

de la poulie; deux hiercheurs déplaçaient les berlines entre le chantier et le burquin. A la recette sud, le hiercheur qui déplaçait les berlines en effectuait également le décagement et l'engagement.

A la recette nord, normalement une lampe était placée près du levier du frein, une autre sur le sol, tout près du burquin, dans l'axe de la recette.

L'accident est survenu comme suit :

Le 10 mai 1928, vers 14 heures, le préposé à la recette inférieure avait introduit dans la cage Est un wagonnet vide et donné le signal de départ.

La manœuvre n'ayant pas été effectuée, il renouvela le signal quatre ou cinq minutes plus tard. Immédiatement après ce signal, l'ouvrier F., ravaleur à la recette nord du niveau inférieur, s'abattit sur la cage, puis tomba sans vie sur le sol de la recette.

Cinq minutes avant 14 heures, deux hiercheurs avaient amené, chacun, un wagonnet chargé sur la voie Est de la recette nord. Ces wagonnets avaient été arrêtés à 3 mètres des taques.

Le ravaleur F. était alors à sa place habituelle.

Peu après, les mêmes hiercheurs amenèrent encore deux wagonnets chargés à ladite recette. Ces deux wagonnets vinrent buter contre les précédents. Par le choc, le verrou de retenue n'étant vraisemblablement pas en place, les deux premiers wagonnets s'engagèrent sur le taquage et déviant vers la gauche, s'immobilisèrent contre le levier du frein.

A leur arrivée aux abords du burquin, les hiercheurs ne virent pas le ravaleur. A ce moment-là, ont-ils dit, les barrières sud étaient toutes deux fermées; une cage était à la recette dans le compartiment ouest; les deux barrières nord étaient poussées à fond vers l'Est; les lampes habituelles étaient à leur place.

Le Comité d'Arrondissement a estimé ne pas devoir revenir sur la question de l'opportunité de l'emploi de barrières automatiques, aussi bien dans les installations du fond que dans celles de la surface, cette question ayant déjà été discutée à de nombreuses reprises.

# MÉMOIRE

## L'Exploitation par longues tailles

(Suite) (1)

PAR

M. NOKIN

Ingénieur civil des Mines.

### CHAPITRE III

#### L'Evacuation des produits

Un économiste a placé l'industrie extractive dans la classe des industries de transport, par opposition à d'autres industries — l'industrie métallurgique par exemple, — qui sont essentiellement des industries de transformation. Cette distinction est intéressante, parce qu'elle fait apparaître, dans toute son importance, un des problèmes essentiels de l'exploitation des mines. L'exploitation du charbon est avant tout un problème d'évacuation des produits abattus. L'importance de cette question est telle que certains ingénieurs ne craignent pas de dire (2) que la circulation méthodique des produits de la mine est la façon la plus sûre d'augmenter le rendement de l'ouvrier, et que les efforts doivent tendre à améliorer le transport, plutôt que la production.

C'est pour bien montrer toute l'importance de la question de l'évacuation des produits que nous plaçons ce chapitre en tout premier lieu. Le principe de l'évacuation est d'une portée absolument générale, mais il se fait plus

(1) Voir *Annales des Mines de Belgique*, t. XXXIII (année 1932), 3<sup>e</sup> et 4<sup>e</sup> livraisons.

(2) SIEBEN, *Betriebsuntersuchungen von Steinkohlenbergbau*, Glückauf, 10 janvier 1926.

impérieux encore dans les exploitations à grande concentration. Il faut réellement, dans une exploitation bien conduite, que l'on ait l'impression que le charbon est aspiré de la taille à la surface, par des moyens de plus en plus puissants. Si l'on veut travailler par longues tailles à production intensive, on veillera tout d'abord à ce que la capacité d'évacuation des puits soit la plus forte possible, en tout cas supérieure à celle qu'exigerait l'extraction régulière de la production du siège. Si le puits est utilisé à plein rendement, c'est-à-dire s'il est saturé, le moindre accroc, le moindre retard provoquera immédiatement un manque à chariots vides aux chantiers, avec toutes ses conséquences désastreuses.

Les voies de roulage principales auront également une grande capacité d'évacuation, plus grande que celles des voies de roulage secondaires qui y aboutissent, celles-ci devant elles-mêmes avoir une capacité plus grande que le convoyeur de taille. Enfin, ce dernier devra lui-même être susceptible d'évacuer une production plus grande que celle des abatteurs de la taille.

Si nous représentons par A la capacité d'évacuation du puits, B la capacité d'évacuation des voies de roulage principales, C la capacité d'évacuation des voies de roulage secondaires, D la capacité d'évacuation du convoyeur de taille, E la production de la taille, le schéma d'une mine où le transport est bien organisé pourra se résumer comme suit :  $A > B > C > D > E$ .

Il est évident qu'une certaine proportion, dictée par le bon sens, doit subsister entre ces différents facteurs. Si par exemple D est faible, C ne doit pas être un moyen beaucoup plus puissant. En d'autres termes, il faut des ressorts de plus en plus puissants entre les maillons de la chaîne que représente le travail de la mine, à mesure que le taux de travail de cette chaîne devient plus important.

Un transport ainsi organisé, a non seulement l'avantage d'être régulier, les différences A-B, B-C, C-D et D-E formant autant de tampons, mais il a encore celui d'agir d'une manière psychologique, si l'on peut dire, sur l'ouvrier à la veine. L'ouvrier éprouve en effet une réelle satisfaction à voir partir les produits qu'il vient d'abattre et son rendement s'accroît, alors qu'une taille encombrée de charbon l'incite plutôt à la paresse.

Si nous insistons quelque peu sur ce principe, bien connu cependant de tous les exploitants, c'est que nous avons constaté que de nombreux échecs de la longue taille étaient uniquement dus à ce qu'il avait été ignoré ou tout au moins oublié. Le plus souvent, on avait aligné les fronts de deux petites tailles, — les plus hardis en prenaient trois — la longue taille rêvée était ainsi réalisée puis brusquement, au moment où elle allait donner les beaux résultats tant espérés, on s'apercevait que la voie d'évacuation, insuffisante, s'engorgeait de chariots pleins, tandis que les chariots vides manquaient bientôt sous la trémie. D'un autre côté, à la partie supérieure de la taille, la voie d'amenée des remblais était le plus souvent restée un retour d'air vétuste. Les remblais arrivant trop lentement, la taille s'éboulait, ce qui amenait immédiatement l'exploitant à conclure : nos terrains ne se prêtent pas à la méthode des longues tailles.

Ce sont évidemment là les maladies d'enfance qui caractérisent l'introduction de tous les procédés nouveaux. A l'heure actuelle, on ne conçoit plus une taille à production intensive sans moyens d'évacuation puissants.

L'examen des moyens utilisés dans les voies de roulage principales ainsi que les moyens d'extraction proprement dits ne rentrant pas dans le cadre de cette étude, nous nous contenterons de renvoyer aux ouvrages spéciaux et aux nombreux articles parus sur cette question.

## Etude des moyens de transport en taille

### 1. — Le couloir oscillant.

Le couloir oscillant est réellement un engin de la mine, car il possède les qualités essentielles de simplicité et de robustesse. Son emploi s'est d'ailleurs généralisé avec une rapidité étonnante, libérant ainsi l'ouvrier du travail pénible du traînage des bacs. On peut même dire que le couloir oscillant est, avec la haveuse, l'appareil qui a le plus contribué au développement de la longue taille.

Il existe actuellement sur le marché une infinité de types de couloirs oscillants. On peut cependant les classer en trois grandes catégories : les couloirs suspendus, les couloirs à galets et les couloirs à billes. Ces divers types sont suffisamment connus, pour que nous nous dispensions d'y revenir.

Quant au fonctionnement, rappelons que le mouvement des couloirs doit suivre une loi déterminée. Le couloir se déplace vers l'avant à une vitesse uniformément accélérée, de façon que les matières à transporter ne perdent pas leur contact avec le couloir, qui doit transmettre à ces dernières une certaine puissance de travail sous forme de force vive dans le sens du déplacement des produits. A la fin de la course aller, où la vitesse, et par suite la force vive, ont atteint leur valeur maximum, il doit se produire un ralentissement énergétique du couloir, à la suite duquel les matières, sous l'effet de leur inertie, se mettent à glisser vers l'avant. Le couloir, au début de ce glissement, reprend sa course vers l'arrière, alors que les matières continuent à glisser vers l'avant. Il est intéressant, dans ce mouvement rétrograde, de réduire le plus possible le frottement des produits sur les tôles du

couloir. Pour cela, il suffit que la charge, par un mouvement approprié du couloir, reçoive, au commencement de la course arrière, une accélération sensiblement égale et de sens contraire à l'accélération de la pesanteur. Il faut donc que le couloir s'abaisse lors de la course rétrograde. Ce dernier point, sur lequel M. Jankowski (1) a insisté au Congrès International des Mines de Liège 1930, est réalisé automatiquement par le mouvement pendulaire du couloir suspendu et par la forme adéquate du chemin de roulement des couloirs à galets. Enfin, au moment où recommence la course avant, les matières doivent se trouver au repos. Un moteur d'attaque de couloirs oscillants doit donc réaliser les diverses conditions que nous venons de résumer. Il est un fait évident qu'en pratique, ce principe de fonctionnement ne peut être rigoureusement respecté, étant données les conditions excessivement variables dans lesquelles ce moteur travaille.

Si la couche possède un pendage suffisant, le seul effort moteur nécessaire est celui qui produit la course ascendante du couloir, le poids du couloir rempli de charbon étant suffisant pour le faire redescendre.

Si, au contraire, la pente est insuffisante, le couloir ne redescendra pas assez brusquement par son propre poids et l'on devra l'y aider, soit en employant un moteur à double effet, soit au moyen d'un contre-cylindre, soit encore au moyen d'un contre-moteur.

#### *Moteurs d'attaque à l'air comprimé.*

Les couloirs d'attaque à simple effet ne présentent rien de bien particulier. Ils sont à distribution par tiroirs commandés par came (type Eickhoff) ou à distribution par soupapes (Demag-Hauhinco).

(1) JANKOWSKY, Mémoire n° 11, Congrès International des Mines.

Un bon type de moteur à double effet est le moteur Flottmann que tout le monde connaît (1). Nous avons constaté, lors de nos visites, que l'on faisait rarement marcher à double effet le moteur Flottmann; la raison que l'on nous a donnée est que ce mode d'attaque disloque les attaches des tronçons de couloirs, par suite des changements de sens répétés de l'effort.

Le *contre-cylindre* évite cet inconvénient, mais au prix d'une consommation supplémentaire d'air comprimé. Un contre-cylindre consiste simplement en un cylindre d'acier dans lequel se meut un piston; la face antérieure de ce piston est toujours en communication avec la conduite générale d'air comprimé, tandis que la face postérieure l'est avec l'atmosphère. Lors de la remonte du couloir, le contre-cylindre freine donc ce mouvement, occasionnant une dépense supplémentaire d'air comprimé. A la descente, la pression de la distribution générale agit et entraîne le couloir vers le bas. Ce contre-cylindre constitue un engin très efficace pour augmenter le rendement d'un couloir. Nous l'avons presque toujours vu employer à partir du moment où la pente tombe en-dessous de 8°. Il nous suffira, pour montrer l'intérêt de cet appareil, de rappeler les résultats obtenus au siège Marie-José, des Charbonnages de Maurage.

Dans une taille de 150 m. de long, avec une pente variant de 8° à la partie supérieure à 3° à la partie inférieure, on est parvenu à évacuer en 6 h. 20 minutes de travail du couloir, une production de 780 tonnes, soit une moyenne de 123 tonnes à l'heure. Cette performance a été réalisée au moyen de l'installation suivante :

(1) Pour la description, voir *Der Bohrhammer*, juin 1928.

Du haut en bas de la taille on avait :

96 mètres de couloirs attaqués par un moteur Eickhoff de 380 mm. d'alésage et 400 mm. de course maximum, et un contre-cylindre de 100 mm. d'alésage.

54 mètres de couloirs attaqués par le même moteur et 2 contre-cylindres de 100 mm. Les couloirs étaient également des couloirs Eickhoff de profil indiqué fig. 71.

Pression à front 5 1/2 atmosphères.

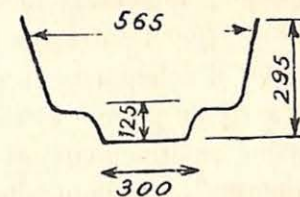


Fig. 71

Le couloir fonctionnait à 90 secousses par minute, et il fallait en moyenne 30 secousses pour remplir une berline. Nous avons même vu à un moment donné remplir 4 berlines en 1 minute.

Ces chiffres qui ont été contrôlés par plusieurs témoins (1) montrent bien tout ce que l'on peut espérer du couloir oscillant attaqué par moteur et contre-cylindre. En vue de montrer l'effet du contre-cylindre, nous citerons encore l'expérience faite, en 1926, par l'Association des Propriétaires d'Appareils à vapeur du district minier de Dortmund, en vue de comparer plusieurs moteurs d'attaque de couloirs oscillants (2).

Sans contre-cylindre, le moteur Flottmann ZK évacuait 23.600 kgs en une heure, tandis que ce même moteur

(1) JANSSENS, *Annales des Mines de Belgique*, 1930, 2<sup>e</sup> livraison.  
(2) *Glückauf*, 16 avril 1927.

avec contre-cylindre évacuait 37.500 kgs, la section du couloir étant cependant inférieure.

Si l'on dispose le moteur à une extrémité du couloir et le contre-cylindre à l'autre, l'inconvénient signalé pour le moteur à double effet disparaît. Les attaches sont, en effet, maintenant constamment sous tension.

Le *contre moteur* a été introduit assez récemment par la firme Eickhoff et permettrait un rendement de 80 à 100 tonnes en couloir horizontal de 100 m. de long. L'installation comprend simplement deux moteurs ordinaires, l'un plus grand que l'autre, ce dernier recevant simplement une came d'échappement différente de la came ordinaire. Ce système permet évidemment une économie d'air comprimé relativement au contre-cylindre, car ici les deux moteurs travaillent alternativement, de telle façon que, lorsqu'un tire, l'autre se trouve à l'échappement. Il n'y a donc pas ici de résistance nuisible comme dans le cas du contre-cylindre. A la mine Victoria (Sarre) on a effectivement obtenu par ce système 60 tonnes à l'heure en couloir horizontal. Le contre-moteur a été également essayé à Beeringen.

