MINISTERE DE L'INDUSTRIE ET DU TRAVAIL

ADMINISTRATION DES MINES

ANNALES DES MINES

DE BELGIQUE

[622.05]

ANNÉE 1932

TOME XXXIII. – 3e LIVRAISON

BRUXELLES
IMPRIMERIE Robert LOUIS
37-39, rue Borrens
Téléph. 48.27.84
1932

LES ACCIDENTS SURVENUS

DANS LES

CHARBONNAGES DE BELGIQUE

pendant l'année 1927

PAR

G. RAVEN

Ingénieur en Chef-Directeur des Mines, à Bruxelles.

Accidents survenus dans les travaux souterrains.

Suite (1).

Les accidents dus aux transports souterrains.

INTRODUCTION

Les années précédentes, après les accidents provoqués par les éboulements et chutes de pierres, les plus nombreux avaient été ceux dus aux transports souterrains. Il n'en a pas été ainsi en 1927. Dans le courant de ladite année, en effet, les accidents qui se sont produits dans les puits (y compris les puits intérieurs et cheminées d'exploitation) ont été non seulement plus nombreux, mais encore plus graves dans leurs conséquences, que ceux dus aux transports souterrains.

(1) Voir *Annales des Mines de Belgique*, Tome XXXII (année 1931), 3e et 4e livr. et tome XXXIII (année 1932), 1re et 2e livr.

En 1927, les accidents de cette dernière catégorie ont été au nombre de 49, soit 24,9 % du total des accidents survenus dans les travaux souterrains; ils ont causé la mort de 34 ouvriers et occasionné des blessures graves à 18 autres.

Le nombre des ouvriers qui ont trouvé la mort dans les accidents de cette espèce, représente 16,3 % du nombre total des ouvriers qui, pendant ladite année, ont été tués dans les travaux souterrains.

Ces accidents ont été répartis en deux classes principales, suivant qu'ils se sont produits :

a) sur des voies de niveau ou peu inclinées;

b) sur des voies inclinées.

Chacune de ces deux classes a été subdivisée en plusieurs catégories, d'après les moyens employés pour produire le déplacement des véhicules.

Les accidents survenus au cours de la circulation des ouvriers et du transport des produits sur des voies de niveau ou peu inclinées.

Le nombre des accidents de chaque catégorie, ainsi que les nombres des victimes, est indiqué dans le tableau suivant :

NATURE DES ACCIDENTS		Série	Nombre de accidentés	Nombre de tués	Nombre de blessés
Accidents survenus sur des voies de niveau ou peu inclinées où le transport se fait	par hommes . . .	A	10	9	1
	par chevaux. . . .	B	12	5	7
	par locomotives . .	C	2	2	2
	par câbles ou chaînes	D	8	2	6
	Totaux		32	18	16

RÉSUMÉS

SERIE A.

N° 1. — *Liége. — 8e Arrondissement. — Charbonnage de Bonne-Fin-Bâneux. — Siège Ste-Marguerite, à Liége. — Etage de 407 mètres. — 25 février 1927, à 12 heures. — Un tué. — P. V. Ingénieur J. Danze.*

Dans une galerie en pente légère, à voie ferrée unique, un wagonnet vide poussé vers la taille par un ouvrier, a été tamponné par un wagonnet chargé venant de la taille.

Résumé

L'accident s'est produit sur la voie de niveau inférieure d'un chantier entrepris en défoncement et avançant vers l'ouest.

Cette galerie mesurait 300 mètres de longueur entre la première taille qu'elle desservait et le pied de la première grâle.

Elle était à voie ferrée unique; quatre évitements y étaient ménagés.

Elle présentait une pente générale vers l'est, c'est-à-dire vers la grâle. Entre la taille et le 3e évitement (les évitements étant comptés à partir de la grâle), la pente était de 1° 1/2.

Par suite des pressions de terrains, la section en était fort réduite; la hauteur variait de 1m,03 à 1m,20 et en maints endroits, il n'était pas possible de passer à côté des berlines.

A une quinzaine de mètres de la trémie desservant la taille, une bêle était brisée et un de ses fragments qui faisait saillie dans la section de la galerie avait été recoupé, de telle sorte que son extrémité se trouvait à 1m,03 au-dessus des rails.

La hauteur des berlines variait de 1m,015 à 1m,03.

Les hiercheurs poussaient les berlines en se servant d'une poignée, dite « manotte », formée d'un fer rond coudé et terminé par deux fourches, qu'ils accrochaient au bord supérieur arrière de la caisse du wagonnet.

Le quatrième évitement se trouvait à trente mètres de la trémie.

Un seul hiercheur effectuait les manœuvres des berlines dans cette partie de la galerie. Il allait chercher une à une les berlines vides, qui stationnaient sur la voie sud de l'évitement, et les

amenait à la trémie. La berline chargée, il la reconduisait sur la voie nord du même évitement.

Entre le troisième et le quatrième évitement, les berlines étaient déplacées par deux hiercheurs, qui se suivaient. Le dernier qui quittait le quatrième évitement avec une berline chargée faisait l'aiguille de façon qu'à la manœuvre montante suivante, les berlines vides s'engageassent sur la voie ferrée sud. Avant de partir, il plaçait, de plus, des cales en bois sur un des rails de la voie nord.

L'accident s'est produit comme suit :

Le hiercheur du dernier tronçon de la galerie avait quitté la trémie, poussant une berline pleine vers le quatrième évitement. Alors que la berline passait sous la bêle brisée, la poignée tomba de la berline qui continua à descendre librement. Le hiercheur ne put la rejoindre, a-t-il déclaré.

Cette berline pleine vint buter violemment contre une berline vide sortant du 3e évitement, poussée par un hiercheur. Celui-ci fut tué.

Il a été constaté après l'accident qu'avec une berline de 1m,015 de hauteur, la poignée frottait contre le fragment de bêle brisée et qu'avec une berline de 1m,03 de hauteur, la poignée dépassait le point le plus bas de ce bois.

Le Comité d'Arrondissement a émis l'avis suivant :

« Lorsque le transport sur une voie présentant une certaine pente est organisée par relais, il devrait exister un dispositif efficace empêchant les berlines descendant une section de cette voie, de s'engager dans la section suivante. »

N° 2. — *Limbourg. — 10e Arrondissement. — Charbonnage André Dumont sous-Asch. — Siège de Waterschei, à Genck. — Etage de 700 mètres. — 27 avril 1927, vers 2 heures. — Un blessé mortellement. — P. V. Ingénieur P. Gérard.*

Un wagonnet, mis en mouvement par un choc, a écrasé un ouvrier contre un des montants d'un cadre de soutènement.

Résumé

Une galerie servant de garage pour les wagonnets vides était en recarrage. Elle comportait deux voies ferrées et mesurait 2m,40 de largeur dans la partie recarrée, 1m,80 dans la partie non recarrée.

Au moment de l'accident, vingt wagonnets vides y avaient été amenés par les hiercheurs sur une des voies ferrées et ces wagonnets formaient une rame ininterrompue s'étendant devant la brêche de recarrage.

Deux ouvriers étaient occupés à l'élargissement de la galerie.

Dans le but de se faire de la place pour la pose d'un montant d'un cadre de boisage, ils repoussèrent vers l'arrière, sur une distance de 4m,50, les trois derniers wagonnets vides de la rame et ils les calèrent au moyen d'un simple morceau de bois placé sur l'un des rails devant la roue de la première berline. D'après les instructions qu'ils avaient reçues, ils auraient dû introduire une broche dans une des roues de cette berline.

Les hiercheurs ayant amené une nouvelle rame de quatre wagonnets vides sur la même voie ferrée, ceux-ci heurtèrent violemment les trois précédents. Bien que la pente de la voie ferrée fût faible (10 mm. par mètre), le premier de ces trois wagonnets, lancé par le choc, déplaça la cale et vint écraser un des ouvriers contre un des montants du premier cadre de la partie non encore recarrée de la galerie.

N° 3. — *Charleroi. — 4e Arrondissement. — Charbonnages Réunis de Charleroi. — Siège n° 2 (Mambourg), à Charleroi. — Etage de 650 mètres. — 15 mai 1927, vers 1 heure. — Un blessé mortellement. — P. V. Ingénieur principal L. Hardy.*

Un ouvrier qui, dans une voie de niveau, avait quitté le front de taille, poussant une berline chargée de pierres, a été trouvé, quelques minutes après, gisant mortellement blessé, sur le sol, derrière la berline.

