

La chaîne est mise en mouvement par un moteur électrique installé dans la paire du Laveu. Le machiniste reçoit les signaux de manœuvre par une sonnette dont le cordon de commande longe la paroi sud du tunnel, à 1^m,50 environ au-dessus du sol.

Le tunnel comporte deux sections rectilignes de 150 mètres environ de longueur, à l'intersection desquelles se trouve une station d'angle.

En cet endroit, deux poutrelles fixées dans le revêtement en maçonnerie des pieds-droits soutiennent deux poulies d'angle en acier sur lesquelles passe la chaîne. A côté de chacune de ces poulies s'en trouve une autre, plus petite, destinée à maintenir la chaîne sur la grande poulie.

Les poulies sont folles sur leurs axes.

Les deux petites poulies possèdent un certain jeu dans le sens vertical. En cas de chute de la chaîne, elles peuvent ainsi être soulevées pour permettre la remise en place de la chaîne.

Tout le tunnel est éclairé à l'électricité.

A la station d'angle se tient en permanence un ouvrier chargé de surveiller le passage des wagonnets et de donner les signaux d'arrêt et de remise en marche en cas de déraillement ou de tout autre incident dans la courbe.

Cet ouvrier dispose d'un banc et d'une armoire placés contre la paroi sud. Un rail calé verticalement entre le sol et le ciel de la galerie protège cette paroi.

Le jour de l'accident, vers 11 heures, un ouvrier qui travaillait non loin du puits, entendit des cris du côté de la station d'angle. Il sonna l'arrêt du trainage et se dirigea vers ladite station. Il y trouva l'ouvrier occupé normalement en cet endroit, debout et s'appuyant contre la paroi sud. Cet ouvrier avait la jambe gauche brisée. Il ne donna aucun détail sur l'accident qui lui était arrivé.

La chaîne du côté nord était tombée de la poulie; de nombreuses berlines étaient arrêtées sur les voies; une berline chargée de pierres qui circulait sur la voie nord était renversée dans l'entrevoie, à 2^m,50 environ des poulies, vers les puits.

La chaîne n'était pas brisée.

Elle fut remise en place et continua à fonctionner.

L'accident n'avait pas eu de témoins et les causes n'ont pu en être déterminées.

MÉMOIRES

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

PAR

Charles DEMEURE,

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

CHAPITRE I.

Vue d'ensemble sur l'industrie minière du cuivre aux Etats-Unis et au Canada.

Les Etats-Unis sont le principal producteur de cuivre du monde. En 1929, année où la production mondiale de métal rouge atteignit son maximum historique de 1.930.370 tonnes métriques, celle des Etats-Unis s'éleva à 931.103 tonnes, soit à plus de 48 % du total. La dépression économique actuelle a réduit les deux productions respectivement à 1.587.235 tonnes et à 644.738 tonnes en 1930, puis à 1.362.147 tonnes et à 475.945 tonnes en 1931, faisant baisser le pourcentage des Etats-Unis à 40 %, puis à 35 %.

Ce pourcentage était plus important les années précédentes. Depuis leur entrée en scène comme producteur de cuivre, en 1845, les Etats-Unis ont extrait de leurs mines environ 20.500.000 tonnes métriques de métal rouge, soit près de 48 % de la production totale du monde depuis le début du XIX^e siècle. On sait, d'autre

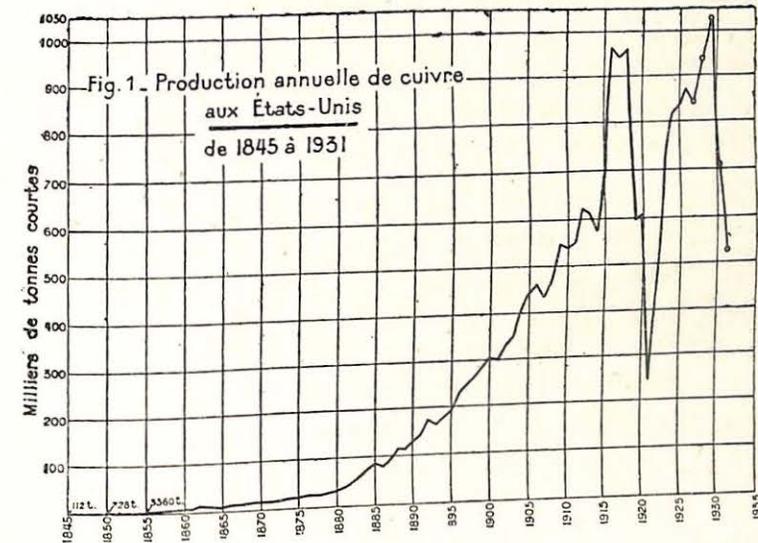
part, qu'avant 1800 la production de cuivre, comme d'ailleurs celle de la plupart des métaux, était insignifiante. Certains évaluent à un million de tonnes seulement la quantité de cuivre produite depuis le début des temps historiques jusqu'en 1800.

Si nous considérons, à présent, la place que tiennent, aux États-Unis mêmes, les mines de cuivre dans l'ensemble des mines métalliques nationales, nous constatons qu'elle est la plus importante. En 1928, année normalement prospère tant sous le rapport de la production que sous celui des prix, la valeur totale de la production des mines métalliques des États-Unis s'est élevée, d'après les statistiques du « Bureau of Mines », à 656.088.380 dollars. Dans cette valeur, le cuivre est intervenu pour 260.610.755 dollars, soit 39,7 %, et le minerai de fer, qui vient en second rang, pour 155.788.657 dollars, soit 23,7 % seulement.

Le développement de la production de cuivre aux États-Unis s'est effectué suivant une courbe à peu près logarithmique, depuis l'année 1845, où l'extraction fut de 112 tonnes courtes (1), jusqu'à 1916, où elle atteignit 963.925 tonnes courtes (fig. 1). Durant cette période, l'influence des crises cycliques ne s'est manifestée que par des régressions brèves et peu profondes, nettement marquées toutefois dans la courbe de la production. Depuis 1916, l'allure de cette dernière s'est curieusement modifiée. La crise cyclique de 1920-1921, ajoutant ses effets à ceux de l'après-guerre, ramène brutalement l'extraction de cuivre aux États-Unis à 252.793 tonnes courtes en 1921. Huit années sont ensuite nécessaires pour regagner le terrain perdu, et ce n'est qu'en 1929 que la production de 1916 est à nouveau atteinte et même

(1) Tonnes de 2.000 lbs, soit de 907 kgs 185.

légèrement dépassée, avec le chiffre-record de 1.026.348 tonnes courtes. Mais aussitôt se déclenche une nouvelle chute brutale qui ramène la production de cuivre de l'Union à 710.690 tonnes courtes en 1930, à 524.631 tonnes courtes en 1931 et qui, probablement, la ramènera aux environs de 250.000 tonnes courtes en 1932, les producteurs s'étant mis d'accord, en décembre 1931, pour réduire leur extraction à 26 1/2 % de la capacité effective des mines, et cette réduction ayant été portée à 20 % environ en mars 1932; en outre, de nombreuses mines ont dû être fermées d'une manière intermittente ou même complète par suite de la crise actuelle.



Il semble que l'allure de la courbe de production, depuis l'année 1916, révèle l'état d'un marché approchant du point de saturation; tandis qu'avant cette année, elle traduisait une capacité d'absorption indéfiniment croissante.

* * *

Les considérations qui précèdent mettent en évidence l'importance de l'industrie minière du cuivre aux Etats-Unis et, par suite, l'intérêt que présente une étude de ses méthodes d'exploitation.

Un autre élément de cet intérêt réside dans les conditions difficiles où cette exploitation s'effectue. Les gisements cuprifères des Etats-Unis sont généralement profonds et souvent irréguliers. Ils contiennent un minerai pauvre, dont la teneur moyenne en cuivre peut être évaluée à 1,5 %; et l'on y exploite, comme nous le verrons, des minerais dont la teneur s'abaisse à 0,6 %. Ces chiffres prennent toute leur valeur, si l'on songe que la teneur moyenne des mines de cuivre du monde est estimée à 2 %, et qu'à l'Union Minière du Haut-Katanga, l'une des rares entreprises de l'espèce qui puissent travailler sans perte à l'heure actuelle, elle s'élève à 6,41 %.

Les conditions défavorables dont nous venons de parler, et qui contrastent avec celles, particulièrement avantageuses, offertes par nos gisements cuprifères congolais, se rapprochent par contre étrangement de celles qui prévalent dans les gisements charbonniers belges. Cette similitude est mise en évidence par le coefficient d'intervention du facteur main-d'œuvre dans le prix de revient. On considère, aux Etats-Unis, que la dépense de travail humain intervient en moyenne pour 66 % dans le prix de revient d'une tonne de minerai de cuivre (1). C'est exactement ce que représente chez nous le poste main-d'œuvre dans le prix de revient moyen d'une tonne de charbon.

(1) Cette estimation nous a été donnée par notre distingué collègue, M. Probert, professeur d'Exploitation des Mines à l'Université de Berkeley (Californie).

Les difficultés auxquelles nous avons fait allusion ont amené l'ingénieur américain à déployer les ressources de son esprit inventif, et à mettre au point des méthodes d'exploitation dont quelques-unes, par leur audacieuse simplicité, comptent parmi les plus belles réalisations de l'Art des Mines. Le résultat de ses efforts se traduit par un prix de revient que l'on doit considérer comme intéressant, si l'on tient compte des difficultés rencontrées.

En 1930, le prix de revient moyen, toutes charges comprises, pour l'ensemble des mines des Etats-Unis, s'est élevé, d'après une estimation du « Boston News Bureau » à 12 cents environ par lb de cuivre électrolytique prise aux raffineries de la côte Atlantique (1). Le prix de vente moyen fut de 12 cents, 982, d'après l'« American Bureau of Metal Statistics », pendant cette même année 1930 que l'on considérerait déjà comme mauvaise pour l'industrie cuprifère. Pour 1931, année vraiment néfaste, où le prix de vente moyen fléchit à 8 cents 116, le prix de revient moyen des mines de cuivre des Etats-Unis ne nous est pas connu avec précision à l'heure actuelle, mais nous serions tenté de l'évaluer aux environs de 10 cents.

* * *

Des efforts ont été tentés, pour les mêmes raisons, dans le domaine du prix de vente, en vue de stabiliser ce dernier à un niveau qui fût rémunérateur pour l'ensemble des producteurs de métal rouge de la République étoilée.

Le cuivre est malheureusement l'un des métaux dont les prix sont le plus sensibles aux fluctuations des cycles

(1) Ce prix de revient comprend la provision qu'il est d'usage de faire, dans les mines des Etats-Unis, pour tenir compte de l'épuisement du gisement (« depletion »).

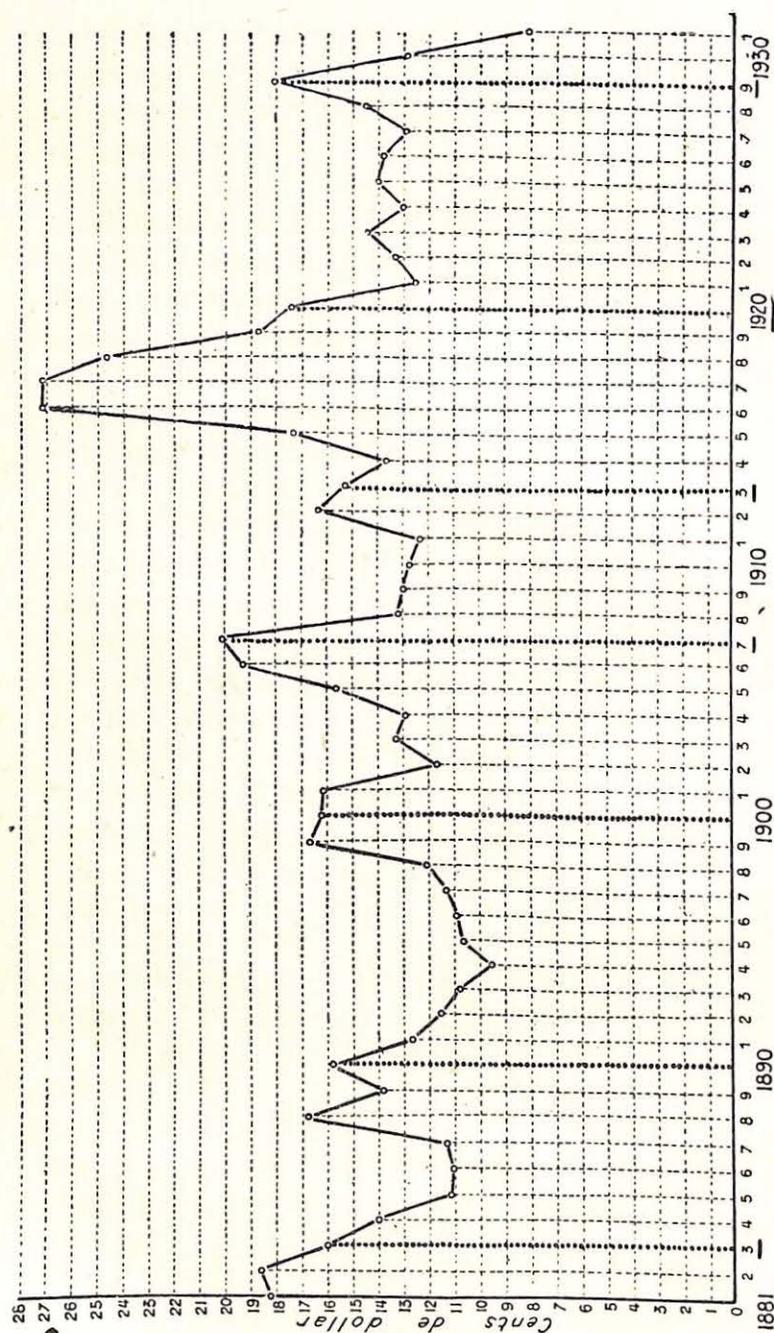


Fig. 2. — Cours moyen annuel de la lb. de cuivre pur (cuivre des Laes jusqu'en 1898, cuivre électrolytique depuis 1899), en cents de dollar, sur le marché de New-York.