#### Moteurs d'attaque électriques.

Jusqu'à présent, ce mode d'attaque des couloirs oscillants est resté à peu près inconnu en Belgique. Des essais ont cependant été faits en Campine, et des propulseurs à attaque électrique, construits par la nouvelle société Patte à Dour, sont utilisés actuellement aux Charbonnages d'Hensies Pommerœul (fig. 72). L'appareil réalise simplement la transformation du mouvement circulaire continu du moteur, en mouvement alternatif du couloir, en utilisant comme manivelle un excentrique calé sur un arbre attaqué par réducteur de vitesse. La bielle est con-

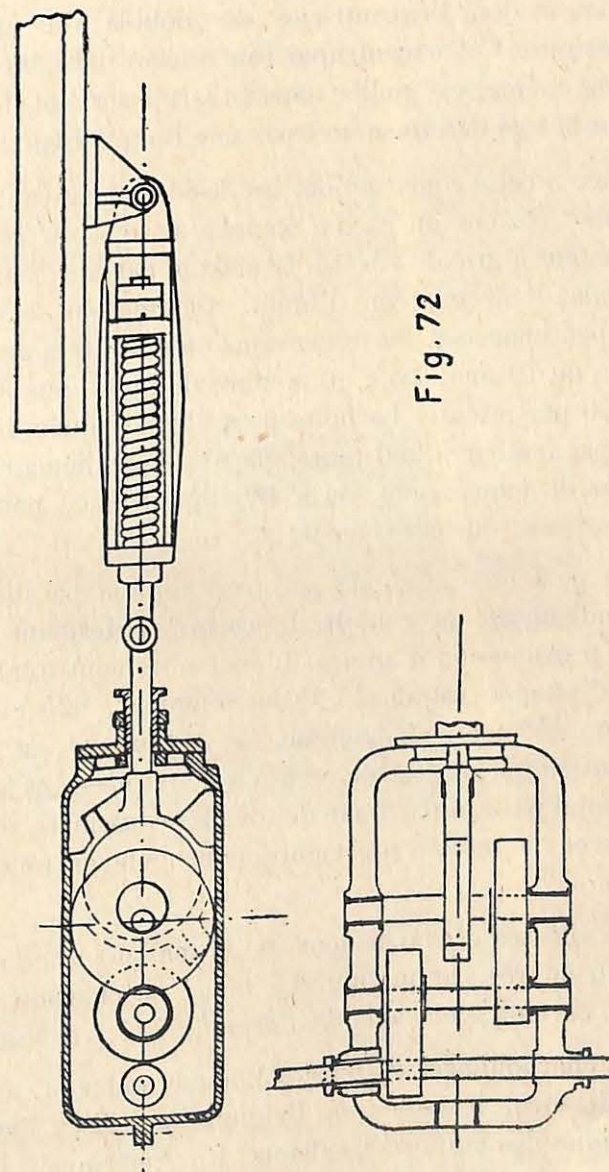


Fig. 72

stituée par un second excentrique, tournant fou sur le premier, et dont l'excentricité est double du premier excentrique. Cet excentrique fou tourne dans la crosse qui, elle-même, est guidée dans le carter servant de bâti, et dont la tige de crosse sort par une boîte à bourrage.

Grâce à cette construction, les desiderata suivants sont réalisés : Marche en carter étanche attaqué directement par moteur à grande vitesse. Graissage parfait, l'appareil marchant dans un bain d'huile. Articulations extrêmement peu chargées, les dimensions en étant très grandes. Course de 70 mm. avec un nombre de pulsations d'environ 150 par minute. La boîte peut être attachée directement par moteur à 960 tours, placé perpendiculairement au sens du mouvement, ou à 480 tours, placé parallèlement au sens du mouvement.

Elle peut être attachée par transmission parallèle ou perpendiculaire au couloir, le carter renfermant en ce cas la transmission d'angles. L'encombrement total de la boîte d'attaque est de 1<sup>m</sup>,35 en longueur, 625 mm. en largeur, 450 mm. en hauteur. Le démontage est extrêmement simple, le carter étant en deux pièces et le joint horizontal passant par l'axe de tous les coussinets, il suffit d'enlever la moitié supérieure pour enlever toutes les pièces.

Les vitesses d'avancement de la matière atteignent à plat 10 mètres par minute. La tonne de charbon transportée revient avec ce mode d'attaque à 11,5 centimes.

Les charbonnages d'Hensies Pommerœul sont, à notre connaissance, les seuls en Belgique à utiliser l'attaque électrique des couloirs oscillants. En Amérique, au contraire, si l'on en croit le « Year Book of Coal Mechani-

sation » de 1929 (1) les couloirs oscillants avec attaque par moteur électrique, seraient en train de détrôner les convoyeurs à courroies.

La figure 73 donne un type américain de groupes d'attaque électrique (Conveyor Sales Cy). Ce groupe possède 6 allures différentes de secousses et peut attaquer un convoyeur de 150 m., le débit de celui-ci atteignant 60 tonnes à l'heure en terrain horizontal. Les appareils américains ont, en général, une hauteur prohibitive pour nos puissances de veine. L'appareil précédent a, en effet, une hauteur totale de 1<sup>m</sup>,60.

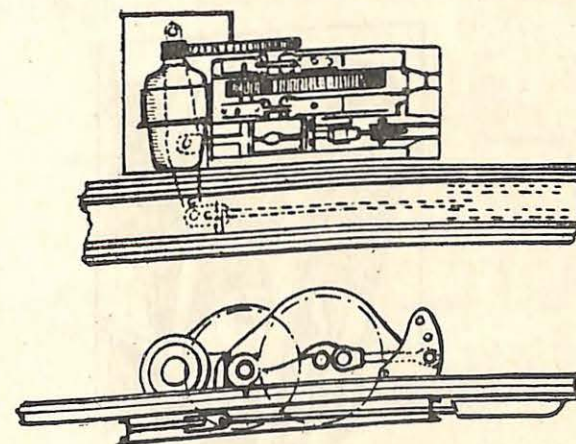


Fig. 73

Les groupes construits en Allemagne sont du même genre, mais leur encombrement est plus réduit (2).

En Angleterre, la maison Marvor et Coulson de Manchester, construit un groupe d'attaque de 400 mm. de

(1) TOUWAIDE, L'attaque des couloirs oscillants par moteurs électriques, *Revue Universelle des Mines*, 15 juillet 1930.  
 (2) Anwendungsmöglichkeiten und Wirtschaftlichkeit der Bandförderung im Steinkohlenbergbau, *Glückauf*, 18 janvier 1930.

hauteur, donc parfaitement adapté à nos mines (fig. 74). Le groupe Marvor et Coulson est équipé avec un moteur de 15 HP. Le mécanisme permet de faire varier le nombre d'oscillations. La capacité du couloir ainsi attaqué peut

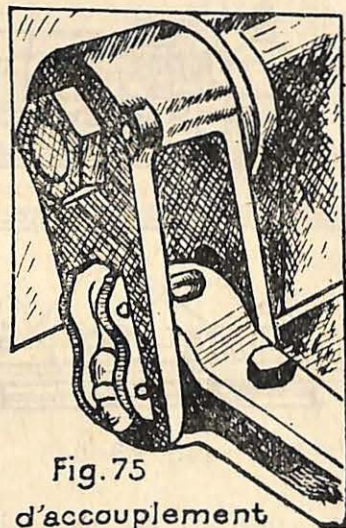
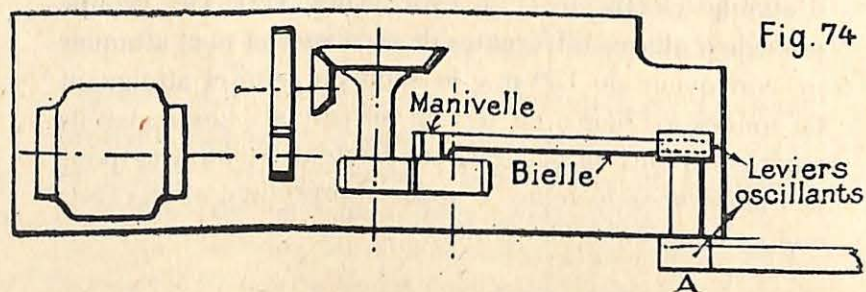


Fig. 75  
Mode d'accouplement  
au point A de la fig. 74

atteindre 60 tonnes à l'heure en terrain horizontal. Ce moteur, de même d'ailleurs que les précédents, réalise la transformation du mouvement circulaire continu du moteur en mouvement alternatif, au moyen du système bielle manivelle. Le mode d'accouplement de la bielle

d'attaque est tel qu'il permet une attaque légèrement oblique. Le moteur ne doit donc pas être strictement parallèle au couloir (fig. 75).

#### Dispositifs d'attaque.

Généralement, le moteur d'attaque est relié à un tronçon spécial du couloir dit « bac d'attaque ». Ce bac recevant l'effort maximum, est celui qui se brise le plus souvent, alors qu'il est précisément le plus cher. C'est pour éviter cet inconvénient, que certaines maisons ont créé un châssis d'attaque que l'on peut monter entre deux tronçons normaux, en n'importe quel point du couloir.

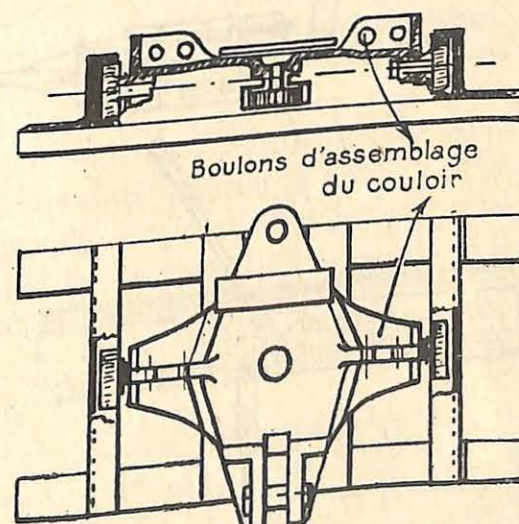


Fig. 76

Ainsi que le montre la figure 76, ce châssis est fixé par les boulons d'assemblage des tronçons du couloir.

Quant à la position du moteur, elle dépend des conditions locales. Les plus rencontrées sont celles que nous

avons représentées figures 77 et 78. L'attaque par câble avec moteur placé perpendiculairement au couloir, présente un avantage intéressant. En effet, si l'on place par exemple le moteur dans une fausse voie, celui-ci peut rester en place aussi longtemps que la longueur du câble le permet. Ce fait constitue une économie de main-d'œuvre appréciable. Marvor (1) cite des charbonnages

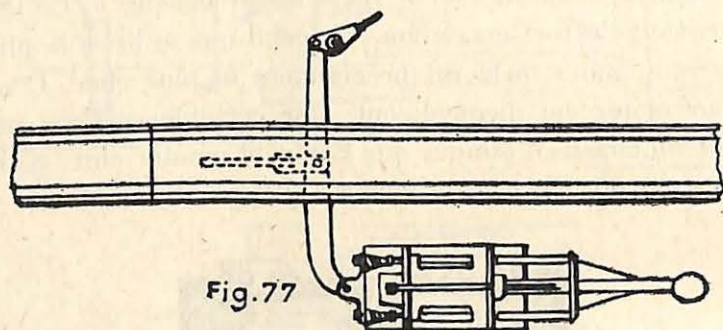


Fig. 77

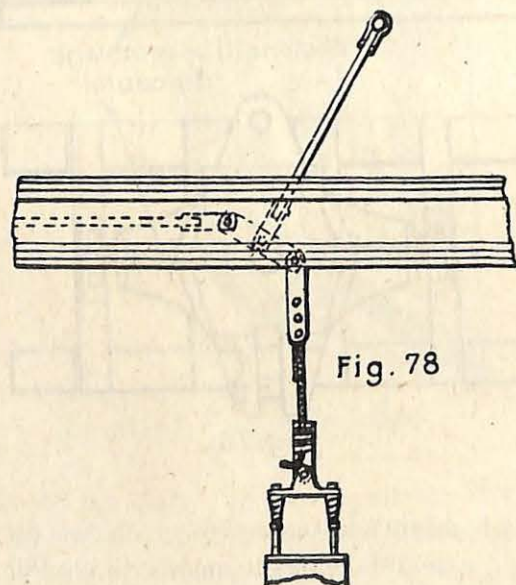


Fig. 78

(1) MARVOR, Recent Progress in Underground Conveying, *Colliery Guardian*, 9 août 1929.

anglais utilisant ce mode d'attaque depuis 20 ans, et où l'on ne déplace le moteur qu'au bout de 25 à 30 mètres. Ce sont là des chiffres maxima, car la plus grande distance que nous ayons vue est de 8 mètres entre le moteur et le couloir.

#### *Mode d'accouplement.*

L'accouplement encore le plus en vogue, reste celui par boulons, écrous et contre-écrous. Ce mode présente cependant plusieurs inconvénients. Tout d'abord, il est lent; de plus, les écrous se perdent facilement. Si le front de taille n'est pas bien droit, les ouvriers parviennent à accoupler deux tronçons, soit en intercalant un coin en bois, soit en ne plaçant le boulon et l'écrou que d'un seul côté du couloir. Ce boulon travaillant à un taux exagéré, se rompt fréquemment. Il est donc à conseiller de proscrire cette manière de faire et de maintenir le front aussi droit que dans le cas de desserte par courroie. On ne peut qu'y gagner au point de vue de la régularité du fonctionnement du couloir. Si le mur est irrégulier, les boulons travaillent également dans de mauvaises conditions.

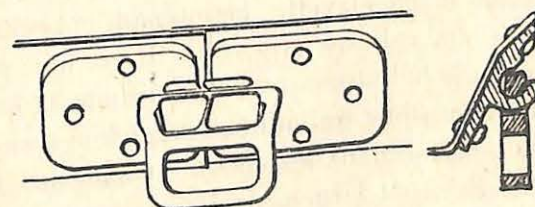


Fig. 79

Le mode d'accouplement le plus rapide que nous ayons vu est celui qui a été en usage pendant un certain temps aux Charbonnages de Maurage (fig. 79). Ce mode



d'accouplement est assez pratique lorsqu'il s'agit de couloirs assez courts et lorsque le pendage est bon. Mais dès qu'il s'agit de grandes longueurs de couloirs et d'un gisement plat, l'effort considérable exercé sur le couloir use rapidement les attaches, qui ont bientôt un jeu exagéré.

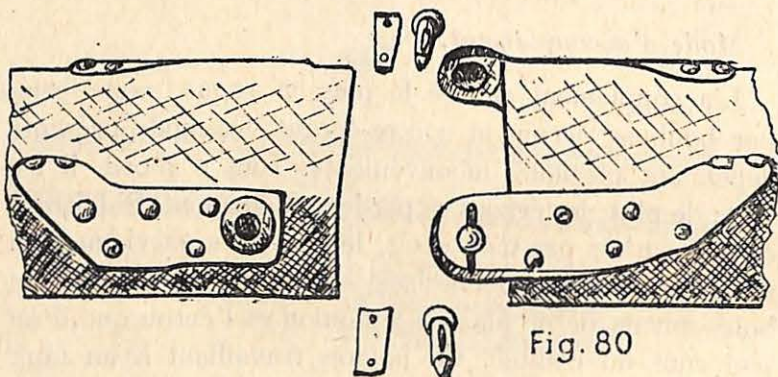


Fig. 80

Le mode d'accouplement introduit par la maison Flottmann est aussi assez rapide. De chaque côté du couloir, est rivée une éclisse dont l'extrémité est forgée en calotte. Les deux calottes d'un élément viennent se loger dans les deux calottes de l'autre en s'emboîtant parfaitement. Chacune des articulations ainsi formée comporte un petit tourillon muni d'une clavette, maintenant la position réciproque des deux calottes (fig. 80). Il est bien à remarquer que c'est là le but unique des tourillons, et que ceux-ci ne participent donc qu'indirectement à la transmission des efforts longitudinaux du couloir. Quant aux surfaces sphériques, elles sont largement dimensionnées pour supporter les grands efforts qu'elles ont à transmettre. Ce mode d'assemblage présente l'avantage de se prêter aux ondulations du mur sans modifier les conditions de travail des attaches. Enfin, le grand avantage de ce dispositif réside dans la facilité et la rapidité de montage et de dé-

montage. Des essais auraient montré que le couloir avec assemblage par calottes, peut être monté et démonté dans le quart du temps nécessaire au montage et au démontage d'un couloir à assemblage par boulons.