Résumé

Un coupeur de voies et un hiercheur étaient occupés au bosseyement de la voie de niveau inférieure d'une taille. A quelques mètres de là, un ouvrier raccomodeur réparait la voie ferrée.

Deux chariots ayant été chargés de pierres à front, le coupeur de voies partit, poussant l'un d'eux. Avant son départ, il avait demandé au raccomodeur d'attendre quelques minutes, puis d'aider le hiercheur à pousser le second chariot.

De 5 à 10 minutes après le départ du coupeur de voies, l'ouvrier réparateur et le hiercheur poussèrent ensemble le second chariot sur une longueur de quelques mètres, puis le hiercheur poursuivit sa route seul. L'ouvrier réparateur le suivit toutefois, à une certaine distance.

Le hiercheur ayant entendu des râles, arrêta son chariot.

Accompagné de l'ouvrier réparateur, il passa devant ce chariot et trouva le coupeur de voies étendu dans la galerie, couché sur le côté gauche, en travers des rails, la tête contre une pierre, les pieds du côté du wagonnet qu'il avait poussé; celui-ci, qui était déraillé des deux roues de devant, se trouvait à 2m,80 de la pierre. Le coupeur de voies portait de graves blessures à la tête et des écorchures au dos. Sa lampe, éteinte, était debout sur le sol entre les rails, à 2m,60 de la pierre, soit à 0m,20 du premier wagonnet. La calotte de cuir de la victime était à côté de sa lampe; elle était en bon état et ne portait pas trace de sang; toutefois, le bord en cuir, assez épais, était affecté d'un pli transversal peu marqué, vis-à-vis du point correspondant à chacune des tempes.

La hauteur minimum de la galerie était de 1m,50. Au cadre de boisage qui se trouvait immédiatement derrière la berline déraillée, la distance comprise entre les montants et la caisse du wagonnet était d'une part de 0m,15, d'autre part de 0m,20.

Sur une longueur de 7 à 8 mètres comprenant l'endroit où l'accident s'est produit, le déplacement des wagonnets était difficile dans les deux sens.

Le hiercheur a affirmé qu'il avançait lentement et que le chariot qu'il poussait n'a pas touché la victime.

Il n'a pas été possible de définir les circonstances de l'accident.

N° 4. — *Charleroi. — 4e Arrondissement. — Charbonnage de Monceau-Fontaine, Martinet et Marchienne. — Siège n° 18, à Marchienne. — Etage de 912 mètres. — 2 août 1927, à 4 heures. — Un blessé mortellement. — P. V. Ingénieur R. Lefèvre.*

En passant sur la pointe de l'aiguille d'un évitement, un chariot s'est renversé et a atteint un ouvrier.

Résumé

Deux ouvriers poussaient un wagonnet chargé de terres dans la voie de roulage d'un chantier. Un troisième ouvrier guida ce chariot latéralement pour l'engager dans un évitement. Arrivé à la pointe de l'aiguille, le chariot se renversa. Le troisième ouvrier n'eut pas le temps de se retirer et fut atteint à la jambe droite.

Aucun déraillement ne s'était jamais produit en cet endroit et après l'accident, les manœuvres des berlines continuèrent sans le moindre incident.

La voie ferrée et le matériel roulant étaient en bon état.

N° 5. — *Charleroi. — 4e Arrondissement. — Charbonnage de Masse et Diarbois. — Siège n° 4, à Ransart. — Etage de 144 mètres. — 13 août 1927, à 18 heures. — Un tué. — P. V. Ingénieur principal L. Hardy.*

Dans une galerie présentant une pente locale accentuée, un ouvrier n'a pu retenir un wagonnet chargé et a été tué.

Résumé

La galerie, longue de 72 mètres, desservant une taille, présentait une pente marquée dans le sens de la marche des wagonnets en charge.

Cette pente atteignait le maximum de 6° sur une longueur de 8 mètres précédant une porte. Au delà de cette porte, la pente n'était plus que de 3° 1/2, sur 4 mètres, c'est-à-dire jusqu'au plancher horizontal terminant la galerie au pied d'un plan incliné.

La galerie était à voie ferrée unique.

A une vingtaine de mètres du front, dans l'une des parois était ménagée une niche où l'on garait le wagonnet vide pour le passage du wagonnet plein.

Cette galerie était bosseyée dans le mur de la couche.

Elle avait une hauteur minimum de 1m,60. La traverse supérieure de la porte était à 1m,45 du sol. Immédiatement devant cette traverse se trouvait un tronçon d'un madrier qui, s'étant brisé, avait été scié à 1m,40 du sol.

La largeur était, en général, voisine de 1m,40 à mi-hauteur; en quelques endroits cependant, des bancs de mur faisaient saillie de telle sorte que la largeur était réduite à 1 mètre.

Des bancs de mur portaient des traces de frottement.

De part et d'autre de la voie ferrée, le sol était presque partout encombré de pierres et de terres meubles, rendant difficile le choix précipité d'un abri.

Deux ouvriers amenaient les wagonnets chargés, du front au plan incliné. D'après un porion, ils devaient se tenir derrière les wagonnets et introduire une enrayure en fer dans l'une des roues.

Le jour de l'accident, un premier wagonnet chargé avait été amené au plan incliné, mais l'un des ouvriers V. s'était placé devant et l'autre derrière. Non loin de la niche, le wagonnet s'était arrêté deux fois par suite de frottement contre des bancs de mur.

La manœuvre du second wagonnet s'effectua de la même manière. Au passage des bancs de mur, l'ouvrier V, qui se tenait devant, demanda à son compagnon d'exercer une poussée. Il n'y eut pas de frottement. Le wagonnet descendit alors la pente très vite. L'ouvrier qui le retenait, derrière, tomba.

Le porion qui se trouvait dans la galerie en amont de la porte, entendant arriver le wagonnet, se sauva vers le plan incliné en laissant la porte ouverte. Il retint l'envoyeur qui voulait s'engager dans la galerie à la rencontre du wagonnet.

Celui-ci dépassa le plan incliné et s'arrêta.

Le porion et l'envoyeur virent alors V. accroupi, le bas du dos contre la face avant du wagonnet, une jambe en dessous de celui-ci. Le corps se renversa sur le côté et V. ne donna plus que quelques signes de vie. Il portait une large ecchymose au niveau de l'épaule droite.

La calotte en cuir de la victime se trouvait dans le wagonnet; sa lampe à benzine, éteinte, était à côté du cadavre. L'enrayure fut trouvée à proximité de la niche, c'est-à-dire approximativement à l'endroit où elle aurait dû être introduite dans la roue du chariot.

Cette enrayure, en acier, mesurait 0m,25 de longueur.

Le Comité d'Arrondissement a estimé que dans toute voie en pente assez accentuée, les accotements devaient permettre qu'un homme pût s'y abriter précipitamment et que les hiercheurs devaient de préférence se tenir derrière le véhicule en charge pour le retenir sur la pente.

Il a été d'avis également que des mesures devaient être prises pour que personne ne pût s'aventurer dans une galerie en pente au moment où les véhicules en charge y circulaient en sens inverse sous la conduite des hiercheurs.

Des recommandations ont été faites dans ce sens à la direction du charbonnage par l'Ingénieur ayant procédé à l'enquête.

N° 6. — *Limbourg. — 10e Arrondissement. — Charbonnage de Winterslag. — Siège de Winterslag, à Genck. — Etage de 660 mètres. — 24 août 1927, vers 2 heures. — Un tué. — P. V. Ingénieur A. Meyers.*

Dans une galerie de roulage présentant une pente de 6°, une rame de wagonnets s'étant mise en marche spontanément, a écrasé un ouvrier contre une autre rame.

Résumé

Une galerie de roulage de direction est-ouest desservait deux tailles avançant vers l'ouest, la première au sud, la seconde au nord de la galerie.

Sur une certaine longueur et notamment devant la deuxième taille, la galerie, qui comportait deux voies ferrées, présentait une inclinaison de 5 à 6° vers l'est.