économiques. Pour mettre ce fait en évidence, nous avons dressé le diagramme fig. 2, qui retrace l'évolution des prix du cuivre sur le marché de New-York depuis un demi-siècle, et nous y avons fait apparaître les cycles économiques majeurs, en les délimitant par les crises boursières qui les ont terminés (1). On voit que chacune de ces crises a été précédée, soit dans l'année même soit à un an d'intervalle, d'un « boom » du cuivre, et suivie d'une dépression profonde et généralement prolongée des prix de ce métal.

La stabilisation de ces prix présentait donc en elle-même de sérieuses difficultés. Elle se heurtait en outre, aux Etats-Unis, à l'interdiction qui frappe les ententes conclues entre producteurs pour influencer les prix sur le marché national. La législation anti-trust, inaugurée en 1890 par la loi Sherman, paralyse dans tous les domaines les efforts des industriels en vue d'une organisation de la production, et porte une grande part de responsabilité dans la surproduction désordonnée qui a conduit à la dépression mondiale actuelle.

Afin de tourner cette législation dans la mesure du possible, les producteurs de cuivre de l'Union s'organisèrent le 11 octobre 1926, sous le régime de la loi Webb-Pomerene, en une « Association d'exportateurs » à laquelle vinrent se joindre la plupart des producteurs étrangers. La « Copper Exporters, Inc. » qui groupait plus de 90 % des producteurs de cuivre du monde, était un cartel de fixation des prix sur les marchés étrangers

(1) Ces crises ont eu lieu, pour la période considérée, en 1883, 1890, 1900, 1907, 1913, 1920 et 1929. Celle de 1883 s'est déclenchée dans certains pays dès 1882 (crise en Bourse de Paris), tandis que, dans d'autres, elle a été surtout aiguë en 1884 (Etats-Unis). Celle de 1900, qui a débuté chez nous dès novembre-décembre 1899, a été moins ressentie aux Etats-Unis où par contre, la crise « mineure » de 1903 a présenté plus de gravité qu'en Europe.

aux Etats-Unis. Ce cartel centralisait en outre, par ses agences, les ventes de ses adhérents sur ces marchés, mais il ne comportait aucune clause visant à la répartition des territoires, ni à la réglementation de la production de ses membres. De telles lacunes, jointes à la fixation des prix à un niveau trop élevé en 1929 (ils furent poussés jusqu'à 24 cents la lb à la fin du mois de mars de cette année) conduisirent à une surproduction effrénée, à l'accumulation des stocks, et finalement à des ventes en sous-main, qui amenèrent l'effondrement des prix.

A la fin de 1931, les stocks mondiaux de cuivre s'élevaient à 692.000 tonnes métriques, soit au double de ce qu'ils étaient lors de la constitution du cartel : ils représentaient six mois et demi de consommation. Les prix s'étaient effondrés entre 6 et 7 cents. Devant la gravité de cette situation, le Cartel réussit à obtenir l'accord de ses adhérents pour une réduction de leur production à 26 1/2 % de la capacité de leurs mines, et cette réduction fut portée à 20 % en mars 1932; mais de telles mesures étaient trop tardives. Les stocks continuèrent à s'accroître, et les prix à fléchir : ils tombèrent en dessous de 5 cents, entraînant la fermeture de la plupart des mines des Etats-Unis. Un droit d'entrée prohibitif de 4 cents par lb fut établi dans ce pays à partir du 14 juin 1932 : il n'a eu d'autre effet jusqu'à présent que de provoquer la dissolution du cartel du cuivre. Les membres de ce dernier restent toutefois liés jusqu'à la fin de 1932, par les engagements qu'ils ont pris en vue de réduire leur production, et certains d'entre eux ont même conclu, depuis lors, des ententes particulières, tant la nécessité d'un accord entre les producteurs se fait sentir dans cette industrie comme dans les autres.

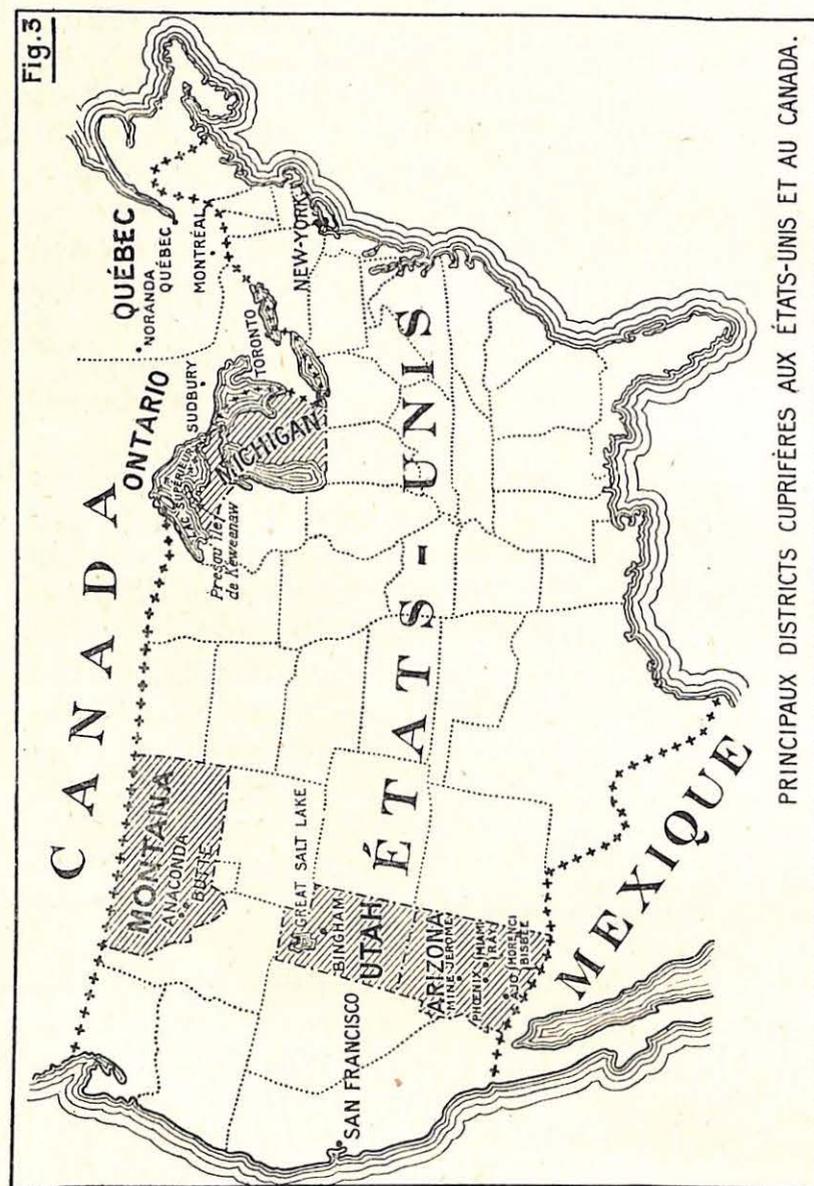
Il est intéressant de mentionner ici que, depuis ces dernières années, les mines de cuivre des Etats-Unis travaillent presque exclusivement pour le marché intérieur. Les importations et les exportations de métal rouge de la République étoilée s'équilibrent à peu près (292.950 T. courtes et 296.990 T. courtes respectivement en 1931); elles correspondent, en majeure partie, à l'activité des raffineries de la côte Atlantique, qui réexportent sous forme de cuivre électrolytique le cuivre brut qu'elles reçoivent de mines étrangères appartenant, pour la plupart, à des compagnies américaines.

* * *

Parmi les Etats de l'Union, il en est quatre qui figurent au premier rang de l'industrie nationale du cuivre, produisant ensemble plus de 80 % du métal rouge extrait dans le pays. Ce sont, par ordre d'importance, l'Arizona, l'Utah, le Montana et le Michigan (fig. 3).

Le Michigan fut le premier en date des Etats producteurs de cuivre de la République étoilée. Les célèbres gisements du Lac Supérieur, exploités à partir de 1845, restèrent les plus importants de l'Union jusqu'en 1887, date à laquelle ils furent dépassés par ceux du Montana. En 1907, l'Arizona prit à son tour la première place, qu'il garde depuis lors, et en 1926, l'Utah se classa au second rang.

Le tableau suivant donne la part prise par ces quatre Etats dans la production de cuivre des Etats-Unis, en 1929 et en 1930, d'après les relevés de l'« U. S. Bureau of Mines » dont les chiffres sont légèrement inférieurs à ceux de l'« American Bureau of Metal Statistics ».



| | Production | | | | Michi- gan. (1) |
|---------------|---------------------------|----------|---------|----------|-----------------------|
| | totale des Etats-Unis. | Arizona. | Utah. | Montana. | |
| 1930 | | | | | |
| Tonnes | | | | | |
| courtes . . . | 1.001.432 | 414.603 | 162.983 | 149.947 | 93.201 |
| % | 100 | 41,4 | 16,2 | 14,9 | 9,3 |
| 1929 | | | | | |
| Tonnes | | | | | |
| courtes . . . | 697.195 | 285.449 | 102.885 | 99.398 | 84.691 |
| % | 100 | 41 | 14,7 | 14,2 | 12 |

Au cours d'un voyage d'études récent, nous avons tenu à visiter les principales mines de cuivre de ces quatre Etats, chacun d'eux présentant un intérêt particulier au point de vue des gisements et des méthodes d'exploitation.

Le Michigan et le Montana possèdent des gisements en veines ou en filons, dont les teneurs en cuivre, respectivement de l'ordre de 2 et de 5 %, doivent être considérées comme relativement élevées. Ils ont pu, dès lors, rester fidèles sans trop de désavantage aux méthodes classiques : l'exploitation s'effectue principalement par foudroyage retraitant dans le premier de ces Etats; par remblayage, avec progression horizontale ou inclinée des brèches d'abatage, dans le second.

L'Utah et l'Arizona possèdent surtout des gisements massifs de caractère porphyrique, où la teneur s'abaisse parfois à 0,6 %. Ces gisements ont nécessité la mise au point de méthodes nouvelles, permettant l'exploitation en masse et fortement mécanisée d'importants tonnages de minerai, soit à ciel ouvert, soit par sous-cavement.

L'importance croissante de la production de cuivre du Canada nous a déterminé, d'autre part, à visiter à la même occasion les principales mines de cuivre de ce pays,

(1) Chiffres rectifiés d'après ceux donnés pour le district du Lac Supérieur (Year Book A. B. M. S. pour 1931, page 23).

situées dans les provinces d'Ontario et de Québec. Ces mines produisent en même temps d'autres métaux (nickel ou or), dont les prix n'ont pas été atteints par la dépression mondiale, et c'est ce qui permet au Canada de maintenir sa production de cuivre à un niveau élevé, comme le montre le tableau suivant, malgré la crise actuelle.

Production de cuivre en tonnes métriques.

| | Dans le monde. | Aux Etats-Unis. | | Au Canada. | |
|----------------|-------------------|-----------------------------|----|----------------------|-----|
| | | Tonnes métriques. | % | Tonnes métriques. | % |
| 1929 | 1.930.370 | 931.103 | 48 | 109.908 | 5,7 |
| 1930 | 1.587.235 | 644.738 | 40 | 137.743 | 8,6 |
| 1931 | 1.362.147 | 475.940 | 35 | 132.117 | 9,7 |
| 1800 à 1931 | 43.000.000 | 20.500.000 (depuis 1845) | 48 | | |

(1) Pour la rédaction de notre travail, nous avons complété nos notes de voyage à l'aide de renseignements puisés dans les excellentes « Information Circulars » de l'U. S. Bureau of Mines, et dans diverses publications. Nous donnons la liste de ces références à la fin du présent ouvrage, et nous tenons en outre à exprimer notre gratitude aux ingénieurs et aux industriels américains qui ont eu l'amabilité de nous documenter de vive voix lors de notre passage dans leurs mines.

CHAPITRE II.

Les mines de cuivre du Michigan.

§ I. — Gisements et production.

Les gisements de cuivre de l'Etat de Michigan sont situés dans la presqu'île de Keweenaw, qui s'avance dans les eaux du Lac Supérieur, à partir de la rive Sud de ce dernier, suivant une direction Nord-Est.

Ils se rencontrent dans les roches de la série dite de Keweenaw, qui se place elle-même, dans l'échelle stratigraphique, au-dessus du Huronien Supérieur, c'est-à-dire au sommet du système Algonkien. Ils font ainsi partie de ces formations précambriennes qui, partant de la côte Est du Groënland, recouvrent comme un énorme bouclier la plus grande partie du Canada et s'étendent, vers le Sud, jusque dans le Minnesota et le Wisconsin.

Ces gisements sont constitués par des bancs de conglomérat, interstratifiés dans des roches éruptives (diabases et mélaphyres); ou encore, par les couvertures amygdaloïdes de ces roches éruptives elles-mêmes. Le cuivre s'y trouve à l'état natif, soit qu'il imprègne le ciment des conglomérats, soit qu'il remplisse, sous forme de grains, les amygdales des amygdaloïdes. Suivant l'hypothèse la plus plausible, il y a été déposé par infiltration et remplacement. Des solutions thermales de sulfure et d'arséniure de cuivre, venues sous haute pression de l'intérieur, ont pénétré à la faveur de cassures dans les bancs poreux : ces derniers contenaient des minéraux fortement oxydés tels que la magnétite, qui par réaction sur

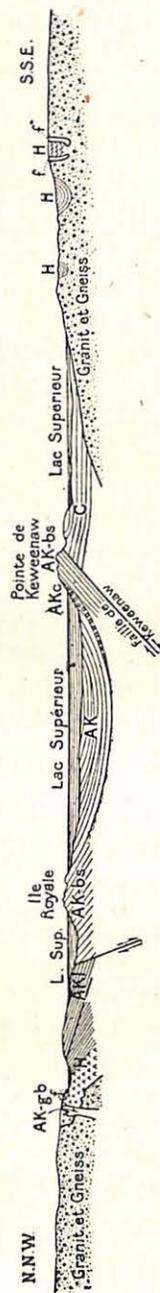


Fig. 4. — Coupe NNW-SSE à travers l'île Royale et la presqu'île de Keweenaw, d'après C. R. Van Hise et C. K. Leith (U. S. Geological Survey, Monograph 52, 1911), revue par B. S. Butler et W. S. Burbank (U. S. Geol. Surv., Professional Paper 144, 1929).