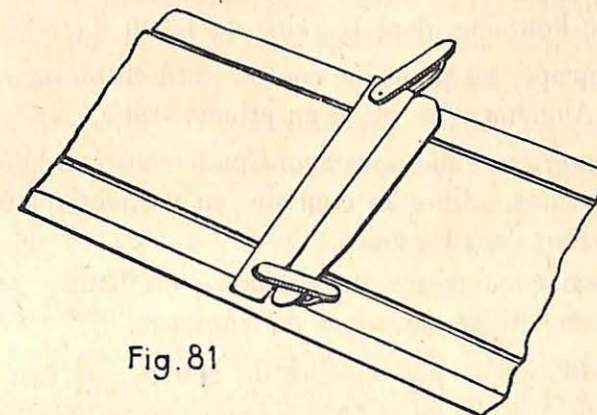


Fig. 81

Parmi les systèmes à démontage rapide, nous citerons encore le système à éclisses représenté figure 81 et utilisé en Angleterre. Enfin, un procédé récent, le procédé Poxon (1) consisterait à fixer chaque élément du couloir à deux câbles tendus disposés de chaque côté du couloir. D'après Fritzsche (2), un couloir de 100 m. de long avec l'accouplement Poxon pourrait être déplacé en 1 heure.

#### Le convoyeur à courroie.

Les convoyeurs à courroies sont employés, en Belgique, dans les tailles absolument horizontales ou présentant des contre-pentes. Le charbonnage de Winterslag, par suite des très larges ondulations qui caractérisent son

(1) MARVOR, Recent Progress in Underground Conveying, *Colliery Guardian*, p. 514, 1929.

(2) FRITZSCHE, Bergtechnische Anregungen aus dem englischen Kohlenbergbau, *Glückauf*, novembre 1930.

gisement, exploite actuellement moitié par couloirs, moitié par courroies. Plusieurs autres charbonnages de Campine en possèdent également. Dans le vieux bassin, où les couches sont généralement inclinées, les bandes sont plutôt rares. Nous en avons vu en usage au n° 19 de Monceau-Fontaine, dans la veine de 1.300 mètres.

En Europe, au point de vue de l'utilisation des courroies, l'Angleterre se place au premier rang.

La Sarre, ainsi que nous avons pu le constater au cours de nos visites, utilise la courroie en grandes quantités, mais surtout dans les voies.

L'Allemagne, patrie des couloirs oscillants, semble plutôt rester fidèle à ce mode de transport.

L'installation la plus célèbre de convoyeurs, est celle de la mine « Colonial » dans l'Amérique du Nord où la production journalière de 12.000 tonnes est amenée par 9 kilomètres de courroies dans les bateaux du fleuve Monongahela.

Un convoyeur se compose essentiellement : d'une tête motrice, d'un tambour de retour et des rouleaux intermédiaires placés à intervalles réguliers et supportant une courroie sans fin.

Les *têtes motrices* peuvent être, comme les moteurs d'attaque de couloirs oscillants, électriques ou à air comprimé. Il est à remarquer, à ce sujet, que l'électricité se prête beaucoup mieux à la commande des courroies qu'à celle des couloirs, tandis que l'air comprimé convient mieux, à première vue, à ces derniers.

Les *têtes motrices* électriques sont donc d'une construction excessivement simple. En principe : un moteur électrique et un réducteur de vitesse par vis et engrenages. Les *têtes motrices* à air comprimé sont identiques,

mais le moteur électrique est remplacé par un moteur turbinair. On a également essayé une attaque par quatre moteurs à pistons en étoile. Le rendement était peut-être supérieur, mais il ne faut pas oublier qu'en matière d'exploitation des mines, et en longue taille surtout, la robustesse et la sécurité de marche priment tout.

Les *têtes motrices* sont toujours placées à l'extrémité de la toile, du côté du déversement des produits transportés, l'ouvrier qui s'y trouve en permanence pouvant juger des moments où il doit arrêter la courroie ou la remettre en marche. Certains constructeurs (Demag) font aussi des *têtes motrices* de milieu, chaque extrémité de la toile sans fin étant alors munie d'un tambour de retour. Ces *motrices* du milieu sont munies d'une réserve de toile permettant d'allonger la bande sans y ajouter un nouveau morceau.

La longueur de bande que l'on peut commander avec une seule tête motrice dépend naturellement de la puissance et du mode de construction de celle-ci. Ainsi, les *têtes Meco*, à trois tambours de 36 cm. de diamètre, dont deux sont commandés par un moteur de 12 HP. peuvent, avec une toile de 66 cm. de large, débiter 80 tonnes à l'heure sur un parcours horizontal de 200 m. Avec un moteur de 20 HP., on a desservi une longueur de 300 m. en voie horizontale à Velsen (Sarre). Les Demag simplifiées, c'est-à-dire à un seul tambour commandé, attaquent en général des longueurs plus faibles, 160 mètres environ.

Le défaut général des *têtes motrices* est leur grand encombrement en hauteur, qui en interdit l'emploi dans nos veines minces. Pour celles-ci, le diamètre des tambours devrait être trop petit, ce qui diminuerait encore la vie des toiles.

Le tambour de retour ne présente aucune particularité. Ces tambours sont de même diamètre que les tambours d'attaque. Un point très important, en ce qui concerne la durée des bandes, est le nettoyage de la face *a* du brin de retour (fig. 82). En effet, quoi que l'on fasse, et surtout s'il s'agit d'une courroie de taille — toujours placée en hâte — nous avons toujours constaté que du charbon tombait du brin supérieur sur le brin inférieur. Dès lors, si l'on n'enlève pas ce charbon à temps, il est entraîné contre le tambour de retour et la courroie et il détériore celle-ci.

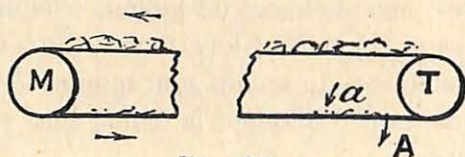


Fig. 82

Nous avons vu utiliser plusieurs moyens pour éviter cet inconvénient.

A Griesborn et à Duhamel, ainsi qu'en Belgique, on se contente de placer en A une râclette disposée diagonalement par rapport à la direction de transport, et qui rejette donc le menu sur le sol.

A Velsen, on retourne le brin de 180° transversalement, avant son introduction sous le tambour de retour. A notre avis, ce moyen n'est pas à recommander. Voici, en effet, l'inconvénient que nous avons remarqué aux installations de Velsen : quiconque a un peu la pratique des courroies, sait parfaitement qu'il est très difficile d'obtenir des ouvriers que le mur soit toujours bien nettoyé sous la courroie. Le plus souvent, le mur est encombré de charbon. Dès lors, si nous retournons la bande

de 180°, comme l'indique la figure 83, elle frotte précisément continuellement par la tranche dans le tas de charbon, et s'use ainsi très rapidement.

Enfin, un troisième moyen a été préconisé par la « Méco Belt Cy » ; le tambour de retour à claire voie.

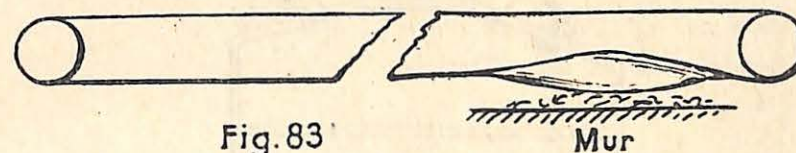


Fig. 83

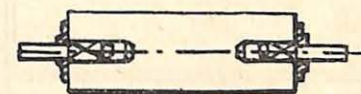


Fig. 84

*Rouleaux intermédiaires.* — Ceux-ci sont constitués à la manière indiquée figure 84. L'axe tourne dans des coussinets ouverts, de sorte que le galet peut se soulever facilement si, par exemple, un morceau de charbon vient à passer en-dessous. Des chaises pouvant porter deux de ces galets, sont disposées à des intervalles réguliers de 2 mètres environ (fig. 85).

La plupart des galets actuellement en usage en Belgique, ainsi que ceux que nous avons vu dans la Sarre, sont encore des galets plats.

Ceux-ci ne répondent plus aux conditions d'exploitation actuelles. Ils présentent, en effet, plusieurs inconvénients.

Tout d'abord, s'il s'agit de courroies de taille, on s'aperçoit que l'ouvrier perd beaucoup de temps lors du pelletage du charbon abattu sur le transporteur. L'ou-

vrier doit, en effet, réellement poser son charbon sur la courroie, s'il ne veut pas que la moitié tombe à côté.

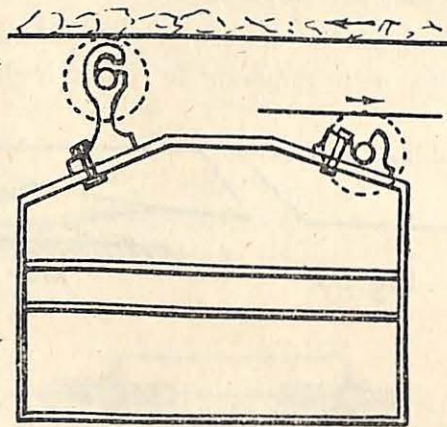


Fig. 85

La section utile des produits perpendiculairement au sens de marche est, de plus, très faible par rapport à la largeur de la courroie. Hütte (1) renseigne comme valeur de S (fig. 86) :

$$S = \frac{1}{18} b^2 \text{ avec } b. = 0,9 b - 0,05$$

pour des matériaux fins.

Folkerts et Bechtold (2) sont d'avis qu'avec le tout-venant de la mine, la section utile est un peu plus grande

et égale à 
$$S = \frac{1}{12} b^2$$

Si les courroies avec galets plats étaient suffisantes pour une production relativement faible, elles se sont

(1) HUTTE, Aide-mémoire de l'Ingénieur.

(2) FOLKERTS et BECHTOLD, Anwendungsmöglichkeiten und Wirtschaftlichkeit der Bandförderung im Steinkohlenbergbau, Glückauf, 18 janvier 1930.

révélées insuffisantes à partir du moment où l'on a voulu augmenter leur débit.

Pour remédier aux deux inconvénients signalés plus haut, on a placé de chaque côté de la courroie des tôles verticales encaissant celles-ci et augmentant par le fait même la section S.

Cette manière de faire ne saurait trop être réprouvée. Le charbon qui se glisse continuellement entre les tôles de côté et la courroie use très rapidement celle-ci (fig. 87). Cette remarque a surtout sa valeur pour les courroies de taille fréquemment déplacées.

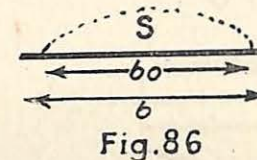


Fig. 86

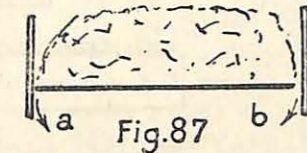


Fig. 87

L'installation la plus soignée que nous ayons vue, est celle d'une descenderie de 300 m. à la taille 3 Westfeld au puits Griesborn dans la Sarre. Cette installation avait été entièrement faite avec l'aide d'un géomètre qui vérifiait l'horizontalité des supports au niveau ainsi que la rectitude de l'alignement. Grâce aux soins avec lesquels s'était faite la pos des chevalets et des tôles, on avait pu ne conserver entre celles-ci et les tôles qu'un espace très faible (2 ou 3 mm. au plus). De plus, aux points d'arrivée du charbon, des guides en bois ou en vieux câbles de chanvre, étaient disposés ainsi que l'indique la fig. 88, pour ramener le charbon vers le milieu de la bande.

Les galets en auge remédient à ces inconvénients. Nous en avons rencontré de deux formes. Les uns (fig. 89 et

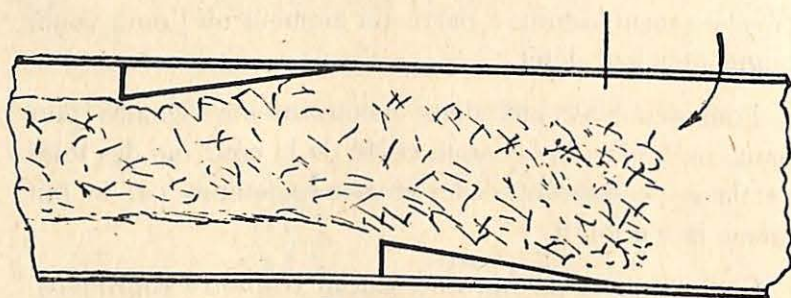


Fig. 88

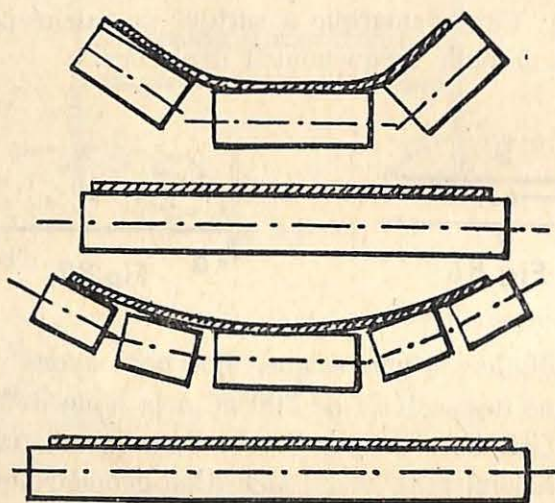


Fig.89 et Fig.90

90) possèdent, pour le brin aller, 3 ou 5 axes de rotation ; les autres (fig. 91) n'en possèdent qu'un seul, ce qui simplifie l'installation. Le second système est évidemment plus pesant que le premier.

Ces systèmes, où tous les frottements nuisibles sont supprimés, se révèlent de beaucoup supérieurs aux premiers, malgré leur prix plus élevé. L'innovation de la

firme Hugh Wood and Cy Ltd de Newcastle, est aussi digne du plus haut intérêt (1).

