureau of Mines, I. C. 6503, June 1931).

Year Book of the American Bureau of Metal Statistics, 1929, 1930, 1931, 1932 (New-York, 33, Rector Street).

NOTES DIVERSES

LES CATASTROPHES MINIÈRES EN BELGIQUE

L'Influence du type de chantier sur la sécurité

Le rôle néfaste des voies intermédiaires

NOTE

DE

A. DUFRASNE,

Directeur-Gérant des Charbonnages de Winterslag.

Comme *cause* des inflammations de grisou, on envisage généralement, sinon toujours, le tir d'une mine, la lampe défectueuse, l'étincelle due au pic du mineur ou de la haveuse mécanique, ou provoquée par une décharge brusque d'air comprimé, ou par le frottement des ailettes d'un ventilateur, etc.

En agissant ainsi, on ne remonte pas à la source du mal, à sa première cause : l'accumulation de grisou.

Celle-ci est elle-même presque toujours la conséquence du type de chantier admis.

Avant les méthodes modernes d'exploitation, il n'y avait pas moyen de disposer les chantiers autrement qu'on le faisait : nous n'entendons donc nullement critiquer ni les méthodes employées jusqu'ici, ni encore moins les personnes qui les ont employées.

Nos pères, avec les moyens dont ils disposaient, faisaient de leur mieux ; pendant cette période qui a précédé les méthodes modernes d'exploitation, l'Administration des Mines admettant les chantiers tels qu'ils étaient, n'a jamais mis en cause le type de chantier. Est-ce dire qu'il n'y ait pas lieu d'introduire actuel-