Légende :

| | | |
|---------|---|---|
| C | = | Cambrien (grès de Potsdam). |
| AK | = | conglomérat, grès et schiste ardoisier. |
| AKc | = | grand conglomérat. |
| AK - bs | = | mélaphyres et diabases. |
| AK - gb | = | roches basiques intrusives. |
| AK - l | = | conglomérat, grès, schiste, calcaire. |
| H | = | Huronien. |
| f | = | gisement de fer. |

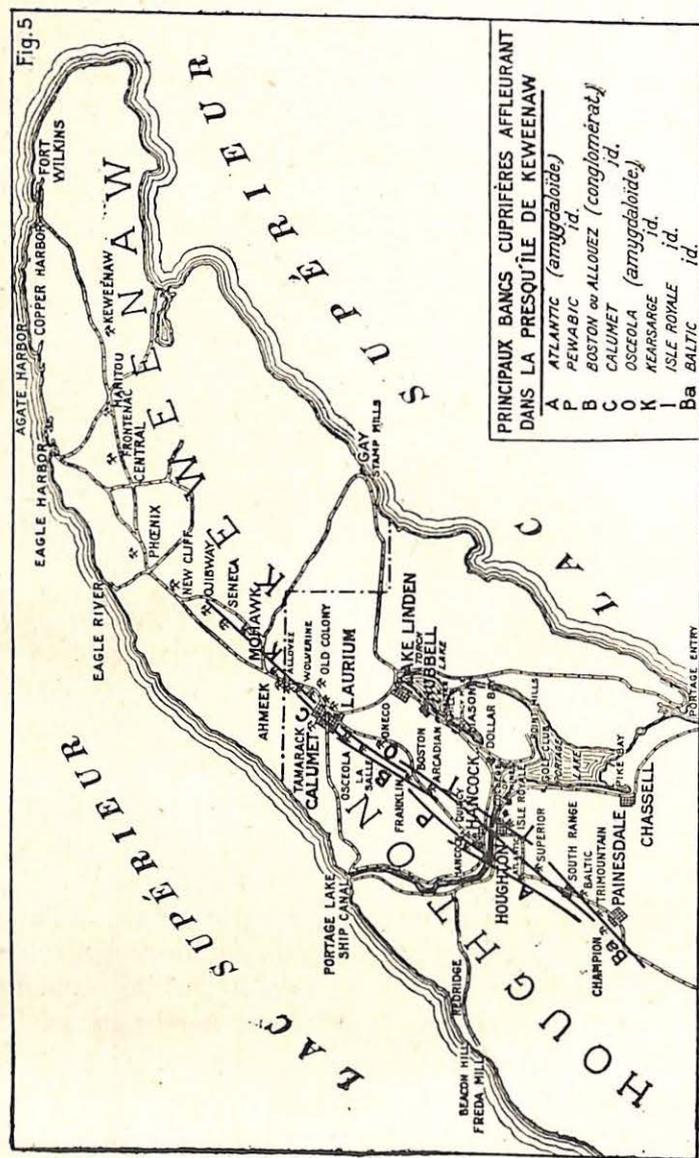
Série de Keweenaw.

les solutions sulfurées et arséniées, précipitèrent le cuivre.

Les bancs de la série de Keweenaw affleurent dans la presqu'île du même nom, suivant une ligne S.-W.-N.-E., parallèle à ses deux côtes et à peu près équidistante de celles-ci. L'épaisseur totale de la série varie de 20 milles à l'extrémité S.-W., à 5 milles à l'extrémité N.-E. de la péninsule. Le pendage des bancs à partir des affleurements dont nous venons de parler, s'effectue vers le N.-W., sous un angle qui varie de 70° à 25° de la première à la seconde extrémité. Les bancs plongent sous les eaux du Lac Supérieur, pour se relever ensuite et réaffleurer dans l'île Royale et la côte N.-W. du Lac, formant ainsi un vaste synclinal (fig. 4). Il en résulte que leur pendage s'aplatit graduellement, quoique légèrement, en profondeur.

À l'Est, la série est séparée du grès cambrien par la grande faille de Keweenaw, qui affleure elle aussi sur presque toute la longueur de la presqu'île, et dont la direction et le pendage sont sensiblement les mêmes que ceux des bancs, son pendage s'effectuant toutefois sous un angle un peu plus plat. C'est sur cette faille que la série aurait été charriée vers l'Est au-dessus du grès cambrien sur lequel elle repose en discordance; et d'après certains géologues, c'est cette même faille qui aurait servi de canal d'amenée aux solutions hydrothermales de cuivre, ces dernières s'étant ensuite répandues facilement à travers la série grâce aux nombreuses failles secondaires qui la sillonnent aux endroits où elle est coupée par la faille de Keweenaw.

Dix-huit bancs — dont trois de conglomérat et quinze d'amygdaloïde — ont été minéralisés de cette manière. Le plus important est le célèbre conglomérat de Calumet.



duquel provient plus de la moitié du cuivre extrait dans le district, le reste provenant en majeure partie des cinq bancs d'amygdaloïde de Pewabic, Osceola, Kearsarge, Isle Royale et Baltic. Les affleurements de ces bancs sont indiqués sur la carte fig. 5.

Leur puissance varie d'un à quinze mètres : elle varie en outre, pour un même banc, avec la profondeur, les amygdaloïdes étant plus épais en profondeur qu'en surface, et le contraire s'observant dans les conglomérats. La teneur en cuivre décroît en profondeur dans les deux types de bancs : elle était de l'ordre de 3 % dans les niveaux supérieurs où se faisait naguère l'exploitation, tandis qu'elle n'est plus que de 1 % en moyenne dans ceux exploités aujourd'hui. La teneur moyenne du minerai remonté actuellement à la surface est toutefois d'environ 2 % : les mines où la teneur de la veine est inférieure à ce chiffre procèdent à un triage préliminaire dans les chantiers d'abatage.

Il existe en outre de petits filons de cuivre massif, formés par le remplissage de failles secondaires ou de cassures parallèles ou normales à la direction, et qui firent l'objet des premières exploitations. Celles-ci commencèrent en 1845, avec une production de 112 tonnes de cuivre la première année. Ce ne fut qu'en 1852 que fut découvert l'amygdaloïde d'Isle Royale, en 1856 celui de Pewabic, et en 1864 le conglomérat de Calumet.

A l'heure actuelle, les diverses mines du district (cfr. carte fig. 5) sont contrôlées par cinq compagnies, dont la plus importante est la « Calumet and Hecla Consolidated Copper Co ». Le tableau suivant, dans lequel ces compagnies se trouvent rangées suivant l'ordre où elles se présentent géographiquement le long du bassin, du N.-E. au S.-O., montre que 70 % de la production de

cuiivre du Michigan provient des mines du groupe de la « C and H ». L'ensemble du bassin est d'ailleurs à son déclin : sa production maxima a été atteinte en 1916, avec 134.500 tonnes courtes, dont 77.056 pour le groupe de la Calumet and Hecla.

*Production des Compagnies cuprifères du Michigan,
en tonnes courtes, de 1929 à 1931.*

| | 1929 | 1930 | 1931 |
|---|--------|--------|--------|
| Seneca Copper Co | 1.499 | 2.429 | 0 |
| Mohawk Mining Co | 10.022 | 6.583 | 6.550 |
| Calumet & Hecla Consolidated Copper Co et son groupe | 67.347 | 58.199 | 40.050 |
| Quincy Mining Co | 2.230 | 5.470 | 3.733 |
| Copper Range Co et son groupe | 12.099 | 11.900 | 8.861 |
| Divers | 4 | 110 | 0 |
| Product. totale du Michigan. | 93.201 | 84.691 | 59.194 |

§ II. — Puits et voies d'accès.

Les puits sont alignés plus ou moins exactement le long des affleurements des bancs cuprifères (fig. 5). Ils ont été établis à des intervalles variant de 200 m. à 870 m.; la zone d'exploitation moyenne d'un puits s'étendant sur 500 m. environ en direction dans la veine qu'il dessert. Des concentrations ont été opérées, reportant l'extraction sur certains puits et les services accessoires sur d'autres : toutefois, un puits ne dessert jamais qu'une veine, tandis qu'une veine est desservie en général par plusieurs puits.

La régularité relative des bancs, leur pente modérée et assez uniforme, permirent de se contenter, pendant longtemps, de puits inclinés établis dans la veine. Cette

dernière étant en général (tout au moins dans le cas d'une veine amygdaloïde) moins dure que les terrains encaissants, le creusement du puits s'en trouvait facilité et, d'autre part, les frais de ce creusement étaient payés en partie par le minerai extrait. Mais le principal avantage de cette solution résidait dans la suppression des nombreux travers-bancs qui eussent été nécessaires aux divers étages d'exploitation pour relier la veine à un puits creusé en dehors de celle-ci. Ainsi se trouvaient réduits, non seulement le nombre des galeries à creuser et à entretenir, mais aussi la longueur totale des transports souterrains.

On conçoit que les exploitants du Lac Supérieur soient restés fidèles; tant qu'ils l'ont pu, à cette solution, et qu'ils se soient efforcés d'en pallier les inconvénients, qui s'aggravaient avec la profondeur.

L'un de ces inconvénients est comme on le sait l'usure du câble d'extraction, qui vient en contact, par l'intermédiaire de galets il est vrai, avec le mur et le toit du puits incliné. Pour y remédier, le puits n° 7 de la « Quincy Mining Co » a été creusé de manière que son axe dessine une courbe caténaire : les câbles d'extraction y pendent librement en chaînette, sans venir en contact avec le toit ni avec le mur. L'inclinaison du puits sur l'horizontale est de 53° à la surface, et de 43° à 1220 m. de profondeur; le creusement a pu être effectué sans trop s'écarter de la veine, dont le pendage s'aplatit légèrement en profondeur, comme nous l'avons vu.

D'autres inconvénients, plus graves, résultent des pressions considérables exercées sur les parois des puits inclinés établis dans la veine aux profondeurs atteintes aujourd'hui par les exploitations, profondeurs qui, dans certains cas, sont comprises entre 1500 et 1700 m. Il

devient alors nécessaire de laisser inexploités d'importants massifs de minerai de part et d'autre de ces puits; ces stots de protection, coûteux par le délai d'extraction du minerai qu'ils contiennent, ne suffisent pas d'ailleurs à empêcher l'effondrement du toit ni le soufflage du mur, qui rendent onéreux l'entretien des puits et entravent la marche régulière de l'extraction.

Pour y remédier, certains puits ont été creusés dans des bancs situés au mur de la veine, parallèlement à la pente de celle-ci et aussi près d'elle que possible, afin de réduire au minimum la longueur des travers-bancs d'accès.

Il est parfois arrivé, lorsque les Compagnies minières ne disposaient pas du terrain nécessaire sur les affleurements ou au mur de ceux-ci, que des puits inclinés ont été creusés au toit des veines, mais ils ont donné lieu à de graves mécomptes, se trouvant dans une zone soumise aux mouvements de terrain consécutifs à l'exploitation.

Enfin, un certain nombre de puits verticaux ont été creusés au toit. Le plus important est le « Red Jacket Shaft » qui sert à remonter les produits des exploitations établies dans le conglomérat de Calumet, sans pénétrer toutefois jusqu'à la base de ces exploitations. Nous examinerons en détail cette remarquable solution du problème de l'extraction et des transports souterrains, réalisée par la « Calumet and Hecla Consolidated Copper Co ».

1° *Le problème de l'extraction dans le conglomérat de Calumet, et la solution d'ensemble adoptée.*

Jusqu'à la profondeur de 1500 m., l'extraction était effectuée par puits inclinés établis dans la veine. Cette dernière consiste, comme nous le verrons plus loin, en

un conglomérat très dur, de 3^m,60 à 6 m. d'épaisseur, avec pendage N.-W. de 38° à 36°. Les roches éruptives encaissantes sont de l'espèce appelée « trap » (sorte de mélaphyre). Le toit est sillonné de nombreuses cassures qui lui enlèvent toute solidité et favorisent par suite la transmission des efforts verticaux dûs au poids des terrains. Le mur est constitué par la couverture amygdaloïde du trap sous-jacent : cette couverture imprégnée de minéraux tendres (calcite, chlorite) cimentés par une sorte de cendre volcanique friable, est peu dure, et par suite susceptible de se gonfler et de se boursouffler sous l'action de pressions localisées, donnant lieu au phénomène bien connu de nos mineurs sous le nom de soufflage du mur.

La mauvaise qualité des terrains encaissants et les pressions énormes subies par les puits inclinés obligeaient de protéger ceux-ci par un massif frontal et d'importants massifs latéraux de 30 m. de largeur, ménagés dans le conglomérat (fig. 6). Ces précautions devinrent insuffisantes aux profondeurs de 1300 à 1500 m. : le massif de

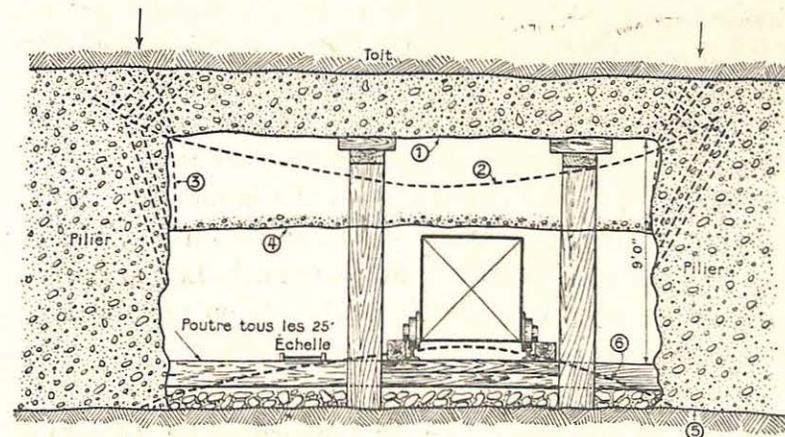


Fig. 6. — Coupe transversale d'un puits incliné établi dans le conglomérat de Calumet, montrant les mouvements du toit et du mur.

protection frontal s'incurvait suivant la ligne 2, sous la pression du toit, puis se brisait aux angles supérieurs, suivant les lignes 3 et s'affaissait ensuite jusqu'à la ligne 4, moment où un recarrage devenait nécessaire. Le mur se boursouflait sous la pression transmise par les massifs de protection latéraux, et gonflait ainsi jusqu'à atteindre la ligne 6. L'entretien et les réparations devaient s'effectuer d'une manière continue, même pendant le poste d'extraction, ce qui entravait la remonte régulière des produits et entraînait, d'autre part, des frais considérables.