*La courroie proprement dite.* — Les courroies les plus employées sont en toile de coton, imprégnées et enrobées dans du caoutchouc. Ce dernier ayant surtout pour but

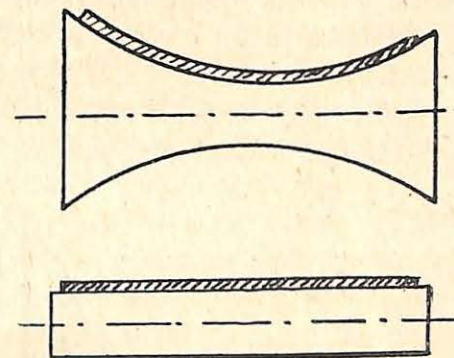


Fig. 91

de protéger la toile contre l'humidité. Voici, à titre d'exemple, les conditions imposées aux fournisseurs par le Groupe Ouest des Mines de la Sarre (2) :

- A. Résistance à la rupture } suivant la chaîne: 55 kgs.  
d'un pli de toile par cm. } suivant la trame: 25 kgs.
- B. Enrobage de caoutchouc: 2 mm. sur chaque face.
- C. Qualité du caoutchouc: allongement avant rupture: 500 %.

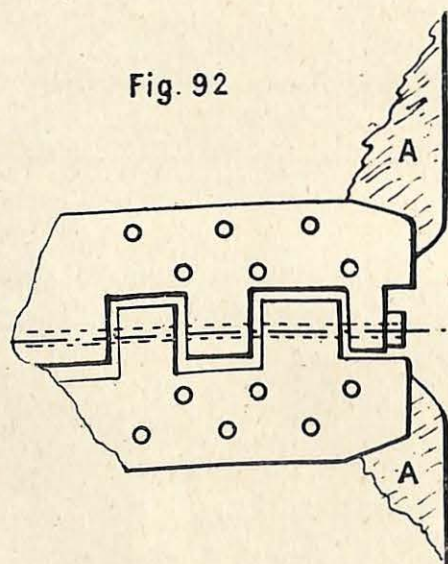
Les toiles sont fournies en tronçons de longueurs variables selon les fournisseurs, et les tronçons sont réunis

(1) Backworth Colliery, *Colliery Engineering*, novembre 1930.

(2) PLASSARD, L'emploi des convoyeurs à Velsen, *Revue de l'Industrie Minérale*.

au moyen de la double charnière représentée figure 92. Les extrémités de ces tronçons souffrent beaucoup, surtout dans le cas d'installations fréquemment déplacées.

On observe souvent que les parties de bande A (fig. 92) sont rapidement déchirées. Ce fait que les bandes s'usent plus par les mauvais traitements que par le tonnage transporté, montre tout l'intérêt des grosses productions. Une toile de taille de faible débit s'usant presque aussi vite qu'une à grand débit, il en résulte que l'on peut dire à priori que les convoyeurs à bande ne sont pas du tout indiqués pour les tailles à faible production.



On a remarqué à Velsen (1) que les toiles périssaient surtout par disparition du caoutchouc d'enrobage. Il se forme dans la pellicule de caoutchouc de petits trous qui tendent à s'agrandir très rapidement. On prolonge la vie

(1) PLASSARD, L'emploi des convoyeurs à Velsen, *Revue de l'Industrie Minière*, 15 octobre 1929.

des toiles en réparant immédiatement ces trous au moyen de dissolution à froid. Disons enfin que certains constructeurs allemands (Demag et Hauhinco) viennent de mettre sur le marché des transporteurs à bandes métalliques, pour les convoyeurs stationnaires.

*Débit possible des courroies.* — Le débit des courroies est fonction de la section utile des produits et de leur vitesse. Nous avons vu combien la section utile était faible pour des courroies plates, et comment on pouvait l'augmenter par l'emploi de galets spéciaux. La vitesse moyenne généralement adoptée est de 75 cm. à 1 m. par seconde. La mine Rheinpreusen 4, rapprochant les galets-supports, a pu porter cette vitesse à 1<sup>m</sup>,20 par sec. (1) Contrairement aux couloirs oscillants, la bande a un débit assez indépendant de la pente. Le plus fort débit que nous ayons vu réaliser est 700 tonnes en 6 h. 1/2 de travail effectif, au moyen de deux courroies plates en série, remontant une pente de 10° (Griesborn).

*Comparaison des prix de revient de la desserte d'une longue taille par couloirs oscillants et par convoyeurs à courroies.*

Si nous voulons comparer entre eux les modes de desserte par couloirs et par courroies, avec attaque, soit par air comprimé, soit par électricité, deux choses nous sont indispensables :

1. les prix des installations, ainsi que la durée de l'amortissement;
2. la consommation d'énergie.

Afin de donner à l'étude qui va suivre une portée suffisamment générale, nous avons, dans la mesure du pos-

(1) FOLKERTS et BECHTOLD, *Glückauf*, 18 janvier 1930.

sible, déterminé pour ces deux facteurs des valeurs normales moyennes.

Les prix attribués aux diverses installations résultent de la comparaison de ceux que nous ont donnés les constructeurs et les ingénieurs qui les utilisent et de ceux qu'ont donnés certains auteurs, dans les diverses études parues à ce sujet.

C'est sur la durée de l'amortissement qu'il est le plus difficile de se mettre d'accord. Cette valeur diffère d'ailleurs beaucoup, selon le soin avec lequel les appareils sont installés et entretenus, et selon la marque de fabrication. Nous avons vu, par exemple, une courroie rendue absolument inutilisable après deux mois de service, tandis que d'autres restaient très présentables après 8 mois.

Dans chaque mine particulière, la durée de l'amortissement devra donc être déterminée d'après son expérience propre et les résultats qu'elle a déjà obtenus.

Faisons remarquer en passant que les appareils électriques, et surtout ceux qui n'ont pas de pièces en mouvement alternatif ont, pour cette dernière raison, une durée supérieure à celle des moteurs à air comprimé. On pourra s'en faire une idée en se rapportant à l'étude récente du Dr. Fritzsche sur l'emploi de l'air comprimé et de l'électricité dans les mines de la Ruhr (1).

Quant au taux de l'intérêt, il est également variable, selon les pays et selon les temps. La valeur de 6 % que nous avons prise dans nos calculs est plutôt un minimum.

Le second facteur qui nous intéresse, c'est-à-dire la consommation d'énergie, est, plus que tout autre, sujet à de grandes variations. En effet, cette consommation ne varie pas seulement avec le genre de moteur, mais aussi

(1) FRITZSCHE, *Glückauf*, 18 octobre 1930.

avec le temps d'utilisation. C'est, par exemple, le cas pour les moteurs turbinaires dont la consommation augmente avec l'usage.

Nous envisagerons le cas d'une taille de 100 m. de long en couche horizontale et produisant 60 tonnes à l'heure.

*Couloir oscillant avec attaque à l'air comprimé.*

On peut compter que ce débit de 60 tonnes à l'heure est actuellement une limite pratique, en tenant compte d'une certaine marge de sécurité, et réalisable au moyen de l'installation récemment créée par la firme Eickhoff : moteur ME. 420 et contre-moteur MEG. 260. Les prix sont ceux du constructeur. Pour la durée de l'amortissement, nous avons pris les valeurs suivantes : couloir proprement dit, un an et demi; moteur, 4 ans.

La durée d'un an et demi prise pour le couloir est en-dessous de celle que l'on prend d'habitude, mais il faut remarquer que le couloir est soumis ici à des efforts violents, étant donné les rudes conditions de travail. On prend aussi d'ordinaire cinq ans pour le moteur; c'est pour la même raison que nous avons indiqué quatre ans seulement.

Si la pression est de 4 atmosphères, la consommation peut être prise égale à 700 m<sup>3</sup>/heure. Cette valeur nous paraît assez normale, car elle reste assez bien dans l'ordre de grandeur signalé par d'autres auteurs. Pour un débit de 37 T/heure avec un moteur Flottmann et un contre-cylindre, Presser et Müller (1) signalent une consommation horaire de 405 m<sup>3</sup> d'air aspiré pour 87 m. de couloir horizontal. Aux Mines Minister-Stein (2) des mesures très

(1) PRESSER et MULLER, Vergleichsversuche mit Schüttebrutschenmotoren. — *Glückauf*, 1927, p. 553.

(2) FRITZSCHE. — *Glückauf*, 18 octobre 1930.

précises ont donné les résultats suivants : Pour un couloir de 90 m., avec très peu de pente, un moteur de 420 consommait de 360 à 450 m<sup>3</sup>/heure pour un débit de 30 à 60 T/heure. A la mine Rheinpreussen (3) une taille de 220m. dans une couche à 8° de pente est desservie par 3 couloirs attaqués par des moteurs de 420. Le couloir supérieur possède en outre un contre-cylindre de 260. La consommation des moteurs commandant ces deux derniers tronçons a été trouvée égale à 524 m<sup>3</sup>/heure pour 53 T/heure. Enfin Folkerts et Bechtold (1) signalent pour un moteur de 420 et un contre-moteur de 260, 650 m<sup>3</sup> pour 60 T/heure (3 atmosphères) et 785 pour 80 T/heure (4 atmosphères). Les frais de graissage et d'entretien sont des moyennes que nous avons calculées d'après divers renseignements recueillis au cours de nos visites.

Le prix de revient s'établit donc comme suit :

Frais de premier établissement :	
100 m. de couloirs . . . . .	fr. 13.000,—
Chaises d'attaque; barre d'attaque, accessoires, etc. . . . .	5.000,—
Moteur de 420. . . . .	6.300,—
Moteur de 260. . . . .	4.000,—

Prix de revient par an :

$$13.000 \text{ fr.} \times 0,7 + 15.300 \text{ fr.} \times 0,290 = 13.540 \text{ fr.}$$

Prix de revient par jour de travail : 45 francs.

Le moteur fonctionnant 6 h. 1/2 par jour, consomme 4.550 m<sup>3</sup> d'air.

(1) FOLKERTS et BECHTOLD. — *Glückauf*, 18 janvier 1930.

Le prix du mètre cube d'air aspiré oscille, dans la plupart des charbonnages, aux environs de 3 centimes. Ce prix est également celui des charbonnages de la Houve. Les recherches de la « Verein für die Bergbaulichen Interessen » d'Essen ont abouti au prix moyen de 0,0036 mk. par mètre cube. Fritzsche (1) indique cependant un prix légèrement inférieur.

Le prix de revient journalier de la consommation d'énergie est donc de :  $4.550 \times 0,03 = \text{fr. } 13,50$ .

Graissage et entretien par an : 1.500 francs, soit 5 francs par jour.

La desserte par couloir oscillant attaqué par moteur à air comprimé revient donc, salaire non compris, à fr. 186,50.

fr. 45,—
136,50
5,—
—
fr. 186,50

#### *Couloir oscillant avec attaque électrique.*

Nous supposons que l'installation électrique du fond est faite pour le service des haveuses.

Un moteur électrique d'attaque, susceptible de faire débiter à un couloir de 100 mètres 60 tonnes à l'heure, coûte 60.000 francs avec accessoires. Nous compterons également quatre ans comme durée d'amortissement (Fritzsche signale 5 ans, Presser et Muller 7 ans).

(1) FRITZSCHE, *Wirtschaftlichkeit von Pressluft und Electricität im Ruhr Kohlenbergbau*, *Glückauf*, 18 octobre 1930.



Prix de revient annuel du moteur :

60.000 fr.  $\times$  0,29 = . . . . . fr. 17.400,—

Le prix de revient du couloir proprement  
dit reste . . . . . 9.100,—

Total fr. 26.500,—

Prix de revient journalier de l'installation complète  
fr. 88,40.

Le prix du kilowatt, dans les charbonnages belges, est en moyenne de 25 centimes. Le moteur d'attaque consomme 18 kilowatt-heure qui coûtent  $4,5 \times 6,5 =$  fr. 29,20 par jour.

Entretien : 5 francs par jour.

fr. . 88,40

29,20

5,—

fr. 122,60

La comparaison devient plus intéressante si nous séparons les frais de consommation d'énergie des autres frais. En effet, nous pouvons dire que le prix de revient du couloir oscillant attaqué par moteur à air comprimé est de 50 fr. + k. 21 fr.

Celui des moteurs électriques est de 93,40 fr. + k. 4,5 fr., k étant le nombre d'heures de fonctionnement par jour.

Ces chiffres nous permettent de dresser le diagramme ci-joint (fig. 93). Ce diagramme montre que l'attaque par moteur électrique devient intéressante aussitôt que la durée de fonctionnement du moteur dépasse 3 heures par jour. Il fait donc apparaître nettement l'avantage du merveilleux rendement de l'électricité, vis-à-vis du ren-

dement déplorable de l'air comprimé. Nous ferons cependant remarquer que les chiffres ci-dessus sont plutôt à l'avantage de l'air comprimé, puisque le rapport des

facteurs de k est :  $\frac{21}{4,5} = 4,66$  seulement, alors que les divers auteurs (1) admettent en général une valeur de

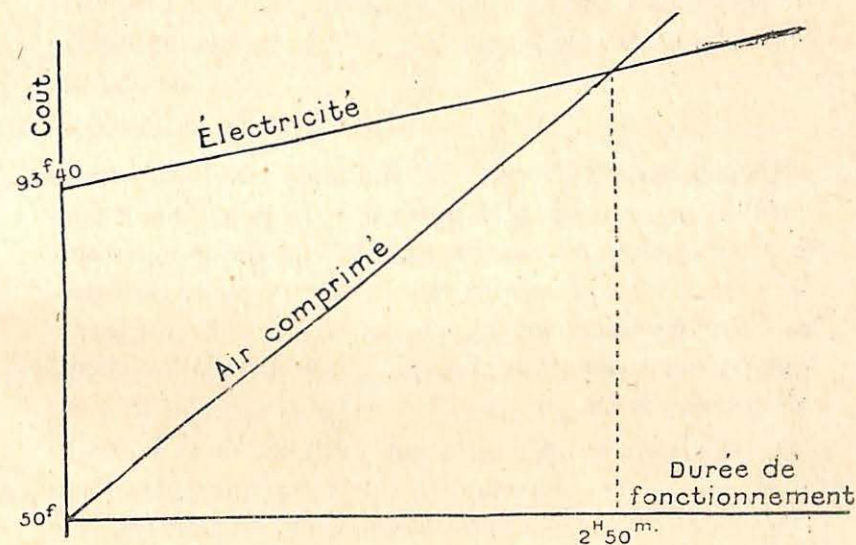


Fig. 93

6 à 8. La différence de ces deux agents moteurs est telle que l'avantage serait encore à l'électricité pour une installation travaillant plus de 12 heures par jour, dans le cas où l'on devrait faire l'installation électrique complète (câbles, transformateurs, etc.).

(1) PHILLIPI admet 6 à 8 (Elektrische Vorortmaschine, Glückauf, 1925, p. 389).

BRUCH admet 6 (Das Ergebnis des Elektrifizierungsversuches auf der Schachtanlage Ministersstein, Glückauf, 1927, p. 525).