La première taille, située à proximité de l'extrémité ouest de la galerie, était en activité au premier poste, la seconde, au second poste.

Le jour de l'accident, au début du poste de nuit, neuf berlines vides, non accrochées entre elles, stationnaient en amont de la deuxième taille, sur la voie ferrée nord. Elles étaient immobilisées par l'introduction de broches en fer dans un certain nombre de roues.

Du charbon restait dans la deuxième taille. Un ouvrier le chargeait dans les wagonnets. Dès qu'un wagonnet était ainsi chargé, un hiercheur devait le laisser descendre, avec une broche

dans l'une des roues, jusqu'à proximité d'une barrière. Pendant le stationnement du wagonnet en face de la deuxième taille, le hiercheur plaçait un bout de wâte devant une de ses roues d'avant.

Quatre berlines chargées avaient été ainsi descendues et étaient arrêtées à l'endroit indiqué.

Une cinquième berline était presque remplie et le hiercheur nettoyait les rails en aval de ce wagonnet, quand celui-ci descendit la pente, suivi des quatre wagonnets vides qui s'étaient également mis en marche. Le hiercheur essaya de les retenir. Il fut retrouvé la tête écrasée entre les cinq berlines qui venaient de descendre et les quatre wagonnets chargés qui étaient arrêtés 6 mètres plus bas. Déplacés par le choc, ces derniers wagonnets blessèrent à la jambe droite un autre ouvrier.

Les déclarations recueillies ont été contradictoires sur le point de savoir si oui ou non il y avait des broches dans les roues des cinq wagonnets qui s'étaient mis en mouvement spontanément.

N° 7. — *Mons. — 2e Arrondissement. — Charbonnage d'Hornu et Wasmes et Buisson. — Siège n° 8, des Vanneaux, à Hornu. — Etage de 607 mètres. — 12 octobre 1927, à 18 heures. — Un blessé mortellement. — P. V. Ingénieur J. Martelée.*

Un ouvrier qui poussait un wagonnet chargé dans une voie à faible pente, a été atteint par un autre chariot qui s'était mis en mouvement spontanément.

Résumé

Une galerie de roulage, de direction est-ouest et de 70 mètres de longueur, desservant une taille chassante avançant vers l'ouest. Elle présentait une pente de 1 à 2° vers l'est et comportait deux voies ferrées : la voie nord réservée aux wagonnets chargés, la voie sud, aux wagonnets vides.

Un hiercheur effectuait les manœuvres des wagonnets sur la moitié ouest de la longueur de la galerie, un autre, sur la moitié est.

Les wagonnets chargés étaient garés au voisinage du pied de la taille; ils étaient maintenus en place par une cale, consistant

en un bout de câble plat en aloès d'environ 0m,25 de longueur que l'on posait sur le rail devant l'une des roues d'avant de la première berline.

Au moment de l'accident, un hiercheur poussait vers l'est un chariot chargé, quand un autre wagonnet chargé se mit à descendre spontanément et vint rejoindre l'ouvrier au moment où celui-ci, arrivé à mi-longueur de la galerie, arrêtait le chariot qu'il avait conduit.

L'Ingénieur qui a procédé à l'enquête a constaté qu'un bout de câble bien placé sur le rail, devant un chariot, constituait une cale efficace.

A la réunion du Comité d'Arrondissement, ce même Ingénieur a émis l'avis que sur les voies de roulage présentant une déclivité suffisante pour que les chariots puissent s'y mettre en mouvement spontanément, il serait préférable d'employer des barrières en bois pouvant se rabattre en travers de la voie, devant les rames en formation.

Un autre Ingénieur a signalé avoir vu utiliser dans certains charbonnages, au lieu de cette barrière qui pourrait être d'un maniement difficile, un simple ergot plus facile à déplacer et fixé soit aussi à un pilot au milieu de la galerie, soit même à un étançon de la paroi, cet ergot dans la position horizontale ne barrant pas toute la voie, mais une partie seulement de la trajectoire du wagonnet.

L'Ingénieur qui a procédé à l'enquête a attiré l'attention de la direction du charbonnage sur l'opportunité de recommander aux sclauneurs de caler très soigneusement le wagonnet de tête des rames en formation sur les voies de roulage lorsque celles-ci présentent une pente permettant le départ spontané des véhicules.

Il lui a demandé, en outre, d'étudier un mode d'arrêt plus sûr que les cales mobiles, tel qu'une barrière se rabattant en travers de la voie.

N° 8. — *Limbourg. — 10e Arrondissement. — Charbonnage André Dumont sous-Asch. — Siège de Waterschei, à Genck. — Etage de 676 mètres. — 26 octobre 1927, vers 10 heures. — Un tué. — P. V. Ingénieur P. Gérard.*

Dans une galerie, un ouvrier a eu la tête coincée entre une berline et une bêle brisée.

Résumé

L'accident s'est produit dans une galerie intermédiaire d'un chantier. Les tailles situées de part et d'autre de cette voie étaient arrêtées à une faille; mais le creusement de la galerie était poursuivi à travers celle-ci.

Les pierres provenant de ce travail étaient évacuées dans des berlines poussées par des hiercheurs jusqu'à un burquin auquel aboutissait la galerie en question.

Ces berlines mesuraient 1 mètre de hauteur au-dessus des rails.

La galerie, qui était à simple voie ferrée, avait été creusée à la section de 3 mètres de large sur $2^{m},20$ de haut. Par suite des pressions de terrain, la section était fortement réduite et la hauteur notamment n'était plus guère que de $1^{m},30$. Le boisage avait beaucoup souffert; de nouveaux cadres avaient été placés pour suppléer ceux qui s'étaient brisés, mais ces derniers n'avaient été enlevés que pour autant qu'ils gênaient le passage des berlines.

Par suite du gonflement du mur, la galerie présentait par endroits une pente atteignant 25 millimètres par mètre.

Le jour de l'accident, un ouvrier recarreur était occupé à la réfection du boisage, à 85 mètres des fronts.

A un moment donné, il vit arriver du front, une berline poussée par un hiercheur. La berline s'arrêta à 5 mètres de lui environ. Le hiercheur passa devant le wagonnet et se baissa dans le but, a supposé le recarreur, d'enlever un obstacle se trouvant sur la voie. Un instant après, le recarreur entendit le bruit d'une chute et il aperçut le hiercheur étendu sur le sol devant la berline et portant deux larges blessures à la tête.

A l'endroit de l'accident, une bêle brisée descendait jusqu'à $1^{m},10$ au-dessus des rails et la pente de la galerie était de 25 millimètres par mètre dans le sens de la marche des wagonnets chargés.

Le hiercheur avait eu la tête coincée entre la berline et la dite bêle. Après l'accident, on constata, en effet, qu'à cette bêle adhéraient quelques mèches de cheveux et que des pierres se trouvant dans la berline étaient maculées de sang.

N° 9. — *Centre. — 3e Arrondissement. — Charbonnages Réunis de Ressaix, Leval, Péronnes, St-Aldegonde et Houssu. — Siège St-Albert, à Péronnes-lez-Binche. — Etage de 317 mètres. — 14 décembre 1927, vers 20 heures. — Un blessé. — P. V. Ingénieur L. Pasquasy.*

Un ouvrier a fait une chute sur une taque métallique.

Résumé

Un ouvrier était occupé au recarrage d'une voie de niveau non loin des fronts. A un moment donné, ayant chargé dans un wagonnet des terres provenant de ce recarrage, il poussait ce wagonnet dans ladite galerie, pour l'amener dans un évitement établi à 100 mètres environ du point où il travaillait.

A la galerie aboutissait une vallée. Le plancher de la recette supérieure de cette dernière était constitué de taques de fonte juxtaposées.

L'évitement se trouvait au delà de la vallée.

Alors que le wagonnet poussé par l'ouvrier passait devant celle-ci, une de ses roues se cala dans un interstice entre deux taques.

En voulant la dégager, l'ouvrier, qui était chaussé de souliers à clous, glissa et en tombant s'occasionna au genou gauche une blessure qui a entraîné l'amputation de la jambe.