Pour pouvoir continuer l'extraction en dessous de 1500 m., la Compagnie mit à l'étude une solution qui évitât ces inconvénients dans la mesure du possible, et qui permît en même temps de récupérer les massifs de protection laissés autour des onze puits inclinés établis au-dessus de ce niveau.

Elle fut ainsi amenée à concentrer son extraction sur un seul puits vertical à grande section, le Red Jacket Shaft, reliant à la surface le niveau de 1510 m. où fut établi le roulage principal (fig. 7). Ce dernier niveau fut lui-même relié aux exploitations sous-jacentes par deux puits inclinés, établis dans le conglomérat en dessous de 1510 m. Ceux existant au-dessus de ce niveau furent mis hors service, à l'exception d'un seul, le n° 12 de Hecla, établi à l'extrême S.-W. de la mine, qui a été maintenu pour la descente d'une partie du matériel et la circulation d'une partie du personnel. Leurs massifs de protection sont actuellement dépilés en retraitant du fond vers la surface.

L'exhaure s'effectue par les puits verticaux nos 5 et 3, qui avaient été creusés par la Compagnie de Tamarack aujourd'hui rachetée par la « Calumet and Hecla ». Le

puits n° 3 sert en outre à la descente du matériel pour la partie Nord des exploitations.

La solution que nous venons de décrire dans ses grandes lignes permet de conserver, dans une certaine mesure, l'avantage principal de la desserte par puits inclinés établis dans la veine, qui est de réduire le nombre des galeries et la longueur totale des transports souterrains.

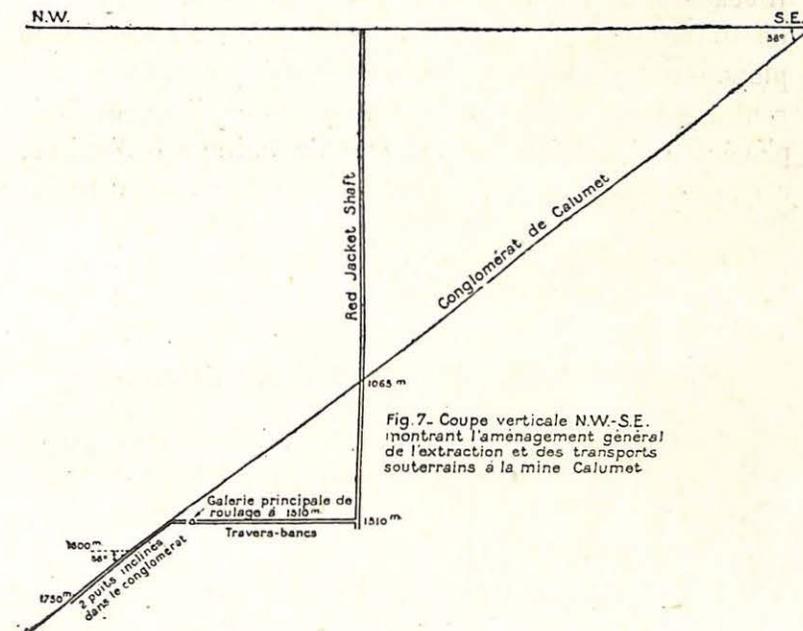


Fig. 7. Coupe verticale N.W.-S.E. montrant l'aménagement général de l'extraction et des transports souterrains à la mine Calumet

2° Le « Red Jacket Shaft ».

Le « Red Jacket Shaft » est un puits vertical à section rectangulaire : il comprend six compartiments de 2^m,40 × 1^m,90 de section utile (fig. 8). Les quatre compartiments extérieurs servent à l'extraction du minerai à l'aide de skips, tandis que les deux compartiments cen-

traux, munis de cages, servent à la descente des matériaux et à la circulation du personnel.

Le revêtement du puits est constitué de cadres de boisage de 30 cm. d'épaisseur, placés tous les 1^m,50. A l'endroit où le puits rencontre la veine (fig. 7), il est soumis à de fortes pressions dues au glissement du toit, et ces pressions se font sentir sur 120 m. environ de hauteur au dessus de ce point, quoique l'on ait pris la précaution de laisser dans la veine un massif inexploité de 150 m. de côté autour de son intersection avec le puits. Le boisage du puits a dû, par conséquent, être renforcé dans cette zone au moyen de pièces de bois placées à l'extérieur des cadres de boisage ordinaires, avec interposition de « blocs d'écrasement » entre les deux boisages (fig. 8). Ce dispositif, connu sous le nom d'« umbrella timbering », protège momentanément le

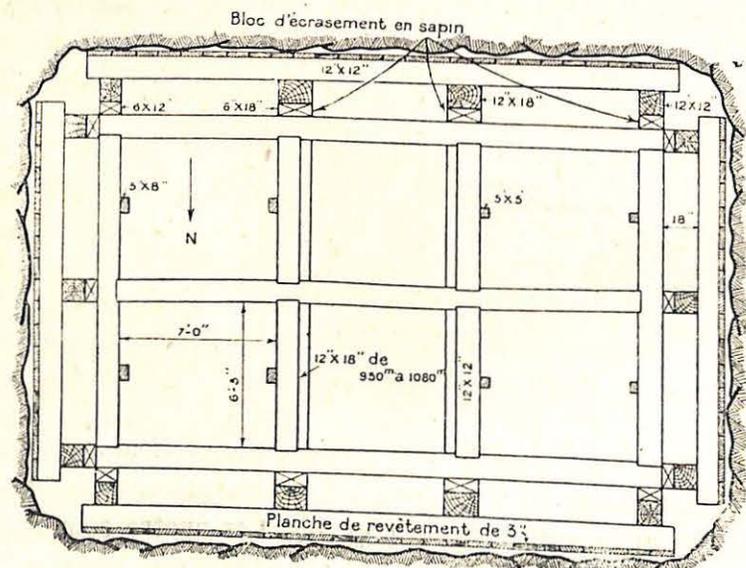


Fig. 8. — Coupe horizontale à travers le « Red Jacket Shaft » montrant le dispositif de revêtement (« umbrella timbering ») employé pour la traversée de la zone de fortes pressions.

boisage intérieur contre la pression du terrain, et permet d'effectuer les réparations nécessaires sans déranger le service de l'extraction.

Les skips, d'une capacité de 7 t. 1/2, sont du type Kimberley, auto-déverseur; ils sont actionnés au moyen de câbles en acier, par deux machines d'extraction à vapeur de 8.000 HP., à six cylindres verticaux. Ces machines sont d'une régularité de marche parfaite; qualité précieuse pour la commande de câbles d'extraction qui, vu la profondeur, n'ont pu être calculés qu'avec un coefficient de sécurité de 4. La vitesse de translation est modérée (11^m,20 à la seconde), ce qui donne au puits une capacité d'extraction de l'ordre de 350 tonnes à l'heure.

Les skips se chargent de minerai sous les trémies de 1510 m., et le déversent à la surface dans d'autres trémies aboutissant à des broyeurs à mâchoires, qui effectuent un concassage primaire à l'orifice même du puits. Le minerai concassé est ensuite expédié à l'usine de préparation mécanique située à Lake Linden (fig. 5), puis à la fonderie sise à Hubbell, d'où le cuivre pur (cuivre des Lacs) est expédié vers l'Est, soit par les steamers des Lacs soit par voie ferrée.

3° Le niveau de roulage principal de 1510 m.

Le « Red Jacket Shaft » est relié par un travers-bancs à une galerie principale de roulage (fig. 7) creusée en direction dans le mur, à une distance horizontale de 61 m. du conglomérat. On a choisi, pour l'établissement de cette galerie, un banc d'amygdaloïde tendre, séparé du conglomérat par des bancs résistants de trap, d'épaisseur suffisante pour absorber les pressions dues aux mouvements de terrain résultant des exploitations.

La galerie principale de roulage a été creusée aux dimensions de 2^m,75 × 3^m,65 entre parois nues. Son soutènement consiste simplement en un boisage aux endroits où il est nécessaire, mais les parois de la galerie ont été recouvertes de gunité sur toute leur longueur, afin de soustraire les minéraux tendres qu'elles contiennent à l'influence délétère de l'atmosphère de la mine.

Un raillage à écartement de 1^m,32, avec rails de 22 k. 68, permet la circulation de locomotives électriques à trolley de 13 et 10 tonnes, alimentées de courant continu sous 250 volts, et pouvant remorquer des trains de 12 wagons de 7 t. 1/2. Les trains circulent sous le contrôle d'un block-system électrique, complètement automatique, et les portes d'aérage dans les galeries du niveau de 1510 m. sont ouvertes et fermées mécaniquement par les trains en marche.

La galerie principale de roulage est reliée par des travers-bancs aux têtes des puits inclinés établis dans le conglomérat pour desservir les exploitations sous-jacentes. Les wagons viennent s'y charger de minerai sous des silos alimentés par les skips des puits inclinés, et vont se décharger à leur tour par basculage dans les silos du Red Jacket Shaft. La longueur totale du transport, depuis ce dernier jusqu'à l'extrémité S.-W. de la galerie, est de trois kilomètres.

4° Les puits inclinés établis sous 1510 m.

Deux puits inclinés ont été établis dans le conglomérat, pour relier le niveau de 1510 m. aux exploitations qui sont situées actuellement entre 1510 m. et 1750 m. Ces puits sont desservis par des skips actionnés par des machines d'extraction électriques installées au niveau de 1510 m.

Les skips viennent se charger de minerai sous les trémies établies aux différents niveaux d'exploitation : ils se déversent automatiquement dans les silos établis à la tête des puits inclinés.

§ III. — Méthodes d'exploitation.

La majorité des mines du district emploient actuellement les méthodes du foudroyage retraitant, qui ont été mises au point par la « Calumet and Hecla Consolidated Copper Co », soit dans sa mine de Calumet, soit dans ses mines filiales d'Isle Royale et d'Ahmeek. Toutefois, certaines Compagnies ont conservé les méthodes directes ou avançantes, naguère en honneur dans tout le bassin : il est d'ailleurs probable que, dans un avenir prochain, ces Compagnies seront amenées à adapter à leurs gisements les méthodes retraitantes, plus économiques et plus sûres.

Cette adaptation vient d'être réalisée par l'une d'elles, la « Copper Range Co », qui dans sa mine de Champion a transformé la méthode avançante par remblayage, qu'elle employait naguère, en méthode retraitante par remblayage.

A. — METHODES RETRAITANTES PAR FOUDROYAGE

Ces méthodes présentent dans le district de Keweenaw trois variantes principales, que nous proposons de nommer le foudroyage naturel, le foudroyage différé et le foudroyage amorti. La première est la plus importante : elle a été mise au point à la mine Calumet.

1° *Méthode du foudroyage naturel, employée à la mine Calumet.*

Le conglomérat de Calumet (voir carte fig. 5) — le plus important et le plus régulier des bancs cuprifères du Michigan — est une formation de couleur rougeâtre, faite de galets de felsite et de porphyre quartzeux, cimentés à l'aide d'éléments fins de même composition, et aussi à l'aide de quartz, de calcite et de cuivre natif. La minéralisation y est relativement uniforme; on y rencontre toutefois assez fréquemment des intercalations de grès stérile, qui se trouvant entre deux parties minéralisées doivent être abattues avec elles.

L'épaisseur de la veine varie de 3^m,60 à la surface, à 6 m. sous 1500 m. de profondeur. La teneur en cuivre y décroît malheureusement en raison inverse de l'épaisseur, passant de plus de 5 % à la surface, à 2 % et moins aux profondeurs de 1500 à 1750 m. où se fait actuellement l'exploitation. D'autre part, l'extension latérale du conglomérat de Calumet est moindre que celle de la plupart des autres bancs cuprifères de la série : il ne contient de cuivre en quantité exploitable que sur trois kilomètres environ en direction.

Le pendage de ce conglomérat, qui s'incline comme les autres bancs de la série vers le N.-W., est de 38° à la surface : il s'aplatit légèrement en profondeur et passe à 36° à 1600 m. La direction est N. 33° E.

Les terrains encaissants sont de qualité médiocre, comme nous l'avons vu.

Jusqu'à 1060 m. de profondeur, on avait recouru aux méthodes dites « directes » ou « avançantes », caractérisées, comme on le sait, par l'avancement dans le même sens du front d'abatage et des galeries horizontales de desserte du dit front. Ces galeries, établies à des inter-

valles de 30 m. comptés suivant l'inclinaison, étaient protégées par des piliers lenticulaires en direction de 2^m,50 à 4^m,50 d'épaisseur, laissés dans le conglomérat et destinés à être enlevés par la suite. Dans d'autres chantiers, exploités dans le même conglomérat par la Compagnie de Tamarack, aujourd'hui rachetée par la « Calumet and Hecla », ou employait la méthode dite des chambres et des piliers, qui était, elle aussi, une méthode avançante avec abandon de massifs; mais les proportions plus considérables données aux piliers de Tamarack permirent de continuer l'emploi de cette méthode jusqu'à une profondeur de 1520 m. De nombreux et graves accidents se produisirent à ces profondeurs, par éclatement des piliers sous la pression du toit (1), et décidèrent de l'adoption de méthodes retraitantes, non seulement dans tous les chantiers de la « Calumet and Hecla », à partir de 1908, mais encore, quelques années plus tard, dans la majorité des mines du district.