FRITZSCHE admet 7 (Vergleich der Wirtschaftlichkeit von Preszluft und Elektrizität im Bergbau, Glückauf, 1930, p. 1390).

*Courroie transporteuse attaquée par moteur turbinnaire.*

Une installation Méco, capable de débiter 60 tonnes par heure, sur une longueur de 100 mètres, coûte 130.000 francs, soit :

Tête motrice avec turbine, tambour de retour, etc. . . . .	fr. 70.000,—
50 chevalets à 280 fr. (galets plats) . . . .	14.000,—
200 mètres de courroies . . . . .	46.000,—
	<hr/>
	fr. 130.000,—

Dans la Sarre, où l'on fait grand usage de têtes motrices turbinnaires, on compte en général 3 ans pour l'amortissement de la tête motrice. Fritzsche (1) indique une durée de 5 ans. Nous prendrons une valeur moyenne de 4 ans, en considérant cependant que ce chiffre est trop avantageux, étant donné qu'il s'agit d'une installation déplacée tous les jours.

Ce fait a une grande influence sur la vie de la courroie, ainsi que nous l'avons déjà fait remarquer plus haut. D'après ce que nous avons pu constater, on peut franchement dire qu'une bande de taille doit être remplacée au bout de 8 mois de fonctionnement.

Pour les galets, on peut compter sur une durée de fonctionnement de 5 ans. Le prix de revient s'établit donc comme suit :

Tête motrice :	$70.000 \times 0,375 =$	26.100
Chevalets :	$14.000 \times 0,237 =$	3.320
200 m. de bande :	$46.000 \times 1,5 =$	69.000
		<hr/>
		98.420/an

(1) FRITZSCHE, loc. cit.

Les chiffres de 1928 de la division Griesborn dans la Sarre, ont montré que les frais d'entretien et des pièces de rechange se montaient à 10.000 francs par an et par tête motrice. Le prix de revient journalier de l'installation complète est donc de :

$$\frac{108.420}{300} = 362 \text{ francs.}$$

La consommation d'énergie augmente avec l'usure de la machine.

A Griesborn, la consommation d'air a été mesurée avec précision après 6 mois de service seulement et trouvée égale à 450 m<sup>3</sup> à l'heure. Nous n'exagérons donc certainement pas en comptant sur une moyenne de 500 m<sup>3</sup> à l'heure.

Dès lors, la consommation journalière est de 2.025 m<sup>3</sup> coûtant fr. 87.75. La desserte par courroie avec attaque par moteur à air comprimé revient donc à 362 francs + fr. 87,75 = 450 francs environ par jour.

*Courroie attaquée par moteur électrique.*

Le moteur électrique se prête beaucoup mieux à l'attaque d'une courroie sans fin, et la consommation d'énergie est très réduite avec ce mode d'attaque. Elle revient à peine à 15 francs par jour. Le prix de revient d'une courroie attaquée par moteur électrique devient donc 362 + 15 = 377 francs.

Il est intéressant de montrer ici tout l'intérêt de supports à 3 galets. En effet, on peut dire que ces galets doublent facilement la vie d'une courroie de taille. Dès lors, en comptant que ces galets coûtent le double des

galets simples — ce qui est d'ailleurs exagéré — on obtient les chiffres suivants :

Tête motrice :	70.000.	0,373 =	fr. 26.100
Galets-supports	28.000.	0,237 =	6.640
Courroies :	46.000.	0,72 =	33.100
			fr. 65.840

L'installation revient donc à 220 francs par jour et les prix de revient se modifient comme suit :

Courroies attaquées par moteur turbinnaire : 307,50/jour  
 Courroies attaquées par moteur électrique : 235,—/jour

Ces prix montrent l'avantage incontestable des supports à 3 galets, et l'erreur des exploitants qui, pour faire une économie très minime, détruisent la partie la plus précieuse de l'installation c'est-à-dire la bande. Faisons encore remarquer que l'on supprime les postes nécessaires pour le placement des tôles de côté, lorsqu'on emploie les galets plats.

Nous avons donc à comparer les chiffres suivants :

	Moteur à air comprimé.	Moteur électrique.
Courroie . . . . .	fr. 307,50	235,—
Couloirs . . . . .	186,50	122,60

Ces chiffres ayant été établis pour une desserte en taille horizontale, montrant déjà un avantage du couloir par rapport à la courroie, on peut en conclure que le couloir sera toujours plus avantageux que la courroie, du moment que la taille présente une certaine pente, car le débit des couloirs augmente rapidement avec la pente, en même temps que la quantité d'énergie consommée diminue. Il est certain qu'il existe une pente où l'attaque

à l'air comprimé devient moins chère que celle à l'électricité, car il existe une pente à partir de laquelle la consommation d'énergie — qui constituait 73 % du prix de revient dans le cas étudié ci-dessous — devient très réduite. L'étude est à faire dans chaque cas particulier. On voit donc que le moteur à l'air comprimé, simple et robuste conserve tout son intérêt. Pour de forts débits, et pour une pente faible ou nulle, le moteur électrique lui est supérieur, en supposant bien entendu la canalisation existante pour haveuses, comme c'est le cas dans d'assez nombreux charbonnages.

En ce qui concerne la courroie, qui devrait d'ailleurs toujours être supportée par des supports à 3 galets, on voit immédiatement que l'attaque à l'air comprimé est excessivement chère. L'attaque électrique, au contraire, est très économique, ce qui permet à la bande de rivaliser avec le couloir oscillant, à partir d'un certain nombre d'heures de fonctionnement. Ce nombre nous est donné par l'équation :  $50 + k. 21 = 220 + k. 2,3$   
 d'où  $k. = 9$  heures.

Enfin, pour de très gros débits ou des allures avec contre-pente légère, la courroie s'impose, car le débit d'un couloir oscillant avec la moindre contre-pente, si faible soit-elle, tombe très rapidement. Or, les couches dites horizontales, le sont en réalité rarement, mais présentent de très larges ondulations à peine perceptibles. Celles-ci suffisent cependant pour faire apparaître l'ennui des contre-pentes en taille. D'ailleurs, lorsqu'une couche ne présente pas d'allure costresse bien déterminée, la méthode d'exploitation la plus rationnelle, lorsque l'eau ne s'y oppose pas, est la méthode anglaise, que les charbonnages de Winterslag ont adoptée.

Cette méthode consiste à conduire les voies absolu-

ment droites à travers les ondulations de la couche, de manière que la taille conserve une longueur constante. Elle amène donc facilement des renversements de pente en taille. Dans ce cas, une courroie s'impose, et peut d'ailleurs être très économique si elle est intelligemment installée et utilisée.

#### Le convoyeur à râclettes.

A côté des couloirs oscillants et des convoyeurs à bande que nous venons d'étudier, il existe un troisième type de convoyeur, surtout utilisé en Angleterre : le

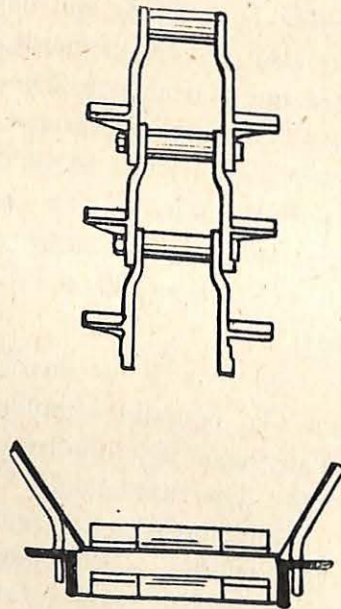


Fig. 94

convoyeur à râclettes. Ce convoyeur consiste simplement en un couloir dans lequel circule une chaîne sans fin entraînant une série de râclettes, ainsi que le montre la figure 94. C'est un des premiers types de convoyeurs de

tailles apparus sur le marché, et l'on peut dire qu'il n'a guère évolué depuis son apparition. Il reste cher, ne se prête guère aux ondulations du mur et, de plus, le charbon se coïncant souvent sous la chaîne, celle-ci est sujette à de fréquentes ruptures. Nous ne pensons pas qu'en longues tailles, la chaîne à râclettes puisse être intéressante.

Cependant, elle peut rendre de précieux services pour de très petites longueurs de transport et pour des services accessoires. Nous avons déjà dit, par exemple, que les charbonnages d'Oranje-Nassau utilisaient, au moment de notre visite, une petite chaîne à râclettes Demag de 7 m. de longueur utile, pour traverser un dérangement rencontré dans une longue taille de 120 m. La figure 95 indique la disposition adoptée.

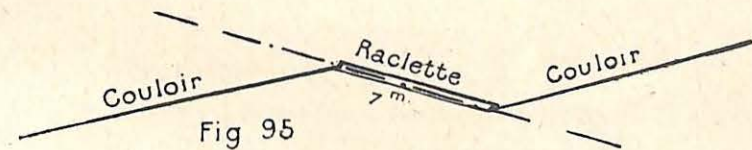


Fig 95

Disons enfin que le principe de la chaîne à râclettes est adopté dans la plupart des chargeuses mécaniques utilisées en Amérique et en Angleterre.

Les trois types de convoyeurs examinés jusqu'à présent : couloirs oscillants, convoyeurs à courroies et chaîne à râclettes, présentent tous trois un inconvénient commun, dont l'importance peut être telle que, dans certaines conditions, l'emploi de ces convoyeurs soit impossible. Cet inconvénient est la nécessité du pelletage. En couches de puissance moyenne et de grande puissance, le pelletage dans le convoyeur du charbon abattu prend déjà un temps qui n'est pas négligeable. Afin de

nous en rendre compte, nous avons fait deux chronométrages qui nous ont donné les résultats suivants :

	Abatage.	Pellet.	Boisage.	Repas.	Total.
Couche 1 <sup>m</sup> ,20 bon toit . . .	115	192	75	10	392
Couche 0 <sup>m</sup> ,90 mauv. toit . .	120	130	120	10	380

On peut donc dire que l'ouvrier fait en général plus de pelletage que d'abatage proprement dit.

En couches minces, l'inconvénient du pelletage est encore beaucoup plus grave, car ce travail devient excessivement fatigant. D'ailleurs, à partir d'une certaine puissance, l'emploi de convoyeurs devient impossible. On peut dire qu'une ouverture de 0<sup>m</sup>,50 constitue à peu près une limite d'emploi de ces engins. Dès lors, comment exploiter des couches à faibles pendages ou même horizontales, et d'une puissance inférieure à

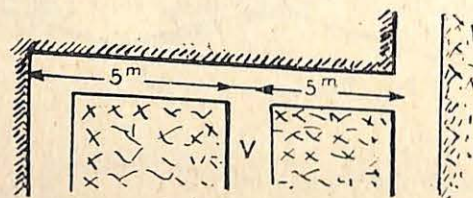


Fig. 96

0<sup>m</sup>,50? Il existe encore des charbonnages exploitant de telles couches par la méthode archaïque des petites tailles montantes. La couche où nous avons travaillé comme ouvrier abatteur, avait 0<sup>m</sup>,40 d'ouverture et était exploitée par cette méthode. Le charbon venait très bien, de sorte que l'abatage constituait la partie la moins pénible du travail. Quant au pelletage qui devait se faire jusqu'à la voie thierne V (fig. 96), c'est-à-dire sur une distance de 5 m., il est inutile de dire qu'il était excessi-

vement difficile et d'un rendement déplorable. Le pelletage nous prenait en moyenne 2,5 à 3 fois autant de temps que l'abatage proprement dit.

On ne peut plus, à l'heure actuelle, préconiser des méthodes aussi désuètes, car on possède des engins permettant d'exploiter économiquement les couches les plus plates et les plus minces en dispensant l'ouvrier du travail pénible du pelletage. Ces engins sont le râcleur et le convoyeur-chargeur.

#### Le râcleur.

Cet appareil est d'importation américaine où, sous le nom de scraper, il est employé dans les veines minces en travaux de traçage et dans les travaux de dépilage, dans la méthode d'exploitation dite « méthode en V ». Celle-ci

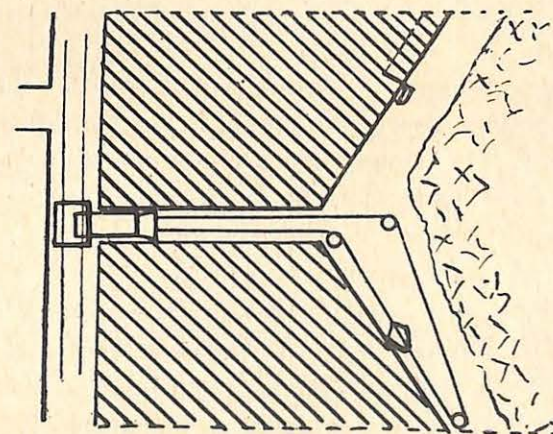


Fig. 97

consiste, ainsi que l'indique la figure 97, à dépiler un panneau en retour, en donnant au front l'allure des branches d'un V, l'un des fronts étant havé et abattu à l'explosif, pendant que l'évacuation des produits s'effectue

sur l'autre front au moyen du râcleur. Cette méthode est particulièrement économique, la main-d'œuvre étant réduite au minimum. Le râcleur est d'ailleurs utilisé également dans d'autres méthodes d'exploitation, la méthode par chambres et même la méthode des longues tailles chassantes. La méthode en V est cependant celle qui se prête le mieux à l'emploi du râcleur, ainsi que le montrent les chiffres suivants (1) :

Puits	Puissance	Pente	Méthode	Long. du front	Product. en 8 h.	Rendement par ouvrier
Olephant .	0,65	0-10°	par pilier	9 m.	41 T.	5 T.
Jernym. .	1,05	»	chassante	75 m.	77 T.	8,6 T.
Stoors . .	0,60	»	»	60 m.	80 T.	9 T.
Ahrenfield .	1,15	»	en V	2 x 30 m.	150 T.	15 T.
Berwind .	1,00	»	»	2 x 30 m.	130 T.	18,6 T.

Sur le Continent, le râcleur fut d'abord essayé à la surface, pour la reprise au stock, la reprise des terres au terril, etc. On songea alors à imiter l'Amérique et à l'utiliser dans les travaux du fond, mais il eut surtout du succès pour la mise en place du remblai, ainsi que nous l'exposerons dans le chapitre suivant.

Cependant, les quelques essais faits jusqu'à présent, de l'application de ce mode de desserte, ont donné de bons résultats. Au tout premier plan, nous citerons l'heureuse application de l'évacuation par râcleur, dans la couche « Petite Grille » à la division de Roche la Mo-lière (2). Petite Grille est une couche dont la puissance varie entre 40 et 60 cm., et dont le pendage est de 15°

(1) Glückauf, 6 juillet 1929.

(2) DESNANTES et LOUSTEAU, Essais de concentration dans la couche petite grille, *Revue de l'Industrie Minérale*, 15 avril 1930.

environ. Ce pendage n'étant pas suffisant pour permettre le glissement du charbon, et l'ouverture étant trop faible pour permettre la desserte par couloir oscillant, on s'était vu forcé d'exploiter cette couche par petites tailles chassantes de 16 m., dans lesquelles un ou deux ouvriers prenaient une ou deux brèches montantes. Le charbon était poussé dans des tôles par des gamins. Le remblayage était fait avec les terres du bosseyement des voies, qui étaient en excès. En réalité, le remblai était très mal fait.