N° 10. — *Mons. — 2e Arrondissement. — Charbonnage d'Hornu et Wasmes et Buisson. — Siège n° 6, des Vanneaux, à Wasmes. — Etage de 470 mètres. — 30 décembre 1927, vers 12 heures. — Un tué. — P. V. Ingénieur J. Martelée.*

Un ouvrier qui tirait une berline chargée a donné de la tête contre un bois de renfort d'un cadre de boisage.

Résumé

Deux sclauneurs étaient chargés des manœuvres des berlines dans une galerie de niveau intermédiaire, sur une longueur de 35 mètres comprise entre une trémie de chargement et la tête d'un plan incliné.

L'un d'eux, S., avait pour mission de charger les wagonnets à la trémie et de les amener à un évitement distant de celle-ci de 9 mètres.

Les berlines, qui avaient environ 0m,90 de hauteur, portaient une « manique » (barre en forme d'étrier) fixée à chacune de leurs faces frontales.

La galerie, de direction est-ouest, avait une hauteur moyenne de 1m,10 sous les bêles des cadres de boisage.

A un cadre de boisage situé entre la trémie et l'évitement, un bois de renfort avait été placé horizontalement entre les bêles des montants et ce bois était à 1m,02 au-dessus du sol.

L'accident s'est produit comme suit :

Une berline avait été chargée à la trémie et le sclauneur S. l'ayant saisie par la « manique » de la face avant, se mit en devoir de la tirer vers l'évitement.

S. arrivait sous le cadre renforcé quand l'autre sclauneur, qui était à l'évitement, le vit tomber. La berline parcourut encore 1 mètre environ avant de s'arrêter.

La victime qui était morte, gisait sur le sol, le long du côté nord du wagonnet, la tête à quelques centimètres seulement de la roue arrière de celui-ci.

Ainsi que l'a constaté le médecin, elle était atteinte de fracture du crâne par enfoncement, dans la région pariétale gauche.

Le Comité d'Arrondissement a estimé que, dans les voies de faible hauteur, on devrait pousser les chariots et non les tirer.

Un des membres a émis l'avis qu'il conviendrait d'exiger du personnel le port du chapeau de cuir.

Des recommandations dans ce sens ont été faites à la direction du charbonnage.

SERIE B.

N° 1. — *Centre. — 3e Arrondissement. — Charbonnage de Mariemont-Bascoup. — Siège n° 7, à Chapelle-lez-Herlaimont. — Etage de 732 mètres. — 11 janvier 1927, vers 10 h. 1/2. — Un blessé. — P. V. Ingénieur L. Pasquasy.*

Le conducteur d'une rame de wagonnets chargés tirée par un cheval, a été gravement blessé à la suite d'une manœuvre inattendue de ce dernier.

Résumé

L'accident s'est produit dans un bouveau-costresse levant faisant suite à un bouveau nord partant du puits d'extraction.

Ce bouveau, d'une section régulière de 1m,90 de hauteur sur 3 mètres environ de largeur, était rectiligne sur toute sa longueur et présentait une pente de 12 millimètres par mètre, vers l'ouest, c'est-à-dire dans le sens de la marche des wagonnets chargés. Deux voies ferrées, avec entrevoie de 0m,50, y étaient établies. Le sol était recouvert de cendres pilées provenant des chaudières.

Le transport se faisait par rames de six wagonnets traînées par de petits chevaux. Les wagonnets remplis de charbon pesaient environ 700 kilogrammes. Afin de modérer la vitesse des rames, on calait les roues du premier et du dernier wagonnet de chacune d'elles en y introduisant des broches en fer.

La vitesse, de la sorte, ne dépassait pas celle d'un pas accéléré d'homme.

Les rames de wagonnets chargés circulaient sur la voie ferrée nord, celles des wagonnets vides, sur la voie ferrée sud.

Le conducteur de rame, tenant de la main gauche les rênes du cheval, marchait dans l'entrevoie, à gauche du premier wagonnet, la main droite sur celui-ci.

Le jour de l'accident, un nommé V. B. assurait pour la première fois, comme conducteur de chevaux, le transport entre l'extrémité est du bouveau et un endroit de celui-ci, choisi comme relais, mais qu'aucun signe distinctif n'indiquait comme tel.

Vers 10 h. 1/2, il conduisait vers l'ouest, sur la voie ferrée nord, une rame de six wagonnets pleins de charbon, dont le premier et le dernier avaient des roues enrayées. La vitesse était normale quand, arrivé à 50 mètres environ du relais, le cheval quitta brusquement la voie ferrée nord et faisant demi-tour, vint se placer sur la voie sud.

La rame continua à avancer de 4 mètres environ; le cheval, dont la chaîne d'attache mesurait 2 mètres, fut renversé. Le

conducteur de chevaux fut serré entre cette chaîne et le premier wagonnet et gravement blessé aux jambes.

V. B. avait été choisi comme conducteur de chevaux parce qu'il avait exercé le métier de camionneur pendant plusieurs années.

M. l'Ingénieur en Chef-Directeur du 3e Arrondissement a demandé à la direction du charbonnage, d'abord de faire placer un signal distinctif, soit une lampe allumée, à verre de couleur, aux endroits des relais, de façon que les chevaux habitués à se retourner en arrivant à ces endroits ne fassent pas cette manœuvre trop tôt; ensuite, de recommander aux conducteurs de rames de ne pas vouloir décrocher leur cheval avant l'arrêt complet des wagonnets.

N° 2. — *Charleroi. — 4e Arrondissement. — Charbonnage du Centre de Jumet. — Siège Saint-Louis, à Jumet. — Etage de 295 mètres. — 15 janvier 1927, vers 11 h. 30. — Un blessé. — P. V. Ingénieur J. Pirmolin.*

Un conducteur de chevaux marchant entre une rame de wagonnets pleins et le cheval qui la traînait, a dû s'arrêter, le cheval s'étant lui-même arrêté; il a été atteint par le premier wagonnet de la rame.

Résumé

L'accident s'est produit à l'entrée d'un évitement, dans une voie de roulage à voie ferrée unique présentant une inclinaison de 1° dans le sens de marche des wagonnets chargés.

En cet endroit, la section de la galerie mesurait 1m,60 de hauteur moyenne et 1m,40 de largeur à mi-hauteur.

Les rames venant du front comportaient généralement six wagonnets chargés.

Le cheval était attaché à la rame par une chaîne de 3 mètres de longueur.

Le conducteur du cheval marchait entre celui-ci et la rame; il conduisait l'animal au moyen d'une guide en corde. Le suiveur, qui marchait derrière la rame, en modérait la vitesse en calant une roue de la dernière berline au moyen d'une enrayure en fer.

A l'entrée de l'évitement, le cheval était dirigé sur la voie ferrée réservée aux wagonnets vides, c'est-à-dire sur la voie de gauche, le conducteur déplaçait l'aiguille — celle-ci longue de 2 mètres — et la rame continuait à avancer sur la voie ferrée de droite.

Au moment de l'accident, une rame de six wagonnets chargés arrivait à l'aiguille; le conducteur marchait entre la rame et le cheval. Brusquement, le cheval s'arrêta; le conducteur fut obligé de s'arrêter et un de ses sabots ayant glissé sur un rail, il tomba et fut frappé dans le dos par le premier wagonnet de la rame.

D'après le suiveur de rame, au moment de l'accident, une enrayure était placée dans une des roues du dernier wagonnet et la rame avançait lentement.

N° 3. — *Charleroi. — 5e Arrondissement. — Charbonnage Appaumée-Ransart, Bois-du-Roi et Fontenelle. — Siège Saint-Charles, à Ransart. — Etage de 212 mètres. — 7 mars 1927, vers 8 h. 1/2. — Un blessé. — P. V. Ingénieur G. Paques.*

Le conducteur qui s'était assis sur le premier wagonnet d'une rame traînée par un mulet, a eu la jambe gauche coincée contre un montant de soutènement, par ce wagonnet qui a déraillé.

Résumé

L'accident s'est produit dans une galerie horizontale, à simple voie ferrée, et dont la section mesurait approximativement 1m,70 de hauteur, sur 1m,50 de largeur.

Le passage des wagonnets laissait libres latéralement, à hauteur de la caisse, des intervalles de 0m,25 et 0m,60 environ respectivement vers l'amont et vers l'aval.

Une rigole pour l'écoulement des eaux était établie le long de la paroi sud.