Ces méthodes sont caractérisées par le creusement préalable, en ferme, des galeries horizontales de desserte des chantiers, jusqu'aux confins du champ d'exploitation. Les fronts d'abatage des massifs intercalaires sont ensuite poussés en retraitant depuis les extrémités des galeries jusqu'à leur origine, ce qui permet de laisser ébouler le toit derrière soi, sans devoir organiser de protection pour les galeries.

Dans la méthode actuellement en usage à la « Calumet and Hecla » pour l'exploitation du conglomérat sous le niveau de 1510 m., l'enlèvement du minerai est pratiquement complet.

(1) On a constaté, dans les chantiers de la « Calumet and Hecla », que de 600 à 1.065 mètres de profondeur, la pression du toit provoquait un écrasement lent des piliers par feuilletage, tandis que sous 1.065 mètres, elle donnait lieu à un véritable éclatement des piliers, avec affaissement instantané du toit et violente chasse d'air.

Le gisement est divisé par les deux puits inclinés dont nous avons parlé plus haut et qui ont été établis dans le conglomérat à 1560 m. de distance l'un de l'autre. Le champ d'exploitation de chacun de ces puits s'étend donc sur 780 m. en direction de chaque côté.

Des galeries en direction, de 2^m,10 de haut sur 2^m,40 de large, sont creusées dans le conglomérat à partir de ces puits, à des intervalles de 30 m. mesurés suivant l'inclinaison, jusqu'aux confins du champ d'exploitation de chacun d'eux (fig. 9).

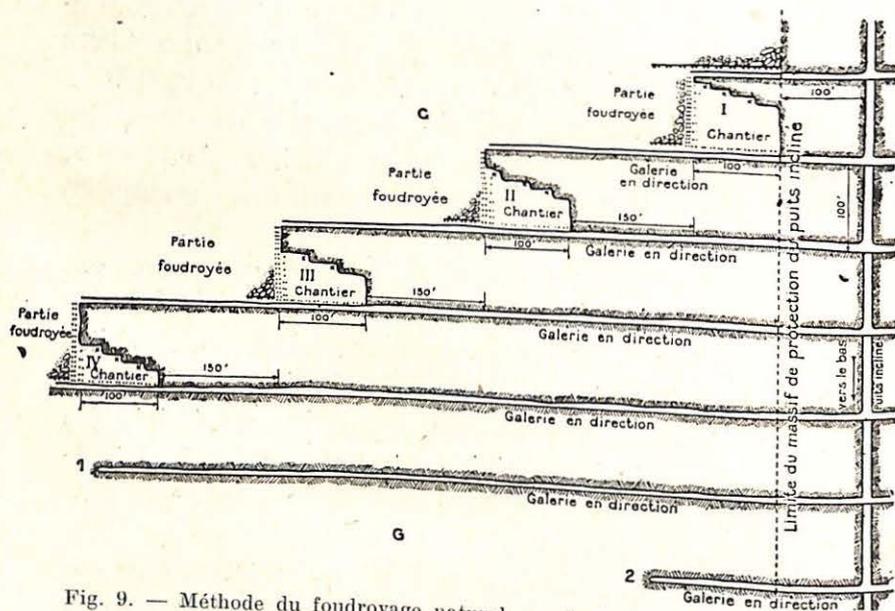


Fig. 9. — Méthode du foudroyage naturel, employée à la mine Calumet. Disposition générale des chantiers en cours d'exploitation, et des galeries en cours de creusement.

Les intervalles compris entre elles sont ensuite exploités par des chantiers qui, partant des limites du champ, rétrogradent vers le puits incliné. Ces chantiers sont arrêtés à 30 mètres de distance du puits, de manière

à laisser de chaque côté de celui-ci un massif de protection de 30 mètres de largeur; et l'on se propose même de porter cette largeur à 60 mètres pour les profondeurs plus grandes. Les massifs en question seront d'ailleurs enlevés eux-mêmes par la suite.

Les travaux sont organisés de manière à avoir simultanément, d'un même côté de chaque puits, un groupe G de galeries en creusement, et immédiatement au-dessus de ce groupe, un groupe C de 4 chantiers en exploitation. L'avancement des galeries est réglé de telle sorte, que la galerie supérieure 1 du groupe G atteigne la limite du champ d'exploitation avant que le chantier supérieur I du groupe C n'ait atteint le massif de protection du puits incliné. Les ouvriers abatteurs de ce chantier peuvent de cette manière passer sans perdre de temps, dès que son exploitation est terminée, à celle d'un nouveau chantier pris à partir de l'extrémité de la galerie 1.

D'autre part, chaque chantier du groupe C est en avance de 45 m. en direction sur celui qui lui est immédiatement inférieur. Cette progression étagée des chantiers vers le puits, entraîne comme conséquence que le foudroyage du toit s'effectue d'une manière graduelle, par échelons disposés suivant une diagonale faisant un angle obtus avec l'axe du puits.

L'exploitation d'un chantier se fait par enlevures montantes de 30 mètres de large, prises à partir de la galerie de base et progressant jusqu'à la galerie de tête (fig. 10). Le front d'abatage de l'enlevure est lui-même subdivisé en trois ou quatre gradins de 10 à 8 mètres de large et de 1^m,80 de haut, progressant en direction. Chaque gradin est attaqué, pour le forage des trous de mine, par une perforatrice Leyner à colonne ou par un marteau-perforateur tenu à la main, ces engins étant

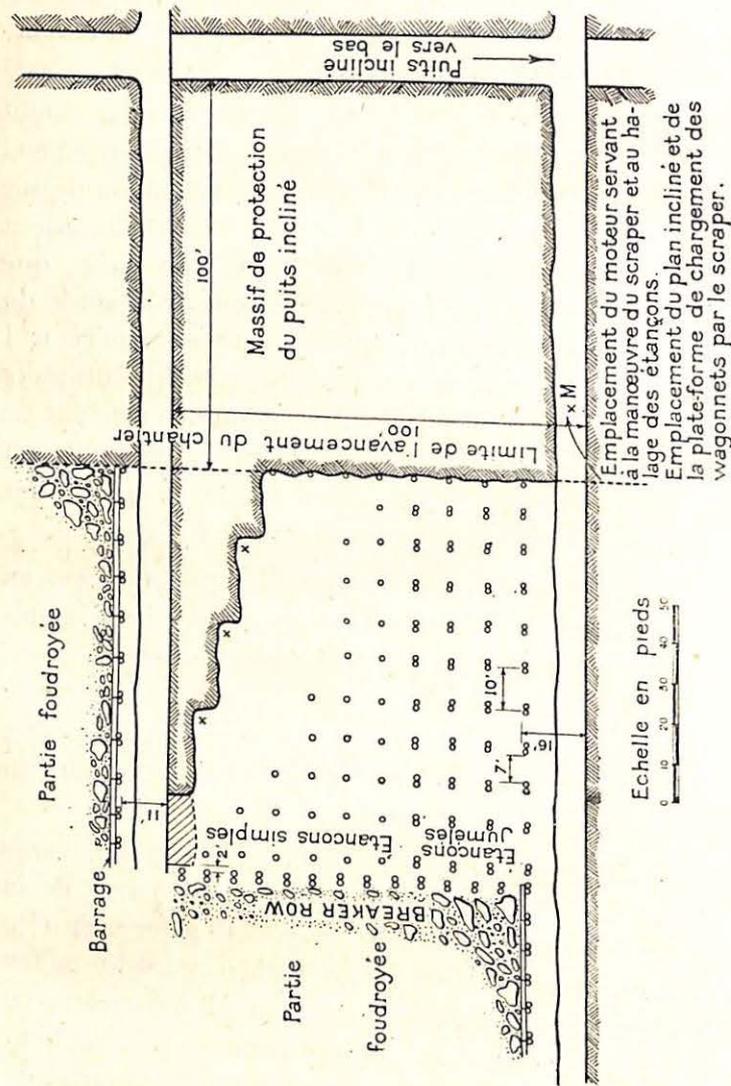


Fig. 10. — Exploitation d'un chantier dans la méthode du foudroyage naturel.

actionnés par de l'air comprimé sous une pression de 5 k., 6 par cm². Les trous de mine, de 3 m. de longueur maxima et de 45 à 32 mm. de diamètre, sont chargés de cartouches de 20 cm. de long et de 28 mm. de diamètre, contenant 40 % de nitroglycérine. Le détonateur est ordinairement placé au fond du trou et ce dernier est rempli presque complètement de cartouches, avec peu ou pas de bourrage. La mise à feu s'effectue à l'aide de mèches.

Le minerai abattu se brise en plaques dont la plus grande partie glisse sur le mur du chantier et vient tomber dans la galerie inférieure. Dans cette galerie se meut un scraper, actionné par un moteur Sullivan à air comprimé placé en M (fig. 10) : cet appareil effectue l'enlèvement du minerai par râclage du sol de la galerie, et son chargement dans les wagonnets.

La fig. 11 donne deux coupes en long (une coupe horizontale et une coupe verticale) du râcleur ; la fig. 12 donne la coupe verticale en long du plan incliné sur lequel monte le râcleur à la fin de son voyage de retour, et de la plate-forme de déchargement à laquelle il aboutit, ainsi que du wagonnet dans lequel il se décharge.

Une partie du minerai abattu (15 % environ) reste dans le chantier. Son enlèvement s'effectue également à l'aide du scraper : grâce à des poulies de renvoi, on amène le râcleur à pénétrer dans le chantier.

Les wagonnets dans lesquels le minerai est chargé par le scraper ont une capacité de 3 tonnes 3/4. Ils sont remorqués dans la galerie de desserte du chantier, sur voie à écartement de 1^m,22, par des locomotives électriques à accumulateurs Exide, de 3 tonnes et de 7 tonnes, qui les amènent jusqu'au puits incliné, où ils sont dé-

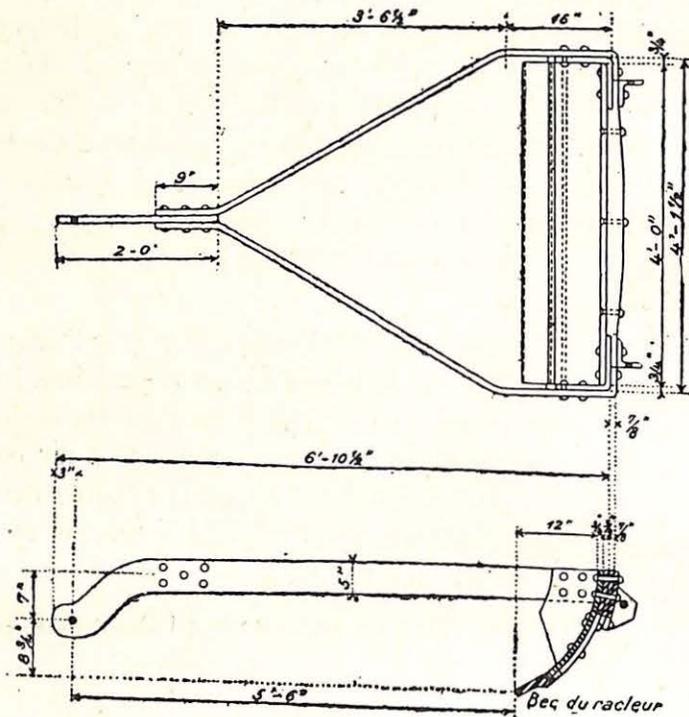


Fig. 11. — Coupes en long (horizontale et verticale) à travers le râcleur du scraper employé dans les chantiers de la mine Calumet.

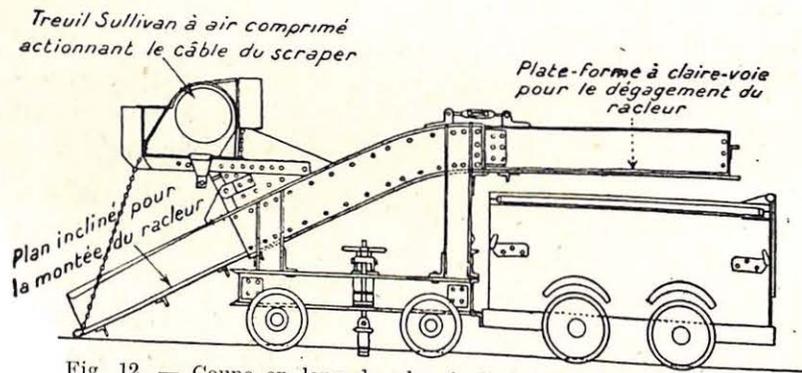


Fig. 12. — Coupe en long du plan incliné et de la plate-forme de déchargement du scraper.

versés par basculage longitudinal dans les trémies de chargement des skips.

Chaque enlevure montante met trois mois environ pour progresser depuis la galerie de base jusqu'à celle de tête.

Un soutènement temporaire du toit, à l'aide d'étauçons, est organisé pour protéger les mineurs contre des éboulements partiels, pendant la durée de cette progression. Ces étauçons sont des troncs de bouleau, d'érable ou de sapin noir, essences peu durables (leur durée moyenne est de 4 à 6 mois au fond de la mine). Leur diamètre est de 61 cm.: ils sont légèrement potelés au mur et calés au toit à l'aide de coins. Nous avons vu procéder, en moins de dix minutes, à la mise en place d'un de ces énormes étauçons, dans un chantier de 6^m,10 d'ouverture. Amené sur truck à la galerie inférieure, à proximité du point M (fig. 10), l'étauçon y est saisi par un grappin qu'on attelle, pour cette opération, au câble du scraper, en lieu et place du râcleur. C'est donc le moteur du scraper qui hisse l'étauçon à l'endroit voulu du chantier, et qui à cet endroit le dresse perpendiculairement entre toit et mur, grâce à une poulie de renvoi maintenue au toit par une perche.