L'introduction de la desserte par râcleur, a permis d'adopter la méthode suivante : actuellement, une seule taille de 60 m. environ remplace quatre des anciennes petites tailles, supprimant ainsi trois voies intermédiaires. L'avancement journalier est de 1<sup>m</sup>,20, et la taille donne une production de 65 tonnes de charbon. Le matin, les ouvriers trouvent la taille dans la situation indiquée sur la figure 98. Il y a 0<sup>m</sup>,60 entre le front et la première file d'étauçons, puis une allée de 1<sup>m</sup>,20 où circulent les râcleurs, une deuxième allée pour le retour du câble, une allée libre et enfin les carrés de bois permettant l'auto-remblayage (voir chapitre suivant à ce sujet).

Au poste d'abatage, 12 ouvriers abattent le charbon au marteau pic et poussent le charbon abattu, à la pelle ou simplement avec leurs pieds, dans l'allée du râcleur. Ce charbon est amené au pied de la taille au moyen de deux râcleurs en série. Ces râcleurs sont commandés par un treuil de 10 HP. à 2 tambours. L'un de ces tambours est commandé par le moteur, tandis que l'autre, débrayé, tourne librement, les deux tambours étant d'ailleurs commandés alternativement par le moteur. On communique ainsi aux râcleurs un mouvement de va et vient d'une amplitude de 30 m. La vitesse moyenne est de 0<sup>m</sup>,50 par seconde. L'ouvrier du treuil reconnaît les

positions extrêmes grâce à des marques indiquées sur le câble, Un cordon de sonnette longe d'ailleurs toute la taille, de manière à permettre au personnel de celle-ci d'être en communication avec le treuil.

Le râcleur proprement dit consiste simplement en une sorte de caisse, limitée de chaque côté par deux guides, destinés à éviter l'accrochage des étançons et, à l'arrière, par un volet mobile disposé de telle sorte que le charbon n'est entraîné que dans un seul sens.

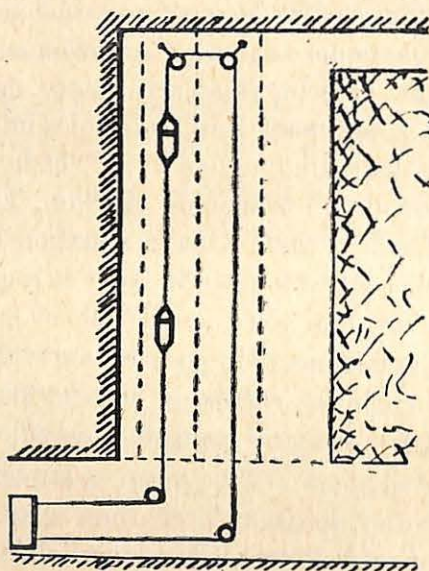


Fig. 98

En avril 1930, la taille marchait depuis trois mois à raison de 35 m. d'avancement par mois. La taille exploitée se trouve à 125 m. d'un plan incliné. Avec un rendement à l'abatteur de 5 tonnes, on arrive à un rendement du chantier de 2 tonnes par ouvrier, en comptant tous les ouvriers du chantier jusqu'au pied du plan incliné.

Les dépenses résultant de l'emploi des râcleurs peuvent se calculer comme suit :

Treuil 9.000 fr. amortis en 3 ans à 6 % :	
	$9.000 \times 0,373 = 3.350$ fr.
Râcleur, poulies, accessoires (3.000 fr.) :	
	$3.000 \times 0,373 = 1.120$ fr.
Dépenses annuelles en câbles :	200 fr.
	<hr style="width: 100%; border: 0.5px solid black;"/>
	4 670 fr.

soit par jour  $\frac{4.670}{300} =$  fr. 15,50 et par tonne fr. 0,259.

La consommation d'air comprimé, d'après les essais allemands, peut être évaluée à 35 m<sup>3</sup> par berline, soit  $35.130. 0,03 =$  fr. 36,70 par jour. Avec un treuil électrique, le prix de revient serait évidemment beaucoup plus faible.

Dans la Ruhr (1), des essais d'évacuation par râcleurs ont aussi été effectués, mais cet engin a plutôt eu du succès pour la mise en place du remblai.

Dans des couches plus puissantes qu'à Roche Molière, et dans des tailles chassantes de 100 m., on est parvenu à évacuer par ce moyen 120 tonnes de charbon en un poste. Il résulte donc des essais effectués jusqu'à présent, que le râcleur est plutôt un appareil à faible débit. Il possède d'incontestables avantages, dont le principal est de dispenser en partie l'ouvrier du travail du pelletage et de s'adapter aux allures les plus tourmentées du mur.

Son rendement reste le même quelle que soit la nature du charbon. On sait, par exemple, combien le rendement d'un couloir oscillant peut diminuer, si le charbon est

(1) Die Schapperförderung im Amerikanischen Bergbau, und ihre Bedeutung für den Ruhr Bergbau, Glückauf, 16 février 1929.

humide. Enfin, le râcleur peut desservir des veines très minces où le couloir ne peut être employé. Il est inutile de dire que les files d'étauçons doivent être absolument rectilignes. En résumé, le râcleur peut rendre de grands services dans certains cas particuliers, mais il n'est pas encore un engin de longues tailles à production intensive.

#### Le convoyeur-chargeur.

Le convoyeur-chargeur (Conveyor Loader) semble plus intéressant à ce point de vue. Sa conception résulte, au fond, de l'évolution de la chaîne à râclettes, et Marvor (1) signalé avec raison que ce progrès constitue la contribution la plus importante apportée au principe de la chaîne à râclettes. Il consiste simplement en un couloir ordinaire, dont on aurait enlevé la paroi verticale située du côté du front. Dans ce couloir, se meut une chaîne portant une série de râclettes. Celles-ci peuvent se relever pour la course de retour qui se fait ici latéralement, contrairement à celle de la chaîne ordinaire qui se fait en-dessous du couloir. Cette disposition permet de réduire à très peu de chose la hauteur totale du couloir. La forme des râclettes est spécialement étudiée pour que le charbon chargé dans le couloir n'ait plus tendance à en sortir. Le couloir est livré en tronçons de 3 m. réunis par un joint universel permettant tous les mouvements horizontaux et verticaux. Tel qu'il est construit actuellement, ce convoyeur-chargeur est surtout adapté aux conditions de travail des exploitations anglaises (fig. 99).. La figure 100 montre la succession des opérations dans un charbonnage du Staffordshire (2) utilisant le con-

(1) MARVOR, Recent Progress in Underground Conveying, *Colliery Guardian*, 9 août 1929, p. 515.

(2) Working Methods in South Staffordshire, *Colliery Guardian*, 9 novembre 1928.

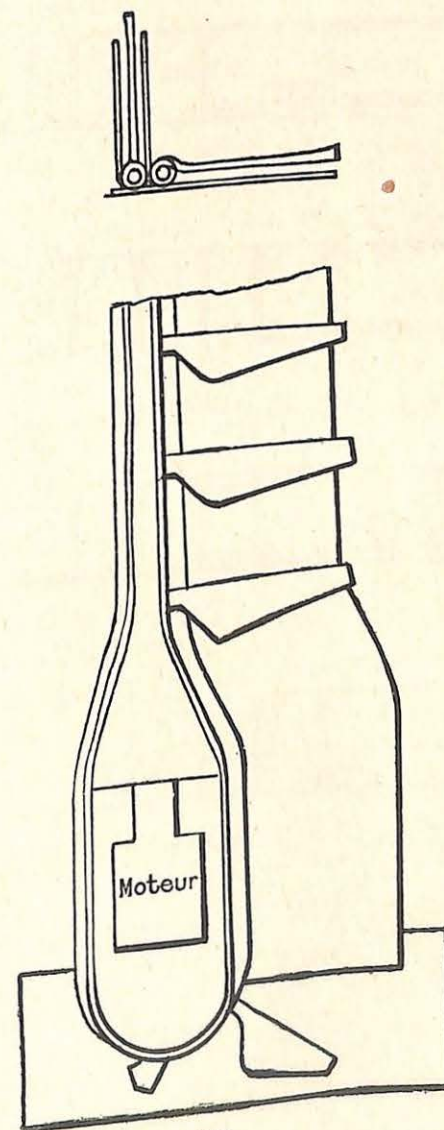


Fig. 99



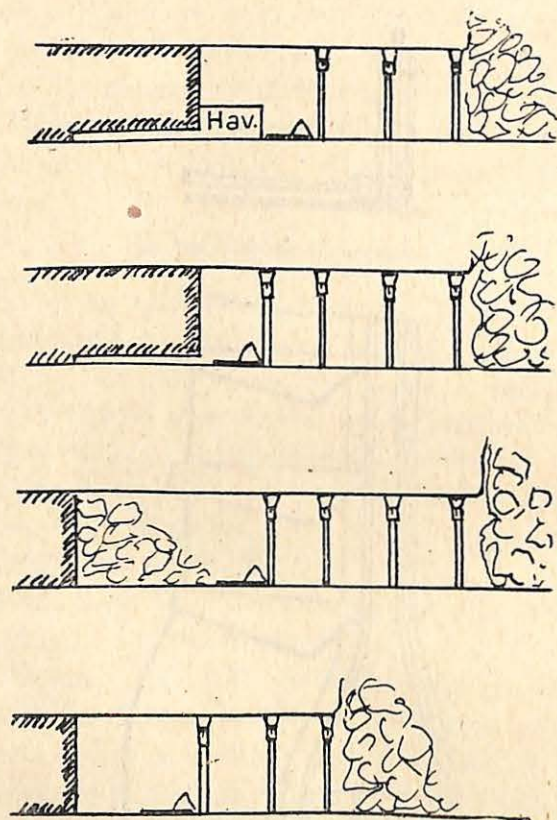


Fig. 100

voyeur-chargeur. Les fronts sont havés sur une profondeur de 1<sup>m</sup>,80 au moyen d'une haveuse à chaîne. On fore des trous de mine en charbon en même temps qu'on approche le convoyeur près du front. On tire ces mines et le charbon s'éboule pour ainsi dire sur le convoyeur, qui l'amène à la voie de base. Un dispositif d'avancement permet de pousser progressivement le convoyeur dans le tas de charbon. Au poste de nuit, on avance les étaçons métalliques et le toit s'éboule derrière la dernière ligne

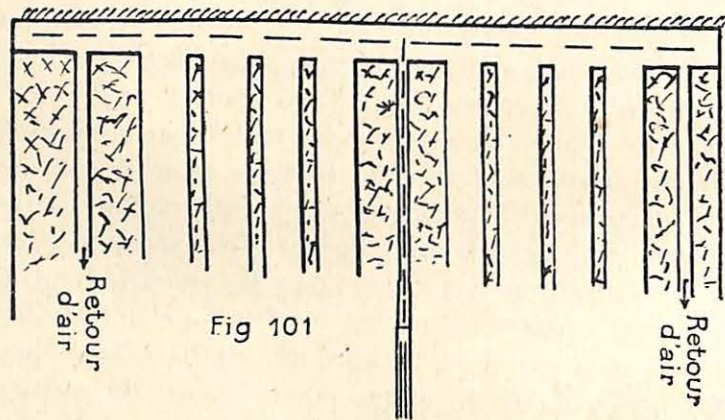
de supports. Dans une couche de 1<sup>m</sup>,35, un front de 60 m. a produit 210 tonnes avec un rendement total de 6,6 tonnes, y compris tous les ouvriers du chantier jusqu'au transport principal. En Belgique, nous n'avons évidemment guère de terrains se prêtant à une telle méthode. Mais si nous avons parlé ici du convoyeur-chargeur, c'est que cet engin, modifié et adapté à nos conditions, pourrait rendre de très grands services en couches minces où le pelletage dans le couloir est impossible. Cet engin, si on veut l'étudier, permettra d'exploiter les couches minces les plus irrégulières.

Pendant longtemps, l'emploi des couloirs et des courroies s'est limité à la desserte des tailles, ces convoyeurs débitant directement dans les berlines amenées par chevaux, treuils ou locomotives au pied des tailles. Depuis quelque temps cependant, l'usage s'est répandu d'utiliser également ces convoyeurs dans les voies de fond, de sorte qu'il existe actuellement nombre de chantiers dans lesquels plus une seule berline ne circule, tant pour l'évacuation du charbon que pour l'apport du remblai.

C'est l'Angleterre, surtout, qui a donné le signal du départ. Cette manière de faire était d'ailleurs une conséquence logique de la méthode très intelligente employée par les Anglais au point de vue creusement des voies. Nous avons déjà signalé, en effet, dans le chapitre de l'étude des terrains, qu'ils ne bosseyent leurs voies que lorsque les roches ont entièrement perdu leur énergie potentielle, en d'autres termes lorsque la « première poussée » est entièrement donnée. Dès lors, la desserte par convoyeur s'impose dans la partie de voie non bosseyée. De nombreux exemples de telles exploitations sont donnés dans le rapport du Comité d'Etudes de la « Midland Institution of Mining Engineers », de la « South Yorkshire Coal Trade Association », de la « West Yorkshire

Coalowners' Association » (1). Le type des longues tailles anglaises est donc celui représenté figure 101.

Depuis quelque temps, l'idée fait également des progrès sur le continent. En Belgique, nous avons rencontré deux essais encore assez timides (Beeringen et Nord de Gilly) mais, par contre, en Sarre, nous n'avons pour ainsi dire vu que des quartiers sans Lerline. Cette nouvelle phase dans l'évolution des longues tailles à produc-

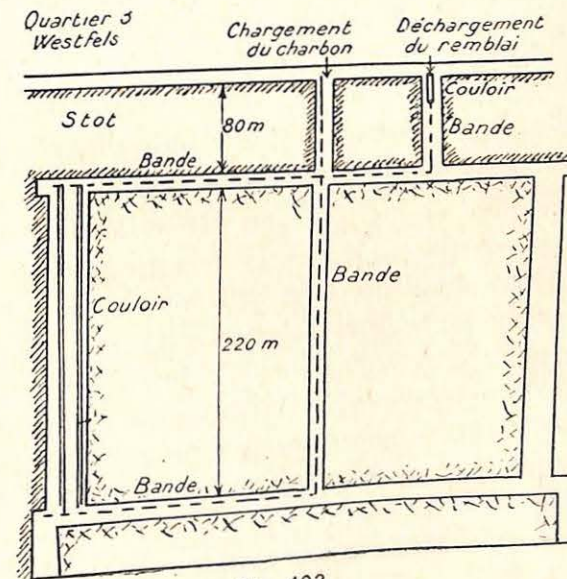


tion intensive, demande à être étudiée. Il est des cas où l'avantage est au convoyeur et d'autres où la desserte par berline est nettement plus économique, ainsi que l'on pourra s'en rendre compte par les exemples ci-dessous.