Un conducteur de cheval avait attelé un mulet à une rame de douze wagonnets chargés de terre. Après avoir enrayé le dernier chariot, il s'assit sur le bord avant du premier wagonnet et fit avancer le mulet afin d'amener la rame à l'accrochage.

L'animal se montra rétif, ruant et tirant à secousses au point que l'attache reliant les 7e et 8e wagonnets se rompit. En continuant à ruer, il tira la rame ainsi allégée.

A un moment donné, le conducteur lança une petite pierre sur l'animal. Celui-ci tira alors brusquement et latéralement la rame et fit dérailler le premier wagonnet des quatre roues. Le conducteur sauta immédiatement sur le sol du côté aval. Le wagonnet glissa dans la rigole, bascula et coinça la jambe gauche de l'ouvrier contre un montant d'un cadre de boisage.

L'Ingénieur qui a procédé à l'enquête a constaté qu'il n'était pas fait usage de guide et que le mulet ne portait pas de mors.

M. l'Inspecteur Général des Mines a émis l'avis que la charge de douze wagonnets devait excéder la force d'un mulet, d'autant plus que l'une des roues du dernier wagonnet était enrayée et que, dans ces conditions, il n'était nullement étonnant que l'animal fût rétif.

N° 4. — *Mons. — 1er Arrondissement. — Charbonnage d'Hensies-Pommeroeul et du Nord de Quiévrain. — Siège des Sartis, à Hensies. — Etage de 428 mètres. — 6 avril 1927, à 8 heures. — Un blessé mortellement. — P. V. Ingénieur principal G. Sottiaux.*

Le cheval traînant une rame, en reculant brusquement, a écrasé contre le premier wagonnet, le conducteur de cheval, lequel détachait précisément le crochet inférieur de l'attelage.

Résumé

Dans le bouveau midi de l'étage susdit, la manœuvre des berlines se faisait par un câble sans fin. Toutefois, sur les 60 mètres proches de l'accrochage y circulaient aussi des rames de wagonnets provenant de certains chantiers du midi, rames traînées par des chevaux.

Le cheval était attelé au premier wagonnet de la rame à l'aide de deux crochets non fermés : l'un d'eux passé dans un anneau fixé à la partie inférieure de la caisse du wagonnet, l'autre, placé sur le bord supérieur de celle-ci.

Le premier crochet était décroché par le conducteur de cheval, à l'approche de l'accrochage; l'autre était enlevé après le lancement de la rame dans l'accrochage.

Au moment de l'accident, un conducteur de cheval amenait vers l'accrochage une rame de quatre wagonnets chargés, tirée par un cheval non encore habitué aux transports souterrains qu'il n'effectuait que depuis la veille. Le surveillant d'écurie accompagnait le cheval, marchant près de la tête de celui-ci et le tenant à la bride au croisement d'autres rames.

La rame allait entrer dans l'accrochage à une vitesse très faible, quand le cheval releva la tête qui vint heurter une poulie de renvoi du transport mécanique, poulie placée horizontalement à 1m,70 au-dessus du sol. Le cheval recula violemment contre la rame dont il fit dérailler des quatre roues le premier wagonnet.

Le conducteur de cheval qui se tenait dans l'entrevoie et était occupé à enlever le crochet inférieur de l'attelage, fut écrasé par le cheval contre le premier wagonnet.

La galerie était de grande section et présentait une pente de 1/2 degré vers le puits.

Le recul du cheval avait été si brusque que le surveillant n'avait pas eu le temps de donner l'alarme au conducteur de cheval.

N° 5. — *Charleroi. — 5e Arrondissement. — Charbonnage du Boubier. — Siège n° 1, à Châtelet. — Etage de 901 mètres. — 20 avril 1927, vers 11 heures. — Un blessé mortellement. — P. V. Ingénieur principal J. Pieters.*

Le premier chariot d'une rame tirée par un cheval ayant déraillé, a écrasé le conducteur de cette rame contre un montant de soutènement.

Résumé

Au bouveau principal nord de l'étage susdit aboutissaient les voies de transport des chantiers levant et couchant de la couche Gros-Pierre.

Le bouveau était à voie ferrée unique.

Les wagonnets chargés à chacun des deux chantiers étaient réunis en rames qu'un cheval tirait vers le puits.

A la partie inférieure de chacune des faces frontales de la caisse des wagonnets était fixé un anneau.

Les wagonnets, pour constituer les rames, étaient reliés entre eux par un crochet double en fer de 26 millimètres de diamètre, crochet que l'on accrochait aux dits anneaux.

Au bec de chacun de ces crochets, l'ouverture de passage était normalement de 40 millimètres.

Pour conduire les rames, le conducteur du cheval prenait place sur un siège suspendu au bord avant du premier chariot et tenait en main une lampe électrique.

Le dernier chariot de chaque rame était muni à l'arrière d'une petite plaque blanchie.

Le jour de l'accident, comme d'habitude, le hiercheur V. conduisait les rames du chantier levant; le hiercheur G., celles du chantier couchant.

Avant d'engager dans le bouveau, vers le puits, une rame de wagonnets chargés, chacun des deux hiercheurs attendait que son compagnon fût passé avec la rame montante de wagonnets vides destinée à l'autre chantier. En contrôlant l'existence de la plaque blanchie à l'arrière de la dernière berline de cette rame, il pouvait déterminer si celle-ci était complète et si, par conséquent, la voie était libre dans le bouveau.

Au moment de l'accident, une rame de huit wagonnets chargés, venant du chantier levant et conduite par le hiercheur V., s'était engagée dans le bouveau. A 25 mètres environ au delà de l'aiguille, le cheval fit des mouvements désordonnés et se plaça en travers de la voie. Le conducteur, se rendant compte qu'il y avait un obstacle dans la voie, sauta de son siège pour se garer, mais le premier chariot ayant déraillé l'écrasa contre un montant de soutènement.

L'obstacle qui avait été la cause des mouvements du cheval n'était autre que trois wagonnets vides qui s'étaient détachés d'une rame que, quelques minutes auparavant, le hiercheur G. avait conduite vers le chantier couchant. Au moment où il était passé à l'aiguillage, G. n'avait pas aperçu V. qui habituellement attendait son passage en cet endroit

V. se trouvait alors dans la galerie levant, à une vingtaine de mètres du bouveau, occupé à compléter sa rame. Il avait entendu passer la rame vide.

A l'endroit où l'accident s'est produit, le bouveau et la voie ferrée étaient en bon état et la pente était normale.

Le crochet double d'attache des wagonnets qui s'était détaché accusait un allongement de 30 millimètres et l'un des crochets s'était ouvert de telle sorte que l'ouverture pour le passage de l'anneau avait atteint 75 millimètres.

Le hiercheur qui avait accroché entre eux les wagonnets n'avait pas remarqué qu'il y eût un crochet défectueux sinon, a-t-il dit, il l'aurait mis hors service, conformément aux ordres qui lui avaient été donnés.

Le Comité d'Arrondissement a estimé que le moyen le plus simple et le moins coûteux d'éviter les accidents de ce genre serait de remplacer la plaque arrière par une lampe allumée dépassant le bord du chariot, de manière que le conducteur de la rame pût à tout moment contrôler si celle-ci ne s'était pas scindée. Cette lampe, a-t-il fait remarquer, rendrait visibles les chariots restés en route. Il a ajouté qu'une lampe électrique, avec verre coloré et sans interrupteur, était pour cet usage préférable à toute autre au point de vue de la visibilité et de la résistance des verres, et aussi parce qu'elle était moins sujette à s'éteindre par suite des vibrations.

M. l'Inspecteur Général des Mines a partagé cet avis et a signalé que ce mode de signalisation était notamment d'usage courant dans les mines du Pas-de-Calais.

M. l'Ingénieur en Chef-Directeur du 5e Arrondissement a signalé à la direction du charbonnage la suggestion faite par le Comité d'Arrondissement et l'a engagée à mettre celle-ci à l'essai.

N° 6. — *Charleroi. — 4e Arrondissement. — Charbonnages Réunis de Charleroi. — Siège n° 1, à Charleroi. — Etage de 750 mètres. — 4 mai 1927, vers 8 heures. — Un blessé mortellement. — P. V. Ingénieur principal L. Hardy.*

Un conducteur de chevaux, qui était assis sur le premier wagonnet d'une rame en mouvement, a heurté de la nuque une pièce de soutènement de la galerie.