Ces étauçons, placés à des intervalles de 3 m., sont jumelés dans la partie inférieure du chantier, où leur durée doit être plus longue et où la pression est plus considérable (fig. 10). Dans la partie supérieure, on se contente d'étauçons simples; et même, au sommet du chantier où l'on est protégé par le front d'abatage et où, d'autre part, le chantier doit rester peu de temps ouvert, on supprime tout soutènement.

Lorsque l'enlevure est sur le point d'atteindre la galerie supérieure, on place, suivant la pente, du côté de

l'enlevure suivante, une rangée d'étauçons jumelés (fig. 10) à des intervalles de 2^m,10 mesurés suivant l'inclinaison. Cette rangée, appelée « breaker row » (rangée de cassure) a pour fonction de délimiter le foudroyage du toit, qui se produira bientôt dans le vide laissé par la progression complète de l'enlevure, et de l'empêcher de s'étendre à l'enlevure dont on va commencer l'exploitation (1).

On laisse le foudroyage s'opérer de lui-même, sans chercher à l'activer par un minage au toit ou par l'enlèvement du boisage.

2^o Méthode du foudroyage différé, pratiquée à la mine d'Isle Royale.

Le boisage des chantiers, dans la méthode de Calumet, est assez onéreux. D'autre part, dans des bancs cuprifères tels que l'amygdaloïde d'Isle Royale (voir carte fig. 5) la minéralisation est moins uniforme, et la veine présente des parties très pauvres et même stériles, qu'il est avantageux de ne pas abattre et d'utiliser comme piliers pour le soutènement temporaire du toit.

Ces piliers occasionnels seraient toutefois insuffisants pour un soutènement même provisoire. Afin de compléter leur action, de manière à pouvoir supprimer le boisage des chantiers, et pour tenir compte en même temps de l'inclinaison plus forte de la veine, qui atteint en moyenne 56°, la mine a été amenée à combiner le foudroyage retraitant avec la méthode connue aux Etats-Unis sous le nom de « Shrinkage stoping », en Europe

(1) A la fig. 10, la « rangée de cassure » n'a pas encore été placée entre l'enlevure en cours d'exploitation et l'enlevure qui doit être prise ensuite : mais on voit celle qui a été placée entre l'enlevure en cours d'exploitation et l'enlevure précédente, actuellement foudroyée.

sous les noms de « Speicherbau », « Magazinbau » ou tailles à magasin.

Dans cette méthode (fig. 13) on laisse s'accumuler dans le chantier, en dessous du front d'abatage convenablement incliné à cet effet, le minerai abattu, en se bornant à soutirer, par des trémies T placées à la couronne des galeries de base, la quantité correspondant au foisonnement. Le minerai abattu contribue ainsi, avec les piliers stériles abandonnés S, au soutènement provisoire du toit.

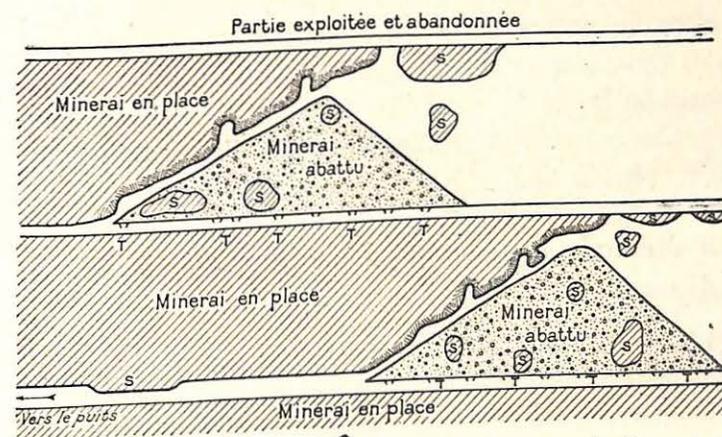


Fig. 13. — Méthode du foudroyage différé, pratiquée à la mine d'Isle Royale.

Les mineurs abattent le minerai à l'explosif, en se tenant sur la masse de minerai abattu. Le front d'abatage fait un angle de 30° à 35° avec les galeries en direction.

A mesure que de nouvelles longueurs de ce front ont atteint la galerie de tête, on vide, par les trémies de la galerie de base, la partie correspondante du chantier du minerai qu'il contient. Le toit n'est plus soutenu, dès lors, que par les piliers de stérile, qui s'écrasent à quelque distance en arrière, laissant le foudroyage s'opérer

au bout d'un certain laps de temps (foudroyage différé).

Comme dans la méthode précédente, les chantiers d'abatage progressent en échelons vers le puits, de manière que l'effondrement du toit se poursuive graduellement suivant une ligne oblique faisant un angle obtus avec le puits.

Le foudroyage est toutefois moins régulier que dans la méthode de Calumet, et d'autre part l'économie qui résulte de la suppression du boisage des chantiers est compensée, tout au moins en partie, par le boisage spécial dont il faut revêtir les galeries de base pour leur permettre de supporter la masse de minerai abattu, et par celui des trémies qui doivent y être ménagées pour le soutirage de ce minerai : ce boisage peut toutefois être récupéré en partie à mesure que les chantiers sont vidés du minerai abattu.

3^e Méthode du foudroyage amorti, pratiquée à la mine d'Ahmeek.

L'amygdaloïde de Kearsarge, exploité à la mine d'Ahmeek (fig. 5) (1) est moins incliné (35° en moyenne), et d'une minéralisation plus régulière que celui d'Isle Royale. Néanmoins, pour conserver l'avantage de la suppression du boisage dans les chantiers, le soutènement du toit y est assuré par de minces piliers lenticulaires de minerai (fig. 14), abandonnés suivant un plan régulier.

Ces piliers, de $2^m,10$ d'épaisseur, sont réduits ensuite à $1^m,20$ à $1^m,50$ d'épaisseur : leur distance d'axe en axe en direction est de 11 m. Ils sont insuffisants pour

(1) Sur le même amygdaloïde existent d'autres mines, appartenant également à la « Calumet and Hecla » (Allouez, North Kearsarge, South Kearsarge), ou à d'autres Compagnies, telles que la « Mohawk Mining Co » et la « Seneca Copper Co ».

soutenir longtemps le toit et s'écrasent lentement sous la pression de celui-ci, amortissant et régularisant sa chute (foudroyage amorti).

Parfois, lorsque la veine est riche en cuivre et que le toit est solide, les piliers P sont enlevés entièrement.

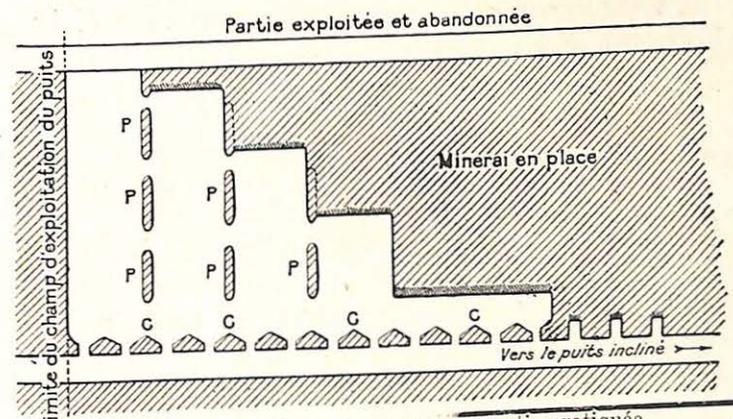


Fig. 14. — Méthode du foudroyage amorti, pratiquée à la mine d'Ahmeek.

L'abatage du minerai s'effectue par enlevures montantes de 11 m. de large, progressant de la galerie de base jusqu'à la galerie de tête du chantier. Le minerai abattu glisse sur le mur jusqu'à la base du chantier où il passe entre des piliers cunéiformes C, laissant entre eux des canaux par lesquels le minerai tombe dans les wagonnets de la galerie de base. A cet effet, cette dernière est creusée à une profondeur de $1^m,50$ dans le mur.

Lorsque la pente de la veine est inférieure à 40° , le minerai reste en tout ou en partie sur le mur, et l'on utilise un scraper pour le faire glisser vers les canaux de chargement des wagonnets.

La disposition générale des chantiers reste la même que dans la méthode de Calumet, avec cette différence que l'espacement des galeries de tête et de base est de

45 m. au lieu de 30 m., mesurés suivant l'inclinaison dans l'un et l'autre cas.

Le pourcentage d'extraction du minerai est élevé (95 %) et le foudroyage régulier; mais l'économie résultant de la suppression du boisage des chantiers est plus que compensée par les frais d'établissement des piliers lenticulaires et cunéiformes et des trémies de chargement des wagonnets.

B. — METHODES RETRAITANTES PAR REMBLAYAGE.

L'exploitation retraitsante par remblayage est pratiquée depuis quatre ans dans les chantiers profonds de la mine Champion, appartenant à la « Copper Range Co ».

Cette Compagnie possède les mines Baltic, Trimountain et Champion (fig. 5) qui exploitent toutes trois l'amygdaloïde Baltic. Le pendage de cette veine, située à l'extrémité S. W. du district, est plus élevé que celui des précédentes : il atteint 70° à la surface et s'aplatit légèrement sous 900 m. de profondeur. Sa puissance varie de 3 m. à 24 m., avec une moyenne de 5 m. dans la partie actuellement exploitée de la mine Champion. Sa minéralisation est extrêmement irrégulière : la veine est parsemée de taches nombreuses et étendues de stérile, et dans les parties qui contiennent du cuivre, ce dernier ne se rencontre pas sur toute l'épaisseur de la veine, mais seulement dans des bancs assez épais, s'étendant le long du toit et du mur et séparés par une intercalation stérile de 1^m,20 à 1^m,50 d'épaisseur moyenne. Les bancs minéralisés renferment eux-mêmes le cuivre sous forme de pépites ou de petites masses, noyées dans de la roche non minéralisée. En revanche, la minéralisation s'étend parfois à des endroits situés dans le toit ou dans le mur.

La teneur globale de la veine, aux profondeurs de 900 m. à 1200 m. où se fait le gros de l'exploitation, n'est guère évaluée à plus de 0,7 % de cuivre. Le toit est de qualité médiocre, et sillonné de cassures en tous sens.

Pour ces raisons, la Compagnie pratique largement l'abatage sélectif, abandonnant les taches stériles sous forme de piliers massifs qui représentent environ 45 % de l'étendue de la veine, mais qui, malgré leurs fortes dimensions, ne concourent qu'imparfaitement au soutien du toit, en raison de l'irrégularité de leur répartition.

En outre, elle fait procéder au triage sur place de la matière abattue, et donne pour ce motif la préférence aux méthodes d'exploitation par remblayage, qui permettent de jeter au remblai le stérile provenant de ce triage. 44 % de la matière abattue en 1930 ont pu être éliminés de la sorte, et utilisés pour le remblayage des chantiers.

Enfin, le toit et le mur de la veine sont explorés soigneusement, et livrés à l'abatage lorsqu'ils contiennent du minerai.

L'abatage sélectif, et le triage primaire effectué au chantier d'abatage, ont permis de relever à 2,3 % la teneur moyenne en cuivre du minerai remonté à la surface, ce qui a réduit notablement les frais de transport souterrain, d'extraction et de préparation mécanique du minerai, tout en augmentant la production de cuivre de la mine et le rendement de l'usine de préparation mécanique.

Les méthodes avançantes par remblayage, utilisées par la « Copper Range Co », jusqu'aux profondeurs de 900 m., sont des variantes de celles connues sous les noms de « horizontal cut and fill », et de « inclined cut and fill » ou « rill stoping ». Ces méthodes, dans lesquelles le front d'abatage, horizontal ou incliné, pro-

gresse suivant la pente de la veine, ne sont plus employées que dans les étages supérieurs de la mine Champion. La mine Baltic et la mine Trimountain, où elles étaient restées en usage, ont dû être fermées, la première à la fin de l'année 1931, et la seconde dès 1930, à cause de son prix de revient élevé.

L'infériorité économique de ces méthodes est devenue manifeste aux profondeurs inférieures à 900 m., l'accroissement de la pression du terrain rendant trop onéreux le maintien de longues galeries en remblai. Des considérations de sécurité militèrent également en faveur de l'exploitation retraitsante, qui fut adoptée en 1927 et organisée de la manière que nous allons décrire.

La mine Champion est desservie par quatre puits de section rectangulaire ($2^m,75 \times 7$ m. entre parois de roche), divisés en trois compartiments dont deux servent à l'extraction du minerai à l'aide de skips. Ces puits, inclinés à 70° sur l'horizontale, sont creusés dans la veine à partir de la surface, mais pénètrent dans le mur à l'endroit où la veine s'aplatit légèrement en profondeur, afin de conserver une inclinaison constante.

A partir de ces puits, des galeries en direction sont creusées dans la veine, à des intervalles de 30 m. mesurés suivant l'inclinaison; elles sont poussées jusqu'aux extrémités du champ d'exploitation de chaque puits.

Lorsqu'une galerie arrive à 60 m. de cette extrémité, on la relie par un montage à la galerie supérieure, et l'on branche sur ce montage, à des intervalles de 10 m., des galeries horizontales intermédiaires que l'on pousse jusqu'à la limite du champ. On les réunit en cet endroit par un nouveau montage qui sert de ligne de départ aux tailles chassantes.

Celles-ci, au nombre de trois (fig. 15), progressent en retraisant vers le puits. Elles sont attaquées par tranches inclinées d'un mètre d'épaisseur, prises en montant de la base à la tête de chaque taille, et faisant avec l'horizontale un angle de 38° , égal à l'angle de talus naturel des remblais.