Tout d'abord, il est certain que si la desserte d'un quartier par convoyeurs peut devenir économique, elle ne le devient qu'à partir d'une production suffisante pour que les frais en soient réduits, en se répartissant sur un grand nombre de tonnes. Jamais on n'aurait eu l'idée de desservir les voies par convoyeurs, si l'ancienne méthode des petites tailles à faible production avait subsisté.

(1) Underground Conveying and Loading by Mechanical Means, *Colliery Engineering*, juillet-août 1929.

Dès lors, plus la production de la taille envisagée sera forte, et plus nous aurons de chance d'utiliser économiquement les convoyeurs. C'est pour cette raison que l'étude qui va suivre est particulièrement intéressante, puisqu'elle se rapporte à une taille produisant journellement 700 tonnes. Nous devons cette étude à l'amabilité de M. Regnier, Ingénieur divisionnaire de la division Griesborn, qui a bien voulu nous la communiquer lors de notre visite à ce siège. Le quartier étudié est la taille descendrière 3 dans le champ ouest de la veine Schwalbach.



Cette taille, ainsi que le montre la figure 102, se trouve en aval de la voie de fond : la voie à charbon est à 300 m. en aval et la voie à terre à 80 m., de sorte que la hauteur de taille s'établit à 220 m. Le quartier possède une réserve de charbon de 271.700 tonnes (77.220 pour

l'aile ouest et 194.480 pour l'aile est). La veine Schwalbach possède une puissance moyenne de 1<sup>m</sup>,60. Le tonnage journalier, pour un avancement de 1<sup>m</sup>,50 ressort donc à 220 × 1,60 × 1,50. 1,3 = 686,4 tonnes, soit avec les excédents variables des voies de tête et de base de la taille, environ 700 tonnes. Dans le cas de la desserte par rails, nous avons supposé nécessaire l'installation de deux descenderies : l'une pour les terres, entre la voie de fond et la voie à terres, soit 80 m., pour chacun des panneaux est et ouest; l'autre, pour le charbon, entre la voie de fond et la voie de base de taille, soit 300 m.

Dans le cas de la desserte par bandes, il subsiste la descenderie à charbon, mais une seule descenderie à terre suffit, à cause de la facilité de faire se croiser les bandes, alors que le rattrapage de la différence de niveau qui résulte de ce croisement, est impossible à obtenir dans le cas de roulage par berlines.

Une première étude, faite au début de l'exploitation du quartier, avait conclu que la desserte par convoyeur était la plus avantageuse : on obtenait une différence de prix de revient de fr. 0,60 à la tonne. Cependant, l'expérience gagnée par deux ans d'exploitation permet de reprendre l'étude avec des chiffres plus certains. C'est cette dernière étude que nous présentons ci-dessous. Les prix indiqués sont en francs français.

#### Desserte par berlines.

##### A. — Frais d'installation.

1. — Traçage des deux descenderies à terres . . . . . fr.	40.000
	40.000
soit à la tonne $\frac{\quad}{272.000}$ . . . . . fr.	0,147

2. — Traçage de la descenderie à charbon:	
a) percement initial : 300 × 250 . . . . .	75.000
b) mise entre piliers :	
bois de soutènement 1 m <sup>3</sup> /2 m.	
courant : 150 × 180 . . . . .	27.000
bois de piliers 1 m <sup>3</sup> /1 m. courant :	
300 × 114 . . . . .	34.200
main-d'œuvre . . . . .	180.000
	Fr. 316.200
	316.200
soit à la tonne $\frac{\quad}{272.000}$ . . . . . fr.	1,16
3. — Pose de 3 treuils et de 6 plat. . fr.	9.000
	9.000
soit à la tonne $\frac{\quad}{272.000}$ . . . . . fr.	0,033
4. — Contour du pied de la descenderie à charbon . . . . .	7.500
	7.500
soit à la tonne $\frac{\quad}{272.000}$ . . . . . fr.	0,027
5. — Pose des rails dans la descenderie :	
70 postes à 60 fr. . . . .	4.200
	4.200
soit à la tonne $\frac{\quad}{272.000}$ . . . . . fr.	0,015
Total frais d'installation . . . . . fr.	1,382

##### B. — Frais d'exploitation.

##### 1. — Main-d'œuvre :

a) DESSERTÉ. Dans le calcul qui suit, on a compté le personnel nécessaire pour la distance de chassage moyenne égale à 200 m.

*Descenderie à charbon* : 8 hommes, soit :

voie de fond : 5,  
un au treuil;  
un rouleur de vides;  
un rouleur de pleines;  
un emballeur de vides;  
un emballeur de pleines.

bas de la descenderie : 3,  
un rouleur;  
deux emballeurs.

*Descenderie à terres* : 5 hommes, soit :

voie de fond : 3,  
un rouleur de terres;  
un emballeur de terres;  
un emballeur de vides.

voie à terres : 2,  
deux emballeurs.

*Voie à charbon* : 6 hommes, soit :

un remplisseur;  
un homme pour changer les berlines de voie  
deux conducteurs de chevaux;  
deux rouleurs.

*Voie à terres* : 5 hommes, soit :

un au culbuteur;  
deux rouleurs;  
deux conducteurs de chevaux.

Si nous comptons en plus de ces ouvriers un homme de nuit, pour déplacer la trémie à terres et un homme pour nettoyer la descenderie et contrôler les barrières, nous arrivons à un total de 50 hommes, puisque le même effectif se répète le matin et l'après-midi.

Sur ces 50 hommes, se trouvent 8 conducteurs de chevaux ne touchant que les 6/10 du salaire et n'ayant droit à aucune indemnité familiale. Leur salaire a été pris en conséquence égal à 40 fr par jour.

Le prix de revient à la tonne de la main-d'œuvre de desserte  
 $42 \times 60 + 8 \times 40$   
est donc :  $\frac{\quad}{700}$  . . . . . fr. 4,057

#### b) ENTRETIEN DES VOIES.

L'expérience déjà longue de 2 ans dans ce quartier, a permis de fixer le nombre de boiseurs supplémentaires que nécessite le roulage par rails dans la descenderie, en comparaison avec la desserte par bandes. Ces dernières s'accoutument des conditions dans lesquelles le roulage par berlines serait impossible. Par contre, l'entretien des voies à charbon et à terres est nul dans les deux cas. Nous devons donc ajouter 4 boiseurs à 60 fr.,  
 $4 \times 60$

soit à la tonne  $\frac{\quad}{700}$  . . . . . fr. 0,342  
Total main-d'œuvre . . . . . fr. 4,399

#### 2. — Matériel :

2 treuils :

dépenses annuelles, amortiss. fr.  $1.700 \times 2$   
entretien et réparation.  $5.000 \times 2$   
graissage . . . . .  $800 \times 2$

1 treuil de réserve . . . . . 1.700

Total . . . . . 16.700

$\frac{16.700}{300.700}$

soit à la tonne . . . . . fr. 0,079

berlines . . . . . fr. 0,220

traverses : 11.131 à 23 fr. . . fr. 26.013

$26.013 \times 0,237$

soit à la tonne  $\frac{\quad}{300.700}$  . . . . . fr. 0,029

rails . . . . . 0,018

câbles . . . . . 0,03

Total matériel . . . . . fr. 0,376

## 3. — Energie :

a) chevaux : deux par poste dans la voie à charbon et autant dans la voie à terres, soit en tout, par jour, 8 chevaux à 35 francs, soit à la tonne . . . . . fr.	0,40
b) treuil à charbon consommant 800 m <sup>3</sup> à l'heure et travaillant 12 heures par jour :	
800 × 12 . . . . . m <sup>3</sup>	9.600
fuites : 25 % . . . . . m <sup>3</sup>	2.400
prix de l'air comprimé à la tonne . . . . . fr.	0,14
	<hr/>
Total énergie . . . . . fr.	0,814

## RECAPITULATION.

A. — Frais d'installation . . . . . fr.	1,382
B. — Frais d'exploitation :	
main-d'œuvre . . . . .	4,399
matériel . . . . .	0,376
énergie . . . . .	0,814
	<hr/>
	Fr. 6,971

Le prix de revient de la desserte par berline s'élève donc à 6,971 francs.

**Desserte par convoyeurs.**A. — *Frais d'installation.*1. — *Travaux préparatoires :*

a) traçage de la descenderie à terres .	20.000
b) traçage de la descenderie à charbon	316.200
c) surélévation de la tête de la descenderie à charbon . . . . .	23.160
d) surélévation du croisement des bandes : 108 postes à 60 fr. . . . .	6.480

e) surélévation de la descenderie pour la tête motrice intermédiaire . . . . . 2.880

Fr. 369.120

369.120

soit à la tonne 

---

 . . . . . fr. 1,356

272.000

2. — *Installation de la bande avec tôles latérales et des têtes motrices :*

a) descenderie à charbon . . . . . fr. 7.200

b) descenderie à terres . . . . . 1.440

c) voies à charbon . . . . . 1.200

d) voies à terres . . . . . 720

Fr. 10.560

10.560

soit à la tonne 

---

 . . . . . fr. 0,39

272.000

3. — *Madriers pour la surélévation des chevalets au point de déversement des bandes et au croisement de deux bandes :*

4 m<sup>3</sup> de bois à 350 fr. . . . . fr. 11.400

11.400

soit à la tonne 

---

 . . . . . fr. 0,005

272.000

4. — *Installation du couloir à terres . fr. 1.200*

1.200

soit à la tonne 

---

 . . . . . fr. 0,004

272.000

Total frais d'installation . . . . . fr. 1,404

B. — *Frais d'exploitation.*1. — *Main-d'œuvre :*

Le personnel fourni par l'équipe comprend par jour :

8 hommes au remplissage du charbon ;

4 hommes au culbutage des terres ;

2 hommes à la tête motrice du milieu de la descenderie;  
 2 hommes à la tête motrice de la voie à charbon;  
 2 hommes au point de déversement du couloir de la bande;  
 2 hommes au couloir stationnaire à terres;  
 2 hommes à la bande à terres (tête motrice);  
 2 hommes à la bande de la voie à terres (tête motrice);  
 2 hommes pour nettoyer le dessous des bandes.

26 hommes à 60 fr. . . . . fr.	1.560	
	1.560	
soit à la tonne $\frac{\quad}{700}$ . . . . . fr.		2,23

## 2. -- Matériel :

a) ligne de couloir à terres . . . fr.	4.450	
	4.450	
soit à la tonne $\frac{\quad}{200 \times 700}$ (amort., 200 j.) . fr.		0,032
1 contre cylindre . . . . . fr.	1.640	
	$1.640 \times 0,237$	
soit à la tonne $\frac{\quad}{300 \times 700}$ . . . . . fr.		0,02
moteur Eickhoff de 420 : par an. . . . .	3.115	
	3.116	
soit à la tonne $\frac{\quad}{300 \times 700}$ . . . . . fr.		0,015
Total couloir à terres . . . . . fr.		0,049

b) bandes. Amortissement en 18 mois. C'est le chiffre que l'expérience a montré comme étant la durée normale.

descenderie et Fahrstrecke :		
720 x 165 . . . . . fr.	118.800	
amortissement en 1 an 1/2 à 6 % . . . . .	85.000	
	85.000	
soit à la tonne $\frac{\quad}{210.000}$ . . . . . fr.		0,404

voies à charbon :

taille ouest. Les deux voies partent de zéro pour atteindre 180 m. Nous pouvons donc compter 90 m. en moyenne.

2 (voies) x 2 (brins) x 90 x 165 . fr.	59.400	
	$59.400 \times 0,717$	
soit à la tonne $\frac{\quad}{210.000}$ . . . . . fr.		0,202

taille est : 200 m. en moyenne :

2 x 2 x 200 x 165 . . . . . fr.	132.000	
	$132.000 \times 0,717$	
soit à la tonne $\frac{\quad}{210.000}$ . . . . . fr.		0,440

Comme la taille Est durera sensiblement deux fois aussi longtemps que la taille Ouest et que les deux tailles ne seront jamais exploitées simultanément, le prix de revient des bandes dans les voies s'établit pour l'ensemble des deux tailles à :

$2 \times 0,440 + 0,202$		
	3	
		fr. 0,361

charnières de rechange, par an. fr.	420	
	$420 \times 22$	

soit à la tonne $\frac{\quad}{210.000}$ . . . . . fr.		0,044
---	--	-------

c) têtes motrices et tambours de retour.

taille Ouest : 1 tête motrice;  
 taille Est : 1 pendant 200 m., 2 jusqu'au bout, moyenne 1 1/2, soit pour l'ensemble des panneaux, en donnant le coefficient 2 à la taille Est qui chasse deux fois plus loin.

$1 + 2 \times 1,5$		
	$\frac{\quad}{3} = \frac{4}{3}$	de tête motrice Méco,

3	
15 chevaux;	

descenderie à terres, voies de taille à charbon  
et à terres :

$1 + \frac{2 \times 4}{3} = \frac{11}{3}$	Méco à 38.000 francs,	
soit par an . . . . .	fr.	51.970
Demag 25 chevaux . . . . .		16.740
Méco 21 chevaux . . . . .		20.150
<hr/>		
Amortissem. en 3 ans à 6 % . fr.		88.860
	88.860	
soit à la tonne $\frac{88.860}{300 \times 700}$ . . . . .	fr.	0,423
entretien et pièces de rechange (d'après les chiffres de 10 mois : salaires d'atelier et pièces de rechange) : $\frac{5 \times 12 \times 427}{210.000}$ . . . . .	fr.	0,299

Graissage :

15 fr./jour/tête de 15 chevaux ;	
20 fr./jour/tête de 20 à 25 chevaux :	
$2 \times 20 + \frac{11}{3} \times 15 = 95$ fr./jour, soit à la tonne .	0,135

Enfin, il est nécessaire d'avoir une réserve : une turbine seule et une tête motrice complète pour deux en service. Pour le quartier 3, d'après l'évaluation précédente, il faut donc comme réserve :

1 Méco 20 ch. . . . .	fr.	54.000
2 Méco 15 ch. . . . .		76.000
1 turbine Méco 20 ch. . . . .		21.000
2 turbines 15 ch. . . . .		32.000
<hr/>		

à considérer comme capital à 10 % parce que, dans 10 ans, ce matériel sera périmé. La dépense annuelle est donc de 18.320 + 11.000 (int. 6 %) égale à 29.520 francs, soit à la tonne . . . . .

Total bandes . . . . .	fr.	1,808
------------------------	-----	-------

d) chevalets et rouleaux.

descenderie et Fahrstrecke :

180 chevalets à 200 fr. . . . .	fr.	36.000
soit par an (amort., 30 ans, 6 %) .		13.428

voies à charbon et à terres :

taille Ouest : 90 chevalets ;

taille Est : 200 chevalets.