Résumé

Dans une galerie de niveau desservant une taille avançant vers l'ouest, le déplacement des berlines se faisait par cheval sur une longueur de 100 mètres comprise entre le front de la taille et un plan incliné.

Aux abords de la taille était aménagé un évitement de 20 mètres de longueur environ; les rames étaient formées dans cet évitement. A l'est de celui-ci, la galerie était à simple voie ferrée.

La section de la galerie mesurait de 1m,70 à 2 mètres de hauteur et de 1m,30 à 1m,80 de largeur.

Par suite de la poussée des terrains, un cadre du soutènement avait dû être renforcé à la fin du mois d'avril par un étrésillon réunissant les deux montants.

La distance comprise entre l'étrésillon et la caisse des wagonnets, au passage de ceux-ci sous ce bois, était de 0m,19 à 0m,26.

Au moment du placement de l'étrésillon, le cadre renforcé se trouvait à 10 mètres à l'ouest de l'aiguillage.

Dans la nuit du 2 au 3 mai, l'aiguillage fut déplacé de 10 mètres vers l'ouest.

Le conducteur de cheval habituel s'était absenté les 2 et 3 mai.

Le 4 mai, à son arrivée au chantier, il conduisit d'abord son cheval de l'écurie située à proximité du plan incliné, à l'évitement, en passant sous le cadre renforcé.

Dans l'évitement se trouvait une rame de trois wagonnets pleins. Le conducteur y attela le cheval, puis s'asseyant sur le premier véhicule, il fit partir la rame. Tenant sa lampe à huile en main, il vit tout à coup l'étrésillon, a-t-il dit; il se baissa, mais néanmoins vint heurter la pièce de bois de la nuque, arrêtant ainsi la rame. L'ouvrier fut mortellement blessé.

Il a déclaré qu'il ne s'était pas rendu compte de la nouvelle position de l'aiguillage par rapport au cadre renforcé.

Il a ajouté qu'il s'asseyait toujours sur le premier wagonnet chargé et que personne ne le lui avait jamais défendu.

Cette dernière déclaration a été contestée par un autre ouvrier et par le personnel surveillant.

N° 7. — *Charleroi. — 4e Arrondissement. — Charbonnages Réunis de Charleroi. — Siège n° 2 (S. F.), à Lodelinsart. — Etage de 712 mètres. — 9 mai 1927, vers 14 heures. — Un blessé. — P. V. Ingénieur principal L. Hardy.*

Le cheval tirant une rame de wagonnets s'étant arrêté, le conducteur du cheval qui marchait entre l'animal et la rame a été coincé entre le premier wagonnet et un étançon.

Résumé

L'accident s'est produit dans la voie de niveau inférieure d'un chantier entrepris dans une couche dont l'ouverture atteignait 2m,50 à 3 mètres.

Par suite des pressions de terrains, cette galerie, à voie ferrée unique, faisait l'objet de réparations continuelles et à l'époque de l'accident, des recarrages y étaient en cours en plusieurs points.

L'endroit où est survenu l'accident était compris entre deux brèches de recarrage et, dans cette région, la section de la galerie, à peu près uniforme, mesurait approximativement 1m,50 de hauteur sur 1m,10 de largeur. La distance entre la caisse des wagonnets et les montants des cadres de boisage était de 0m,30 d'un côté et de 0m,10 à 0m,12 de l'autre.

Les rails étaient quelque peu soulevés, notamment à l'endroit même où l'accident a eu lieu.

A l'extrémité de la galerie, près des fronts, était établi un évitement où les rames de wagonnets chargés étaient formées.

L'accident s'est produit comme suit :

Un conducteur de cheval était parti de l'évitement susdit, conduisant une rame de cinq wagonnets tirée par un cheval. Il marchait entre la rame et le cheval. Arrivé dans la région indiquée de la galerie, le cheval s'arrêta brusquement. Les wagonnets continuèrent à avancer et la lampe à huile de l'ouvrier s'éteignit. Celui-ci fut bousculé par le premier wagonnet; il tomba assis sur le sol de la galerie et fut coincé entre ce wagonnet et un étançon.

Le chef-porion se trouvait dans la galerie au moment de l'accident. Il arriva immédiatement sur les lieux aux appels de la victime, qu'il dégagea. Tous les wagonnets de la rame se touchaient. Le crochet terminal de la chaîne d'attelage, longue de 2m,80,

était retiré du bord supérieur de la caisse du premier wagonnet où normalement il devait s'appliquer, après passage de la chaîne dans l'anneau fixé au bas de la caisse; la chaîne était encore passée dans cet anneau, mais s'étalait en boucle dans la voie entre les roues du premier wagonnet. La chaîne d'attelage était encore attachée au harnachement du cheval.

La victime a déclaré qu'elle avait été invitée par les Ingénieurs du charbonnage à marcher en tête du cheval, mais qu'elle n'avait pu observer cet ordre parce que, quand elle agissait de la sorte, le cheval s'arrêtait constamment; qu'au surplus, il en était de même quand elle suivait la rame. C'est pourquoi, a-t-elle ajouté, elle avait pris l'habitude de marcher entre le cheval et la rame.

Cette déclaration a été contestée par les membres du personnel surveillant, sauf en ce qui concerne l'instruction donnée à la victime.

M. l'Ingénieur en Chef-Directeur du 4e Arrondissement a attiré l'attention de la direction du charbonnage sur le fait que trois accidents de roulage survenus dans les travaux souterrains de cette mine auraient peut-être pu être évités si les conducteurs de chevaux avaient été munis de lampes à plus fort pouvoir éclairant ou s'éteignant moins facilement que les lampes à huile.

Il lui a conseillé de mettre à la disposition des conducteurs de chevaux et des hiercheurs, des lampes électriques, notamment dans les galeries où l'exiguïté de la section et les déclivités rendaient la circulation délicate.

Il lui a fait remarquer, au surplus, que l'accident en question paraissait dû, en dernière analyse, à l'exiguïté de la section et il lui a recommandé de faire creuser et maintenir les voies de roulage à large section et de les pourvoir de voies ferrées en bon état.

N° 8. — *Charleroi. — 5e Arrondissement. — Charbonnage d'Aiseau-Oignies. — Siège n° 4, à Aiseau. — Etage de 402 mètres. — 23 juin 1927, à 11 h. 1/2. — Un blessé. — P. V. Ingénieur R. Bréda.*

Le conducteur qui était assis sur le premier wagonnet d'une rame tirée par un cheval, a eu la jambe droite écrasée par ce wagonnet qui a déraillé et s'est renversé.

Résumé

L'accident s'est produit dans un bouveau à voie ferrée unique.

Sur la plus grande partie de sa longueur, cette galerie était dépourvue de tout soutènement et il en était notamment ainsi à l'endroit où l'accident est survenu, endroit où elle présentait une section de 1m,90 de hauteur, sur 1m,40 à 1m,50 de largeur.

Les berlines en usage à ce siège avaient 0m,74 de largeur.

Au moment de l'accident, un conducteur de cheval conduisait dans ce bouveau, vers le puits, une rame de dix wagonnets de charbon, tirée par un cheval. Il était assis sur un petit siège disposé à l'avant du premier wagonnet et était porteur d'une lampe à huile.

C'était la cinquième rame que, ce jour-là, il amenait au puits.

La rame avançait à l'allure normale, correspondant à 7 à 8 kilomètres à l'heure. A l'endroit indiqué, le wagonnet de tête dérailla et par le choc, la lampe de l'ouvrier s'éteignit. Celui-ci sauta de son siège sur le sol, vers la droite, mais le wagonnet se renversa du même côté et lui écrasa la jambe droite.

La victime, qui travaillait dans cette partie de la mine depuis trois mois, n'avait jamais eu de déraillement dans le bouveau. Elle a attribué l'accident à un mauvais chariot et a estimé qu'elle aurait pu se garer si sa lampe ne s'était pas éteinte.

Il a été constaté qu'à proximité de l'endroit où l'accident s'est produit, la voie ferrée était en bon état et présentait une pente de 1/2 degré environ vers le puits.