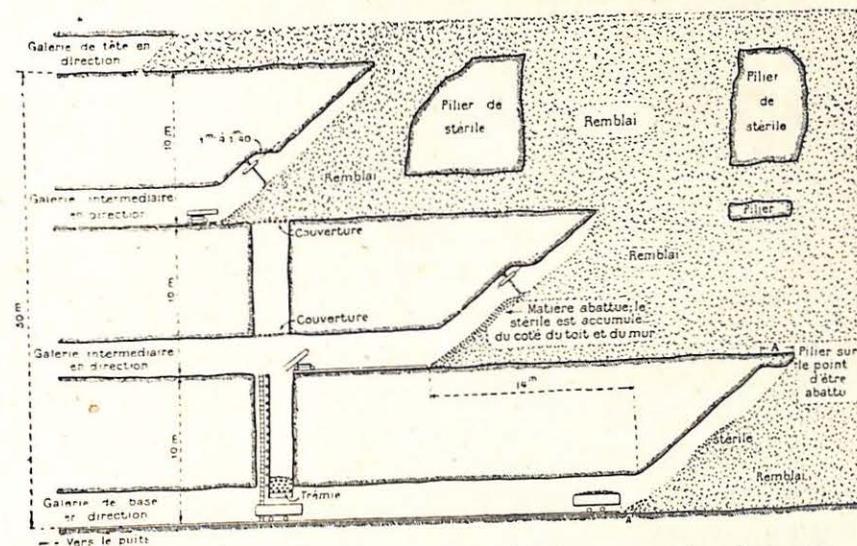


Fig. 15. — Méthode retraitsante par remblayage, avec tailles chassantes inclinées, pratiquée dans les étages inférieurs de la mine Champion.

La matière abattue à l'explosif est triée sur place. On met le stérile au remblai, en le rassemblant sur le talus du côté du toit et du mur de la veine, de manière à laisser au milieu un espace libre pour l'évacuation du minerai vers le bas de la taille. Le minerai est chargé en ce point dans des wagonnets, qu'on va basculer ensuite à la tête de la cheminée établie dans le montage situé à 60 m. de la limite ou dans un montage plus rapproché du puits, si le premier est déjà dépassé par l'exploitation retraitsante.

Dans certains chantiers, les wagonnets basculants des galeries intermédiaires sont remplacés par des scrapers.

La tranche inclinée est arrêtée à 1 m. environ de la tête de la taille : on laisse temporairement en cet endroit un petit pilier A, qui s'oppose à la descente du remblai de la taille supérieure dans la taille considérée, jusqu'à ce que l'on ait terminé dans cette dernière le triage du minerai abattu, et que l'on ait achevé l'exploration du toit et du mur de la veine pour rechercher s'il ne s'y trouve pas de parties minéralisées.

On fait ensuite sauter les mines forées préalablement dans le pilier A : celui-ci s'abat en fragments qui glissent pour la plupart sur le talus de remblai jusqu'au bas de la taille en A', où l'on peut recueillir ceux qui contiennent du cuivre. Une partie du remblai de la taille supérieure fait irruption dans la taille considérée, et vient remplir les vides qui y subsistent, en se plaçant suivant son angle de talus naturel. On peut alors entamer une nouvelle tranche inclinée à la base de la taille.

Ce mode de remblayage par gravité entraîne un certain foudroyage du toit dans les tailles supérieures, lorsqu'elles sont abandonnées par une partie du remblai qu'elles contiennent. Les éboulis provenant de ce foudroyage remplacent bientôt le remblai parti, et d'autre part la taille supérieure est en avance de 14 m. sur la taille inférieure, afin que le foudroyage s'opère assez loin en arrière du front d'abatage pour ne pas affecter celui-ci.

Le soutènement du toit dans les tailles est assuré d'une manière suffisante par le remblai, que l'on complète par des piles de bois aux endroits où le toit est particulièrement mauvais.

C. — METHODES DIRECTES OU « AVANÇANTES »

Dans ces méthodes, caractérisées par l'avancement dans le même sens du front d'abatage et de ses galeries de desserte, un soutènement permanent du toit doit être organisé pour protéger les dites galeries. Ce soutènement est réalisé, dans les mines du Lac Supérieur qui emploient encore les méthodes avançantes, soit par abandon de massifs, soit par remblayage.

1° *Méthode avançante, avec soutènement du toit par abandon de massifs, pratiquée à la mine de Quincy.*

Cette mine exploite l'amygdaloïde Pewabic (fig. 5), dont le pendage est de 37° à la profondeur actuelle des exploitations (plus de 1600 m.), le pendage moyen étant de 50°.

La fig. 16 donne le schéma de la méthode qui y est employée. Des galeries en direction sont creusées à partir du puits incliné à des intervalles de 49 m. mesurés suivant l'inclinaison : elles précèdent de peu les fronts des chantiers. Ceux-ci sont exploités par enlevures montantes de 10^m,60 de large, progressant depuis la galerie de base jusqu'à la galerie de tête, et séparées par des piliers P de même largeur. Les enlevures s'élargissent dans leur partie médiane jusqu'à venir en contact l'une avec l'autre et supprimer ainsi une partie du pilier intercalaire, dont les dimensions se trouvent par là réduites de moitié.

Les piliers sont définitivement abandonnés et, pour compléter le soutènement du toit, des étançons sont placés dans le chantier aux endroits où le besoin s'en fait sentir : on a soin de les disposer en files parallèles au pendage, afin qu'ils ne gênent pas le glissement du

minéral abattu vers les canaux d'évacuation établis à la base du chantier. Parfois un petit pilier supplémentaire p est abandonné pour renforcer les étaçons.

Des étaçons jointifs relient les bases des piliers P aux côtés des canaux d'évacuation C et forcent le minéral à se diriger vers ces canaux.

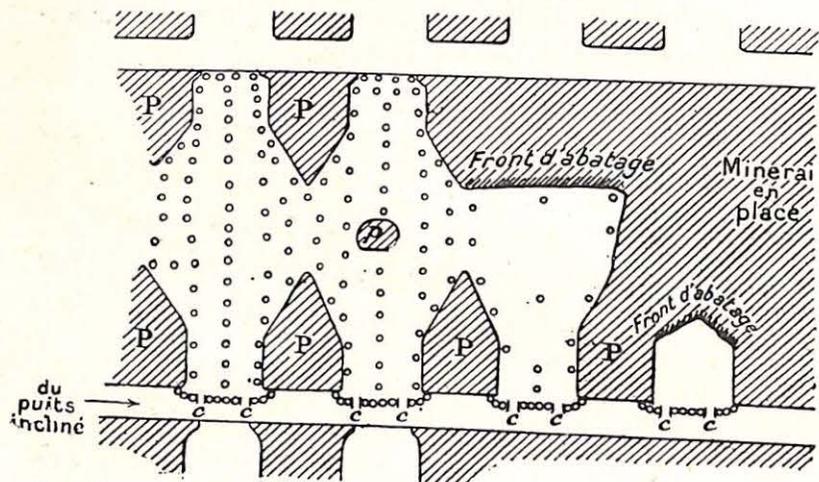


Fig. 16. — Méthode avancante, avec soutènement du toit par abandon de massifs, pratiquée à la mine de Quincy.

2^o Méthodes avancantes, avec soutènement du toit par remblayage, pratiquées dans les mines de la « Copper Range Co ».

Nous avons déjà parlé de ces méthodes (« horizontal cut and fill »; « inclined cut and fill » ou « rill stoping »), naguère employées dans les trois mines Baltic, Trimountain et Champion, et qui ne sont plus usitées aujourd'hui que dans quelques chantiers, exploités aux étages supérieurs de cette dernière mine.

Ces méthodes sont appliquées, sur une échelle beaucoup plus vaste, dans les mines de cuivre du Montana, où nous aurons l'occasion de les étudier en détail.

§ IV. — Ventilation.

Le degré géothermique, dans les mines de cuivre du Lac Supérieur, est assez élevé. A la mine Calumet, l'élévation moyenne de température est de 1° Fahrenheit par 103 pieds de profondeur verticale, ce qui correspond à 1° centigrade par 56^m,50. A la profondeur de 1675 m., la température de la roche n'est que de 34°,4 centigrades.

D'autre part, l'atmosphère de la mine ne contient pas de gaz nocifs. Elle est très peu humide, car les eaux du sous-sol renferment une proportion élevée de chlorure de calcium qui réduit fortement leur évaporation; en outre, l'on a soin de tenir secs les puits d'entrée d'air, grâce à une organisation appropriée de l'exhaure.

Ces circonstances favorables permettent de se contenter de l'aérage naturel, facilité d'ailleurs par la température relativement basse de l'air à la surface (4°,7 centigrades en moyenne pendant toute l'année). Il en résulte une différence motrice d'environ 30° centigrades par rapport aux exploitations les plus profondes, différence suffisante pour entretenir une circulation d'air abondante, grâce aux fortes sections des puits et des galeries, et à leur revêtement soigné.

L'aérage des galeries en creusement et en général de tous les travaux en cul-de-sac, est assuré par de petits ventilateurs à air comprimé. Des ventilateurs électriques activent la circulation de l'air à travers les salles d'extraction souterraines, les salles de pompage, etc.

Le dispositif d'aérage dont nous venons de parler est employé dans toutes les mines du Lac Supérieur. Le cube d'air qui traverse l'ensemble des chantiers en activité est de l'ordre de 20 à 50 m³/sec. dans les mines les plus importantes.

§ V. — Prix de revient.

Le tableau I donne le prix de revient de la lb. de cuivre pur pour les trois principales compagnies du district : la « Calumet and Hecla Consolidated Copper Co », la « Copper Range Co » et la « Mohawk Mining Co ».

Ce prix de revient comprend, outre le coût des opérations minières, celui des opérations métallurgiques, qui sont assez simples dans le cas d'un minerai de cuivre natif, et que l'on peut décrire sommairement comme suit pour la « Calumet and Hecla ».

Le minerai subit, comme nous l'avons vu, un concassage primaire à l'orifice même du puits, dans un concasseur à mâchoires système Blake. Il est ensuite expédié à l'usine de concentration, située à Lake Linden, où il est bocardé par des pilons à vapeur, puis broyé dans des broyeurs Hardinge, et après classement traité par lixiviation à l'ammoniaque ⁽¹⁾ ou par flottation. Le concentré ainsi obtenu est expédié à la fonderie sise à Hubbell, où le cuivre est obtenu à l'état pur (cuivre des Lacs) sans devoir subir de raffinage électrolytique.

Le tableau II donne le prix de revient, non compris les amortissements, dépenses et revenus divers, pour les mêmes compagnies, pendant les trois années 1929, 1930 et 1931. Il montre les efforts réalisés par les producteurs de cuivre de Michigan pour surmonter les difficultés créées par la dépression économique mondiale.

L'amélioration des rendements, le développement de l'abatage sélectif aux endroits où il est possible, la baisse des salaires et des matériaux, ont eu leurs effets partiellement compensés par l'obligation où se sont trouvées

(1) Le « leaching » à l'ammoniaque, ou plus exactement au carbonate d'ammonium, est un procédé assez rare, qui a été adapté toutefois au traitement de minerais oxydés en Rhodésie.

TABLEAU I.
Prix de revient, en cents de dollars, de la lb. de cuivre pur (cuivre des Lacs), dans les principales Compagnies minières du Michigan, 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 métallurgiques | Frais généraux, dépenses d'administration, de direc- tion et de vente, intérêts sur emprunts, impôts | Prix de revient, non compris l'amortissement, les dépenses et revenus divers | Dépenses diverses | Revenus divers | Amortissement des installations | Prix de revient, non compris l'amortissement de la mine | Amortissement de la mine (réserve pour l'épuis- ement du gisement) | Prix de revient global |
|--|--|---|---|------------------------|-------------------|------------------------------------|---|--|------------------------------------|
| Calumet and Hecla (mines appartenant propre à la Compa- gnie) | 72,4 | 8c,15 | 1c,62 | 9c,77 | 0c,18 | 0c,16 | 1c,21 | 1c,49 | 12c,49 |
| Copper Range | 17,7 | — | — | 13c,61 (1) ou 9c,75 | 0c,65 | 3c,95 (1) | 0 | 0 | 9c,71 sans amortis- 7c,15 |
| Mohawk | 13,1 (2) | 7c,23 (2) | 0c,43 | 7c,66 | 0 | 0c,60 | 0c,07 | 0c,02 | 7c,15 |

(1) La « Copper Range Co » possède son propre chemin de fer pour le transport de ses minerais à son usine de préparation mécanique (située à 14 milles de distance, sur la rive du Lac Supérieur), et pour le transport des concentrés produits par cette usine à ses fonderies situées à Houghton. Les frais d'exploitation de ce chemin de fer sont compris dans le prix de revient de 13 c. 01 par lb. de cuivre, et ses recettes dans les « Revenus divers ». Le prix de revient de 9 c. 75, calculé par Percy E. Barbour (« The Mineral Industry during 1931 », pp. 114-144), tient compte de ce qui précède et semble plus comparable à ceux des autres Compagnies.

(2) La « Mohawk Mining Co » ne possédant pas de fonderie, sa production de cuivre a été évaluée d'après le tonnage de minerai produit. Le coût de l'opération de fusion a été estimé à 1 c. 23 par lb. de cuivre, et incorporé dans le coût des opérations minières et métallurgiques.

les Compagnies de réduire leur production en raison de l'accumulation des stocks. Cette réduction, jointe aux difficultés résultant de la profondeur des exploitations, de la teneur relativement peu élevée des minerais, et de la qualité médiocre des terrains encaissants, a mis obstacle à un abaissement plus sensible du prix de revient; et l'exploitation, qui était demeurée bénéficiaire en 1930, est devenue largement déficitaire en 1931, sauf pour la « Mohawk Mining Co ».

Le tableau II montre que la « Calumet and Hecla » a arrêté en 1931 son usine de récupération du cuivre des tailings. Cette usine est installée à côté de l'usine de concentration de Lake Linden, au bord du lac de la Torche dans lequel ont été déversés naguère les tailings provenant de la concentration des minerais riches qu'on exploitait autrefois. Depuis une quinzaine d'années, on extrait ces tailings du lac au moyen d'une drague flottante munie d'une pompe suceuse; on les rebroie ensuite, et la matière broyée est traitée à concurrence de 80 % par « leaching » à l'ammoniacque et de 20 % par flottation, comme les minerais pauvres provenant actuellement des mines. Le prix de revient du cuivre récupéré de la sorte est très bas, mais la Compagnie a préféré arrêter temporairement son usine de récupération, pour ne pas jeter sur le marché, à des prix de misère, les réserves de cuivre contenues dans ses anciens tailings et qu'une extraction de quinze années a déjà à moitié épuisées.