Pour l'ensemble du panneau se trouvent en  
 $90 + 2 \times 200$

en service :  $\frac{\quad}{3} = 163$  chevalets,

soit par an . . . . . fr. 12.160

la dépense à la tonne, en chevalets et rouleaux,

est de . . . . . fr. 0,122

Pose des traverses et des rails indispensables

pour le transport des grosses pièces (haveuses,

têtes motrices, etc.), (voir transport par ber-

lines) . . . . . fr. 0,047

Total matériel . . . . . fr. 1,98

### 3. — Energie :

Les têtes motrices fonctionnent 6 h. 1/2 par poste, plus 2 heures la nuit pour l'évacuation des terres de rauhage, soit en tout 15 heures. Les chiffres suivants sont ceux qu'ont donnés les mesures faites après 6 mois de marche.

2 grosses têtes :

$2 \times 650 \text{ m}^2 \times 15 \times 0,02$  . . . . . fr. 390

11

— de petites têtes :

3

11

$\frac{\quad}{3} \times 450 \times 15 \times 0,02$  . . . . . 495

3

Fr. 885

885

soit à la tonne  $\frac{885}{700}$  . . . . . fr. 0,264

700

moteur Eickhoff à terres : 10 h./jour :	
10 × 200 × 0,02 . . . . . fr.	40
soit à la tonne . . . . . fr.	0,057
fuites : 25 %, soit à la tonne . . . . .	0,330
<hr/>	
Total énergie . . . . . fr.	1,641

## RECAPITULATION.

A. — Frais d'installation . . . . . fr.	1,404
B. — Frais d'exploitation :	
main-d'œuvre . . . . .	2,228
matériel . . . . .	2,026
énergie . . . . .	1,641
<hr/>	
Fr.	7,299

Le prix de revient de la desserte par bandes attaquées par moteurs turbinaires est donc : 7,299 francs.

Cette étude nous permet de tirer des conclusions très intéressantes. Nous remarquons, tout d'abord, que la desserte par berlines l'emporte mais de très peu, de sorte que, si nous tenons compte d'un certain facteur d'incertitude de tous ces calculs, le résultat n'est pas franchement concluant.

En réalité, étant donné les prix de revient ci-dessus, la desserte par berline a l'avantage par suite de sa sécurité de marche plus grande. En effet, nous remarquons qu'à un moment donné, la desserte du charbon se fera au moyen de 2 bandes dans la voie, et 3 bandes dans le plan incliné, soit 5 engins dont l'arrêt de l'un entraîne l'arrêt de tous les autres. Si 0,95 représente par exemple le coefficient de sécurité de marche de chacun d'eux, on voit que le coefficient de sécurité de marche de l'installation complète tombe à  $(0,95)^5 = 0,77$ .

Faisons également remarquer que l'installation de Griesborn fonctionne dans les conditions les plus désavantageuses, galets plats et attaques de têtes motrices à l'air comprimé. Ainsi que nous l'avons montré précédemment, l'emploi des supports à 3 galets, en augmentant la durée des bandes, permettrait de diminuer le poste matériel au prix de revient. En outre, l'attaque électrique, d'après les proportions généralement admises, diminuerait des 6/7 le prix de revient énergie. Dans ces conditions, la desserte par bandes serait sans aucun doute plus avantageuse que celle par berlines, si la traction se fait par chevaux comme nous l'avons supposé dans l'étude ci-dessus. Si la traction se fait par treuils électriques et câbles sans fin, il n'est pas certain que la bande l'emporte encore. Cette étude montre, dans tous les cas, la nécessité d'une très forte production pour l'emploi de la desserte par convoyeurs.

Le cas étudié à Griesborn est celui d'un panneau rectangulaire absolument régulier, se prêtant donc parfaitement à n'importe quel genre de desserte. Il existe cependant certaines allures de terrains où la desserte par bandes permet une solution très élégante, si on la compare à la desserte ordinaire par berlines. Nous voulons parler des fonds de bassins à ligne d'envoyage inclinée. La mine « Eschweile Reserve », dans le bassin d'Aix-la-Chapelle, nous offre précisément ce cas intéressant (1). La figure 103 représente le champ d'exploitation. La couche a 1<sup>m</sup>,20 de puissance, de sorte que le panneau AKHC constitue une réserve de 108.000 tonnes.

(1) FOLKERTS et BECHTOLD, *Glückauf*, 18 et 25 janvier 1930.



*Exploitation par bandes.*

Deux tailles chassantes, produisant chacune 75 tonnes par poste et marchant à deux postes d'abatage par jour, déversent leurs produits sur une courroie placée suivant la ligne d'envoyage, et qui remonte le charbon jusqu'en B. Une seconde courroie remonte un plan incliné de 140 m. en AB, représentant une différence de niveau de 36 m. Cette seconde courroie déverse les produits dans un burquin trémie, sous lequel arrivent les trains de wagonnets tirés par locomotive.

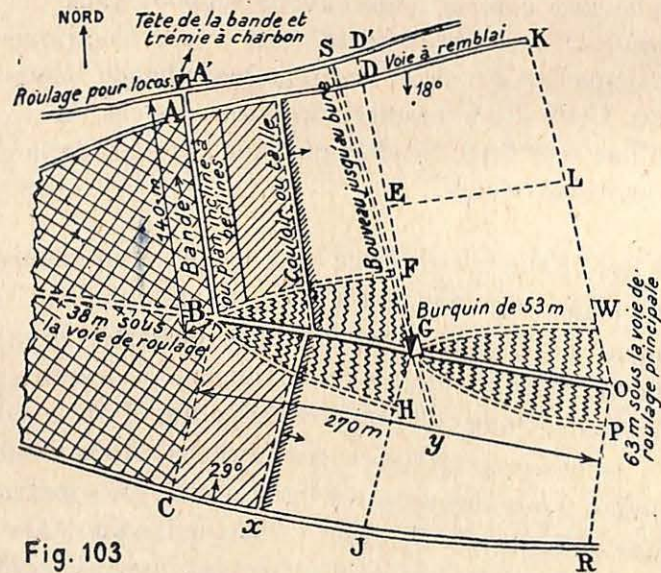


Fig. 103

*Exploitation par berlines.*

Si on exploite un tel champ par berlines, les voies de niveau prennent une allure parabolique, de sorte que le fond de bassin proprement dit devient difficile à exploiter. A mesure que l'on avance vers la limite ER du champ, on est obligé de créer des plans inclinés FC,

HG, etc. On attaquera donc le chantier au moyen du nouveau SG et du burquin G, divisant ainsi le champ en un quartier Est et un quartier Ouest. On supprime donc la voie BO, mais on doit creuser et entretenir le nouveau SG, le burquin C, les voies BF, CN, BH et GP ainsi que les plans inclinés GF et GH. De plus, le plan AB devra être élargi à double voie. Le calcul de Forkerts et Bentold montre que la desserte par bandes revient à 1,05 Mk. à la tonne, tandis que la desserte par berlines revient à 1,47 Mk. à la tonne. Ces prix restent bien de l'ordre de grandeur de ceux de Griesborn.

Il résulte donc des études de Griesborn et d'Eschweiler, que la desserte d'un quartier par convoyeur peut franchement rivaliser avec la desserte par berlines. Il serait cependant dangereux de tirer des conclusions générales. Chaque cas particulier doit faire l'objet d'une étude minutieuse, dont celle de Griesborn donne un bon exemple.

Pour être complet, ce chapitre devrait comporter l'étude des autres moyens de transport dans les voies de fond : locomotives, chevaux, traînage par câble, etc. Nous dirons seulement à ce sujet que pour les tailles à fortes productions, le transport dans les voies se fond se fera souvent très avantageusement au moyen d'un traînage par câble. Ce système est, d'après les chiffres que nous possédons, un des plus économiques. Ajoutons encore que, pour des productions moyennes, certains exploitants (à Maurage entre autres) et certains auteurs (1) préconisent encore le cheval. L'étude est à faire dans chaque cas.

(1) JAHNS, Wirtschaftlichkeit der Förderung mit Pferden Abbaulokomotiven Förderbandern und Schlepperhaspeln in Abbaustrecke bei steiler und bei flacher Lagerung, *Glückauf*, 28 décembre 1929.

*Chargement au pied des tailles.*

Il convient de dire aussi un mot de la question du chargement en berlines au pied d'une taille à grosse production. Lorsque le transport se fait par chevaux, les trains de vides arrivent jusqu'en A (fig. 104). Le cheval est décroché et vient se remettre en tête des trains de berlines pleines en B. Un ouvrier en 1 décroche les berlines vides et forme les rames de pleines; l'ouvrier 2 les pousse jusqu'en 3; l'ouvrier 2 tourne la berline sur la taque de fonte; l'ouvrier 4 pousse cette berline jusqu'en 5 où l'ouvrier 5 charge le charbon (type Maurage).

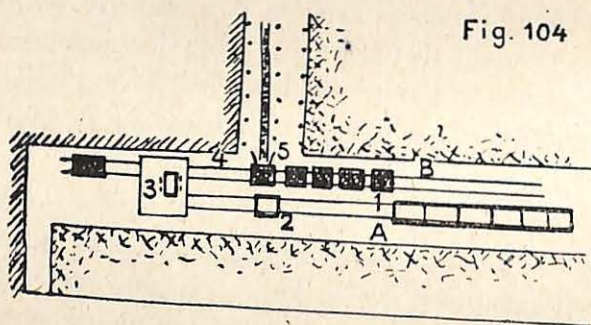
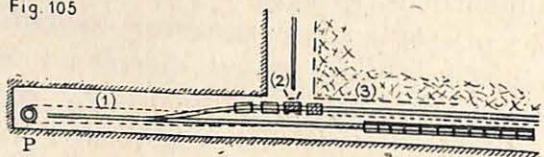


Fig. 105

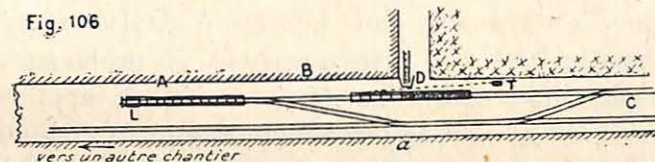


Si le transport se fait par câble (fig. 105), la poulie de retour étant en P, les trains peuvent être tirés jusqu'en F. Dès lors, un ouvrier 1 décroche le câble et pousse les berlines jusqu'en 2; l'ouvrier 2 charge; l'ouvrier 3 forme les trains et accroche le câble (type Mariemont).

Si le transport se fait par locomotive, il se fait évidemment par très longues rames, et l'on a tout intérêt à ne pas décrocher les berlines d'un train. Dans la Sarre, nous avons vu un seul homme au chargement. La locomotive amenait le train jusqu'en A (fig. 106) puis les refoulait en B et revenait par la voie a se placer en tête du train de berlines pleines en C. En D, un seul homme surveillait le chargement et avait à sa portée un levier permettant d'admettre l'air à un treuil T. Ce treuil avançait le train entier de la longueur correspondante à une berline.

En Hollande, nous avons vu le même système, mais avec un avanceur Deprez au lieu du treuil.

Fig. 106



En terminant ce chapitre, nous pouvons donc dire que la question d'évacuation des produits des longues tailles à production intensive a été heureusement résolue. Encore une fois, cette question est primordiale pour la réussite des longues tailles, mais du moment qu'on veut la résoudre, les moyens ne manquent pas.

Le problème le plus difficile au point de vue de l'évacuation — tout au moins pour certaines mines — reste encore la tenue des voies. Or, c'est précisément en mauvais terrains que la longue taille présente le plus d'avantages, grâce à la suppression des voies intermédiaires. Il ne faut donc, à aucun prix, que l'insuffisance des voies devienne la pierre d'achoppement de la méthode des longues tailles. Nous avons cependant constaté que l'on avait fait bien peu de progrès dans ce domaine. La mé-

thode à peu près générale en Belgique, consiste à mener la voie de fond un peu en avant du front de taille, le bossement précédant donc celui-ci. Dès lors, si la voie souffre, le seul moyen d'y remédier est d'échelonner sur celle-ci plusieurs brèches de recarrage. Cette méthode, à notre avis, présente plusieurs inconvénients. En effet, tout d'abord, si l'on pousse la voie de base trop loin en avant du front, cette voie va souffrir par suite de l'existence de la zone de fortes pressions, créée par l'onde Weber, ainsi que nous l'avons expliqué au premier chapitre. D'autre part, quelle que soit l'avance, il est certain que toute cette partie de voie boisée, alors qu'elle se trouve encore en ferme, souffrira aussitôt que l'avance du front l'aura placée dans la zone d'affaissement du toit. Dans les mines à fortes pressions, le problème est encore plus intéressant. En effet, la méthode appliquée en général oblige de recarrer de nombreuses fois dans des roches qui n'ont pas encore entièrement libéré leur énergie potentielle. Dès lors, il est certain que les boisages successifs seront impitoyablement brisés. Dans ce cas, la méthode idéale consisterait à laisser les roches, nouvellement mises à nu, libérer entièrement leur énergie potentielle et à ne placer le boisage que lorsque la détente serait complète. Nous pensons pouvoir attribuer, au moins en partie, l'excellent état des voies anglaises à l'application de ce principe. Ainsi que nous l'avons déjà dit, le mineur anglais ne bosseye que loin en arrière du front, et le transport, dans cette partie de voie non bosseyée, se fait par convoyeurs. Dans les mines à grande profondeur, où les terrains sont presque toujours mauvais par suite de la forte pression, le problème se complique du fait qu'une grande section de voies est nécessaire pour maintenir la température du chantier supportable. Une bonne ventila-

tion est, en effet, le meilleur moyen de remédier à la haute température des chantiers. Dans ce cas, une excellente méthode consiste à creuser les voies à très grande section. En effet, de cette manière, la zone de Trompeter sera plus grande, c'est-à-dire que la zone des roches détendues et par conséquent rendues plus résistantes sera plus étendue. La voie se maintiendra donc en meilleur état. On peut encore, à l'encontre d'un vieux principe d'exploitation des mines, chercher franchement à s'opposer aux fortes pressions. Nous n'aurions jamais osé proposer une idée aussi hardie, si celle-ci n'avait rencontré un succès complet, grâce à un mode spécial de soutènement employé à 1.035 m. de profondeur à la mine Westphalen (1).

Dans le cas de couches puissantes et de bons terrains, la méthode rabattante après traçage préalable en ferme, peut être intéressante. Disons cependant que, dans ce cas, il faudra avancer vite, de manière que l'onde de Weber soit assez plate. Il arrive souvent — c'est le cas de la plupart des couches de Campine — que la nature des terrains ne permet pas le traçage en ferme. Nous avons vu par exemple, à la couche 70 des charbonnages de Beeringen, le mur souffler de 2<sup>m</sup>,50 en 15 jours dans une voie de 3 m. de hauteur (= épaisseur de la veine). Dans ce cas, la méthode rabattante n'est pas avantageuse. On voit donc qu'il reste beaucoup à faire dans cette voie.

(1) Betriebserfahrungen mit verschiedenen Ausbaumethoden in sehr druckhaften Hauptstrecken der Zeche Westphalen, *Glückauf*, 1927, p. 925.