Le Comité d'Arrondissement a estimé qu'il conviendrait, au point de vue de la sécurité, que les conducteurs de rames fussent munis de lampes électriques.

Après l'accident, cette mesure a été appliquée au charbonnage en question.

N° 9. — *Charleroi. — 4e Arrondissement. — Charbonnages Réunis de Charleroi. — Siège n° 7, à Lodelinsart. — Etage de 410 mètres. — 3 août 1927, à 10 heures. — Un blessé. — P. V. Ingénieurs principaux L. Hardy et L. Legrand.*

Un conducteur qui s'était assis sur le premier wagonnet d'une rame tirée par un cheval, a heurté une bêle brisée et affaissée.

Une galerie de niveau de direction ouest-est réunissait le sommet d'un bouveau montant à une taille. Un plan incliné y aboutissait à 422 mètres à l'est du bouveau montant.

Sur cette distance de 422 mètres, le transport s'effectuait par rames de six wagonnets, traînées par des chevaux. Cette distance était divisée en trois tronçons à simple voie ferrée et réunis entre eux par des évitements à double voie ferrée.

Dans chaque tronçon, le service était effectué sans aide par un conducteur de cheval disposant d'une lampe électrique.

La pente de la galerie était faible et assez régulière; la voie ferrée était en bon état.

Sur toute sa longueur, la galerie était étançonnée au moyen de cadres de boisage avec garnissage supérieur et latéral de sclimbes.

Cet étançonnage était en assez bon état d'entretien; toutefois, dans le deuxième tronçon, sur une quarantaine de mètres, un assez grand nombre de bêles étaient brisées.

Une tuyauterie en acier, servant de conduite d'air comprimé, était placée le long de la paroi sud, à peu de distance des bêles.

La section de la galerie mesurait : dans le premier tronçon (vers le bouveau montant), de 1m,25 à 1m,70 de hauteur sur 1m,05 à 1m,30 de largeur; dans le deuxième tronçon, de 1m,05 à 1m,70 de hauteur sur 1 mètre à 1m,50 de largeur; dans le troisième tronçon, de 1m,40 à 1m,60 de hauteur sur 1m,50 de largeur.

Dans la partie du deuxième tronçon où de nombreuses bêles étaient brisées, la hauteur variait de 1m,05 à 1m,30.

A l'entrée est de cette partie, une bêle était brisée et affaissée. La distance comprise entre cette bêle et le bord supérieur des wagonnets, au passage de ceux-ci sous ce bois, était de 0m,17 à 0m,23.

Le nommé A. était le conducteur habituel du deuxième tronçon, long de 140 mètres. Le conducteur habituel du premier tronçon ayant quitté le charbonnage le 2 août, avait été remplacé le jour de l'accident par l'ouvrier D., occupé dans le chantier, et qui avait déjà fait le service de conducteur de cheval dans le premier tronçon.

Ledit jour, D. avait conduit neuf à dix rames dans ce tronçon. Vers 10 heures du matin, il se trouvait dans l'évitement compris entre le premier et le deuxième tronçon, attendant l'arrivée de la rame conduite par A., quand il entendit des coups répétés donnés par ce dernier sur la tuyauterie à air comprimé, coups constituant un signal d'appel. D. s'avança aussitôt à la rencontre de son compagnon et arriva ainsi dans l'évitement compris entre le deuxième et le troisième tronçon. Là, la rame chargée n'avait pu démarrer, parce qu'un de ses wagonnets butait contre la caisse d'un wagonnet de la rame vide se trouvant sur l'autre voie ferrée.

Les wagonnets furent dégagés. A., qui se trouvait derrière la rame chargée, cria alors à D. de faire avancer cette dernière. D. fit avancer le cheval en se plaçant derrière celui-ci; la rame s'arrêta à cinq mètres environ de l'aiguille, puis repartit. D. se trouvant dans une partie recarrée de la galerie, s'assit alors sur le wagonnet avant sans que son compagnon l'ait vu, puis se plia en abaissant la tête en avant.

Son dos vint heurter la bêle brisée signalée plus haut et son corps fut coincé entre ce bois et la caisse du wagonnet. Le cheval s'arrêta.

La victime fut rapidement dégagée. Elle était atteinte, d'après les constatations d'un médecin, de fracture de la colonne vertébrale avec compression de la moelle épinière.

D. a déclaré que dans le premier tronçon, il ne montait pas sur le premier wagonnet des rames parce que la section de la galerie ne le permettait pas.

Il a ajouté qu'aucun chef ne lui avait jamais interdit de s'asseoir sur les rames en mouvement, mais que son compagnon A. lui avait recommandé de ne pas le faire; qu'il l'avait fait néanmoins, parce que c'était une habitude précédente et bien qu'il sût que la galerie comportait de petites sections.

Le personnel surveillant a affirmé que, d'une façon générale, interdiction avait été faite aux conducteurs de chevaux de s'asseoir sur les rames en mouvement; en particulier, un porion a certifié avoir fait cette défense à la victime.

Il a été reconnu par les Ingénieurs du charbonnage qu'il y avait toutefois une certaine tolérance à cet égard, dans les galeries à grande section où le sol humide ou la pente de la voie rendaient plutôt dangereuse la marche devant le cheval.

Des recarrages avaient été entrepris autrefois dans la galerie dont il s'agit, mais avaient été arrêtés un an avant l'accident parce que le personnel avait dû être employé à des travaux plus urgents.

Le Comité d'Arrondissement a été d'avis qu'il convenait de faire tous les efforts possibles pour arriver à supprimer l'habitude des hiercheurs de prendre place sur l'un des wagonnets des rames tirées par cheval; qu'il était nécessaire, pour atteindre le but désiré, que l'état des voies fût tel que les conducteurs de chevaux ne fussent pas tentés d'enfreindre cette interdiction.

Conformément aux instructions de M. l'Ingénieur en Chef-Directeur du 4e Arrondissement des Mines, un des Ingénieurs qui a procédé à l'enquête a mis l'inscription ci-après au registre du charbonnage destiné à recevoir les observations des Ingénieurs des Mines.

« Suite à ma visite de ce jour et à l'enquête d'accident (D.) » survenu le 3 août dans la voie à chevaux principale du chan- » tier de Grande-Aise levant, j'invite la direction à reprendre le » recarrage de cette voie, lequel a été interrompu il y a plus » plus d'une année. Il importe de s'efforcer d'arriver à ce que » toute galerie à chevaux présente une hauteur et une largeur » telles qu'aucun danger sérieux n'existe pour le conducteur, » celui-ci pouvant se garer soit qu'il marche en avant du convoi » et se trouve dans la nécessité de se laisser dépasser, soit qu'il » doive passer à côté pour remettre les wagonnets sur rails ou » pour tout autre motif.

» J'invite la direction des travaux à persévérer dans les efforts » faits dans le but de déraciner la fâcheuse habitude qu'ont les » conducteurs des chevaux de prendre place sur l'un des wagon- » nets de la rame qu'ils conduisent.

» Pour atteindre ce but, il importe que les conducteurs de » chevaux ne soient pas tentés, par suite de l'état boueux de la

» voie ou de l'existence de pentes trop accentuées, d'enfreindre » l'interdiction prononcée.

» Il convient donc que les voies à chevaux soient tenues dans » un état de propreté convenable et que les dénivellations trop » fortes des voies soient corrigées dès qu'elles apparaissent. »

N° 10. — *Liége. — 8e Arrondissement. — Charbonnage d'Abhooz et Bonne-Foi-Hareng. — Siège de Milmort, à Milmort. — Etage de 250 mètres. — 2 septembre 1927, à 14 heures. — Un blessé. — P. V. Ingénieur M. Bréda.*

Le cheval tirant une rame ayant reculé parce que deux berlines se trouvaient devant lui sur la voie ferrée, a écrasé le conducteur contre le premier wagonnet de la rame.

Résumé

L'accident s'est produit dans une galerie à simple voie ferrée en un endroit où la section mesurait 1m,85 et 1m,80 respectivement de hauteur et de largeur moyennes.

Les berlines en service avaient 0m,90 de hauteur et 0m,80 de largeur.