De nouveaux efforts ont été faits en 1932 pour l'abaissement du prix de revient, qui, à l'heure où nous écrivons ces lignes, aurait été réduit à 8 c. 50 la lb., tout compris, aux mines appartenant à la Calumet and Hecla. Cette réduction est malheureusement insuffisante pour compenser la nouvelle baisse du prix de vente à 5 c. 25, et

TABLEAU II.

Prix de revient (non compris les amortissements, dépenses et revenus divers) de la lb. de cuivre pur, chez les principaux producteurs du Michigan, 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 (lbs. de cuivre) | Prix de revient (en cents de dollar) | Production (lbs. de cuivre) | Prix de revient (en cents de dollar) | Production (lbs. de cuivre) | Prix de revient (en cents de dollar) |
| « Calumet and Hecla » (mines appartenant en propre à la Compagnie « Calumet and Hecla » (usine de récupération du cuivre des tailings)) | 90.319.000 | 11c,43 | 87.898.000 | 10c,56 | 72.367.000 | 9c,77 |
| Mine « Isle Royale » | 33.511.000 | 5c,62 | 17.842.000 | 6c,71 | 0 | — |
| Mine « Chamption » | 10.864.085 | 14c,01 | 10.659.413 | 12c,97 | 7.731.418 | 11c,48 |
| Mine « Baltic » | 134.694.685 | 10c,20 | 116.399.413 | 10c,30 | 80.098.418 | 10c,02 |
| Mine « Trimountain » | 20.660.701 | 11c,75 | 19.999.564 | 11c,60 | — | — |
| « Mohawk Mining Co » (1) | 2.127.926 | 21c,27 | 3.251.705 | 11c,82 | — | — |
| « Copper Range Co » | 1.408.689 | 22c,91 | 542.649 | 16c,38 | 0 | — |
| Prix de vente moyen de la lb. de cuivre électrolytique prise aux raffineries de la côte Atlantique | 24.197.316 | 13c,25 | 23.793.918 | 11c,75 | 17.721.270 | 9c,75 |
| | 20.000.000 | 7c,09 | 13.300.600 | 8c,51 | 13.100.000 | 7c,13 |
| | | 18c,108 | | 12c,982 | | 8c,116 |

(1) Les chiffres concernant la « Mohawk Mining Co » sont donnés d'après G. W. Tower, « American Copper Costs in 1931 » (Mining and Metallurgy, juillet 1932, pp. 327 sqq) : ils comprennent les « prix de revient, non compris l'amortissement de la mine ».

les mines doivent être fermées les unes après les autres. Seules les Compagnies possédant de fortes réserves financières peuvent continuer à travailler à perte pour procurer du travail à leurs ouvriers, en réduisant toutefois à nouveau leur production pour limiter le déficit. C'est de cette manière que la « Calumet and Hecla » est parvenue à ramener à 1.013.449 dollars sa perte pendant les trois premiers trimestres de 1932 (contre 1 million 970.147 dollars pendant les trois premiers trimestres de 1931). Cette Compagnie ne maintient en activité, à l'heure actuelle, que sa mine Calumet, dont les étages supérieurs contiennent encore du minerai à haute teneur sous forme de piliers abandonnés lors de l'exploitation par la méthode directe. Le dépilage de ces massifs permet d'obtenir du cuivre dans des conditions avantageuses, et d'abaisser ainsi le prix de revient global au chiffre de 8 c. 50 dont nous venons de parler.

Les mines d'Isle Royale et de Quincy sont fermées, mais tenues sèches afin de permettre une reprise rapide du travail, dès que s'améliorera la situation économique. La « Copper Range Co », qui avait arrêté dès 1930 la mine Trimountain, et depuis le 31 décembre 1931 la mine Baltic, a dû fermer peu après le puits n° 1 de la mine Champion, et réduire fortement l'activité des exploitations restantes. Quant à la « Mohawk Mining Co », malgré un prix de revient relativement avantageux, elle vient d'être mise en liquidation, par suite de l'accumulation de ses stocks et d'un éboulement survenu à son puits n° 6.

La situation des mines de cuivre du Michigan semble critique; le prix de revient paraît actuellement incompressible, et la situation financière des Compagnies devient inquiétante. Un prompt relèvement du prix de

vente est nécessaire pour sauver de la ruine l'industrie cuprifère michiganienne.

* * *

Il est intéressant de comparer les prix de revient miniers des deux producteurs qui semblent devoir subsister dans le district de Keweenaw : la « Calumet and Hecla Consolidated Copper Co » et la « Copper Range Co », chacune de ces Compagnies employant une méthode d'exploitation spéciale.

Les tableaux I et II ne permettent de faire cette comparaison que d'une manière imparfaite, le coût des opérations métallurgiques se trouvant confondu avec celui des opérations minières.

Afin de rendre la comparaison plus précise, nous avons dressé le tableau III, où sont mis en parallèle les principaux éléments du prix de revient de la tonne de minerai (heures de travail, consommation de matières et d'énergie) dans les deux mines Calumet et Champion, pendant l'année 1930. Ces éléments nous ont été fournis, pour la première mine, par une étude de Harry Vivian, ingénieur en chef de la « Calumet and Hecla Consolidated Copper Co »⁽¹⁾; et pour la seconde, par un travail d'Albert Mendelsohn, surintendant général de la « Copper Range Co »⁽²⁾.

Le tableau III semble mettre en évidence la supériorité de la méthode du foudroyage retraitant, pratiquée à la mine Calumet, sur celle du remblayage retraitant, pratiquée à la mine Champion. Cette supériorité se tra-

(1) Harry Vivian, « Deep Mining Methods, Conglomerate Mine, Calumet and Hecla Consolidated Copper Co » (U. S. Bureau of Mines, I. C. 6526, octobre 1931), p. 20.

(2) Albert Mendelsohn, « Mining Methods and Costs at the Champion Copper Mine ». (U. S. Bureau of Mines, I. C. 6515, septembre 1931), p. 15.

TABLEAU III.

Principaux éléments du prix de revient de la tonne de minerai à la mine Calumet et à la mine Champion, pendant l'année 1930.

| | Mine Calumet (année 1930) | Mine Champion (du 1 ^{er} août au 31 décemb. 1930) |
|--|------------------------------|--|
| Tonnage de minerai extrait pendant la période considérée (en tonnes courtes) | 872.834 t. | 193.597 t. |
| I. — Main-d'œuvre du fond (heures de travail par tonne courte de minerai) | | |
| 1. Abatage (forage et tir des mines) | 0 h. 434 | 0 h. 73 |
| 2. Boisage et remblayage | 0 h. 473 | 0 h. 30 |
| 3. Pelletage et triage sur place du minerai | 0 h. 429 | 0 h. 92 |
| 4. Transport souterrain et extraction | 0 h. 248 | 0 h. 86 |
| 5. Surveillance | 0 h. 138 | 0 h. 12 |
| 6. Services généraux | 0 h. 890 | 0 h. 11 |
| Main-d'œuvre totale du fond (heures de travail par tonne courte de minerai) | 2 h. 612 | 3 h. 16 |
| Tonnage de minerai extrait par ouvrier du fond toutes catégories et par poste de huit heures | 3 t. 062 | 2 t. 64 |
| Pourcentage de la main-d'œuvre dans le prix de revient d'une tonne de minerai | 69,84 % (1) | 66 % |
| II. — Matières et énergie | | |
| 1. Explosifs (consommation en lbs par tonne de minerai) | 0 lbs, 75 | 1 lb, 3 |
| 2. Bois (consommation en pieds par tonne de minerai) | 6 pieds, 192 | 4 pieds, 192 |
| 3. Énergie { a) Compression de l'air (kwh.) | 4 kmh, 942 | 12 kwh, 4 |
| b) Extraction (kwh.) | | 4 kwh, 0 |
| c) Exhaure (kwh.) | | 4 kwh, 7 |
| d) Aérage, éclairage, etc. (kwh.) | | 1 kwh, 0 |
| 4. Autres matières, en % de la consommation totale de matières et d'énergie | 38,32 % | 48,5 % |
| Pourcentage des matières et de l'énergie dans le prix de revient d'une tonne de minerai | 30,16 % (1) | 17,8 % |

(1) Le prix de revient de la tonne de minerai à la mine Calumet, 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.

duit par un rendement plus élevé de l'ouvrier du fond toutes catégories : 3 t. 062 de minerai sont extraites par ouvrier et par poste de huit heures à la première mine, contre 2 t.64 à la seconde.

Il convient de remarquer, toutefois, que les chiffres du tableau III sont basés sur le tonnage extrait, et non sur le tonnage abattu, ce dernier étant sensiblement plus élevé à la mine Champion où 44 % de la matière abattue sont jetés en remblai. On ne doit pas perdre de vue que la méthode du remblayage est imposée, dans cette mine, par la pauvreté et l'irrégularité de la minéralisation qui nécessitent le triage sur place du minerai, et aussi par le pendage beaucoup plus raide de la veine.

La méthode du foudroyage retraitant entraîne d'ailleurs une plus forte dépense de boisage, tant en matière (6 pieds, 192 de bois par tonne de minerai, contre 4 pieds, 3), qu'en main-d'œuvre (0 h. 473 contre 0 h. 30, et ce dernier chiffre comprend en outre la main-d'œuvre de remblayage, inexistante à la mine Calumet). Le soutènement plus onéreux compense donc, en partie, les économies réalisées dans l'abatage du minerai au double point de vue de la main-d'œuvre (0 h. 434 contre 0 h. 73) et de la consommation d'explosifs (0 lb. 75 contre 1 lb. 3); et aussi l'économie de main-d'œuvre réalisée dans le pelletage et le triage sur place du minerai (0 h. 429 contre 0 h. 92).

Au total, la méthode du foudroyage retraitant semble mériter la préférence au point de vue du prix de revient minier. Ses avantages sont probablement plus marqués que ne l'indiquent les chiffres du tableau III, dans lequel les éléments relatifs à la mine Calumet se rapportent à l'ensemble de l'année 1930, tandis que ceux relatifs à la mine Champion se rapportent seulement aux cinq der-

TABLEAU IV

Analyse du prix de revient partiel, en dollars, de la tonne de minerai extraite, à la mine Champion, pendant la période s'étendant du 1^{er} août 1930 au 31 décembre 1930.

D'après Albert Mendelsohn, « Mining Methods and Costs at the Champion Copper Mine » (U. S. Bureau of Mines, I. C. 6515).

| | TRAVAIL | | MATIÈRES ET ENERGIE | | | | | Totaux |
|---|--------------|--------------|--------------------------------------|---------|-----------|-----------|-----------------|-----------|
| | Main-d'œuvre | Surveillance | Air comprimé, perforateurs, fleurcis | Energie | Explosifs | Bois | Autres matières | |
| Travaux préparatoires (traçage) . . . | 0 \$, 297 | 0 \$, 023 | 0 \$, 059 | — | 0 \$, 069 | 0 \$, 031 | — | 0 \$, 490 |
| Exploitation des chantiers (dépiilage) | 0, 794 | 0, 056 | 0, 128 | — | 0, 103 | 0, 061 | 0, 020 | 1, 163 |
| Transports souterrains et extraction. | 0, 390 | 0, 027 | — | 0, 089 | — | 0, 017 | 0, 029 | 0, 552 |
| Exhaure | 0, 027 | 0, 001 | — | 0, 095 | — | — | 0, 010 | 0, 133 |
| Services généraux du fond | 0, 045 | — | — | 0, 008 | — | — | 0, 021 | 0, 078 |
| Dépenses de surface imputables aux opérations du fond | 0, 091 | — | — | — | — | — | 0, 021 | 0, 112 |
| Totaux | 1, 644 | 0, 107 | 0, 197 | 0, 192 | 0, 172 | 0, 109 | 0, 101 | 2, 528 |
| Tonnage extrait = 193.597 tonnes courtes de minerai à 2,3 % de cuivre (2,19 % récupérables) | — | — | — | — | — | — | — | — |
| Coût par lb. de cuivre | 0, 036 | 0, 002 | 0, 004 | 0, 004 | 0, 003 | 0, 002 | 0, 002 | 0, 055 |

niers mois de cette même année, pendant lesquels des améliorations du prix de revient ont été réalisés dans la plupart des mines américaines.

• • •

Dans le tableau III, les éléments du prix de revient minier sont exprimés en nombres d'heures de travail et en quantités de matières et d'énergie consommées. Il est nécessaire d'exprimer ces éléments en dollars, si l'on veut apprécier leur importance relative, ainsi que la part du coût des opérations minières dans le prix de revient global de la lb de cuivre.

Le tableau IV donne l'analyse détaillée du prix de revient partiel (main-d'œuvre, matières et énergie), en dollars, par tonne de minerai extraite à la mine Champion, pendant la période qui s'étend du 1^{er} août au 31 décembre 1930. Ce prix de revient s'est élevé, en moyenne, à 2 doll., 528 : le travail humain (main-d'œuvre et surveillance) représentait 69,4 % du total et les matières et l'énergie les 30,6 % restants.

La teneur en cuivre du minerai extrait ayant été de 2,3 % en moyenne à la mine Champion pendant la période considérée, et la teneur récupérable de 2,19 %, on voit que le coût des opérations minières a atteint, en main-d'œuvre, matière et énergie, 5 cents, 5 par lb. de cuivre pur.

En 1927, année qu'on peut considérer comme normale, le prix de revient partiel des opérations minières, dans les mines de cuivre du Lac Supérieur, a varié, d'après W. R. Crane (1), de 1 doll., 294 à 3 doll., 536 par tonne de minerai extraite, et de 5 c., 05 à 8 c., 54 par lb. de cuivre pur.

(A suivre.)

(1) « Mining Methods and Practice in the Michigan Copper Mines », par W. R. Crane (U. S. Bureau of Mines, Bulletin 306, 1929), p. 186.