Dans ladite galerie, sur une longueur de 350 mètres comprise entre deux évitements, les berlines, en rames de 12, étaient tirées par un cheval.

Un seul conducteur de chevaux assurait le service dans cette partie de la galerie.

Peu avant l'accident, il avait amené dans le deuxième évitement une rame de wagonnets vides. Au départ et à l'arrivée, il avait oublié de compter les wagonnets ainsi qu'il le faisait habituellement, a-t-il déclaré.

Il était ensuite parti vers le premier évitement conduisant une rame de berlines chargées : 11 de charbon et 1 de pierres. Il s'était assis sur la première berline, les jambes pendant en avant.

Soudain, à la lueur de sa lampe, il vit sur la voie ferrée, à peu de distance devant le cheval, deux berlines vides qui avaient dû se détacher de la rame montante. Il sauta sur la voie, entre les rails; mais comme le cheval reculait devant l'obstacle qui se présentait devant lui, il voulut remonter sur la première berline

de la rame. Il n'en eut pas le temps. Le cheval reculant toujours vint l'écraser contre cette berline.

Il a été constaté que dans la région où l'accident s'est produit, la voie présentait une pente locale de 1/2 degré dans le sens de la marche des wagonnets vides.

La victime a reconnu que défense avait été faite de prendre place sur les berlines chargée, pendant le transport.

Le Comité d'Arrondissement a émis l'avis qu'il serait désirable que chaque rame de berlines fût suivie d'un ouvrier porte-feu ou bien que la dernière berline de chaque rame fût munie d'une lampe allumée, afin que le conducteur de berlines puisse s'apercevoir immédiatement de la perte de berlines en cours de trajet.

N° 11. — *Liége. — 9e Arrondissement. — Charbonnage des Six-Bonniers. — Nouveau Siège, à Seraing. — Etage de 765 mètres. — 10 octobre 1927, vers 13 heures. — Un tué. — P. V. Ingénieur principal A. Massin.*

Les deux premiers wagonnets d'une rame s'étant détachés du reste de la rame, en pleine marche, l'ouvrier qui marchait en tête, tenant le cheval par la bride, a été écrasé par le premier de ces véhicules.

Résumé

L'accident s'est produit dans une voie de roulage, de direction est-ouest, reliant la bacnure principale sud de l'étage à une bacnure desservant les chantiers sud-ouest.

Dans cette galerie, le service du transport était confié à un conducteur de chevaux assisté d'un aide.

Les deux hommes accompagnaient toujours les rames, l'aide marchant en tête et tenant la bride du cheval de la main droite, le conducteur de chevaux suivait la rame, surveillant le convoi.

Les berlines étaient reliées entre elles de la manière suivante : au fond des véhicules, à l'avant et à l'arrière était fixée une patte verticale percée d'un trou circulaire. La liaison se faisait par une chaîne terminée à chacune de ses extrémités par un crochet ordinaire. Un des crochets était introduit dans la patte arrière d'une berline, l'autre, dans la patte avant de la berline

suivante. Quand l'attache était sous tension, les deux branches de chaque crochet étaient dans un même plan horizontal.

Le jour de l'accident, vers 13 heures, les deux hommes conduisaient vers la bacnure principale une rame de dix wagonnets chargés de charbon. Comme d'habitude, l'aide marchait devant, le conducteur, derrière.

La voie présentant une pente légère, le conducteur avait placé une enrayure dans les roues d'avant de chacune des deux dernières berlines.

La rame marchait à l'allure du pas d'homme. Non loin du point de départ, elle s'arrêta. Le conducteur interpela son aide, mais ne reçut pas de réponse. Il longea alors la rame et constata que le cheval et l'aide ne se trouvaient plus à la tête de celle-ci. Poursuivant son chemin, il rencontra, arrêtées à une cinquantaine de mètres de là, les deux berlines de tête du convoi, auxquelles le cheval était encore attelé.

L'aide gisait sous la première berline. Il était étendu sur le ventre entre les rails, la tête dirigée vers l'avant et les jambes repliées sur le dos. Les roues d'arrière du wagonnet étaient restées sur les rails; celles de devant étaient soulevées avec l'avant de la caisse qui reposait sur le dos du malheureux.

La deuxième berline était toujours attachée à la première; elle était déraillée de ses deux roues de devant.

Il fut constaté que l'attache qui reliait la deuxième à la troisième berline s'était détachée de la patte de cette dernière. Cette patte n'était pas détériorée, pas plus que l'attelage.

La direction des travaux a déclaré que c'était à la suite d'essais concluants que décision avait été prise de placer les enrayures dans les roues des derniers wagonnets plutôt que dans celles des premiers.

Le système d'attache décrit était utilisé depuis de très nombreuses années à ce charbonnage. Les décrochages intempestifs en pleine marche étaient très rares, d'après les personnes interrogées.

N° 12. — *Charleroi. — 4e Arrondissement. — Charbonnages Réunis de Charleroi. — Siège n° 12, à Charleroi. — Etage de 472 mètres. — 14 décembre 1927, vers 11 heures. — Un blessé mortellement. — P. V. Ingénieur principal L. Hardy.*

Un ouvrier qui avait pris place sur un petit wagonnet chargé de pièces de bois et tiré par un cheval, a heurté une bêle.

Résumé

L'accident s'est produit dans le bouveau principal d'un étage en inactivité et où l'on effectuait uniquement des travaux d'entretien de galeries.

Deux ouvriers dont la victime, C., avaient chargé sept étançons de 1m,80 de longueur et 0m,15 environ de diamètre sur une « berotte », petit wagonnet à fond plat et haussettes latérales, spécialement destiné au transport des bois.

Ayant attelé à ce wagonnet un petit cheval très âgé et très calme, ils prirent place tous les deux sur les pièces de bois; C., assis à l'avant, était porteur d'une lampe à huile allumée qu'il tenait en main. Ils firent alors avancer le wagonnet.

A environ 280 mètres de l'accrochage, en un endroit où les rails présentaient une pente de 3° sur quelques mètres et étaient, en outre, dénivelés l'un par rapport à l'autre, le wagonnet se souleva soudain de l'avant et C. vint buter de la nuque contre une bêle. Le véhicule s'arrêta presque aussitôt en déraillant et C. retomba en arrière sur le wagonnet.

D'après les deux ouvriers, le soulèvement de la berline avait été provoqué par la présence d'une pierre sur l'un des rails, pierre qui ne s'y trouvait pas lorsque, peu auparavant, ils étaient passés dans des conditions analogues.

A l'endroit de l'accident, la hauteur de la galerie était de 1m,30 environ. La distance entre les bois déposés sur le wagonnet et la bêle variait de 0m,70 à 0m,75.

La victime a déclaré qu'elle savait qu'il était dangereux de se placer sur des wagonnets en marche, mais qu'elle l'avait fait pour « s'avancer dans son travail ».

D'après l'Ingénieur divisionnaire, défense avait été faite aux hiercheurs de prendre place sur des wagonnets en marche; il n'avait toutefois pas été précisé que cette défense dût aussi s'étendre aux raccomodeurs.

SERIE C.

N° 1. — *Mons. — 1er Arrondissement. — Charbonnage de l'Espérance et d'Hautrage. — Siège de l'Espérance, à Baudour. — Etage de 570 mètres. — 21 juin 1927, vers 15 heures. — Trois blessés dont un mortellement. — P. V. Ingénieur E. Radelet.*

Dans un bouveau, les ouvriers n'ont pu se garer au passage d'une locomotive à benzine.

Résumé

L'accident s'est produit dans le bouveau principal nord de l'étage.

Dans ce bouveau, les rames de wagonnets étaient traînées par des locomotives à benzine.

Du bouveau, non loin du puits, partait une galerie aboutissant à la remise des locomotives. A 236 mètres au nord du point de départ de cette galerie, au bouveau se raccordait la voie de roulage dans la veine 21.

Le bouveau était parfaitement rectiligne. Il comportait deux voies ferrées jusqu'à 17 mètres au sud de la costresse de la veine 21.

Les wagonnets chargés circulaient sur la voie ferrée est; les wagonnets vides, sur la voie ferrée ouest.

L'emploi des locomotives était subordonné à l'observation de diverses conditions dont l'une était ainsi libellée : « Au cas où les locomotives ne serviraient pas au transport du personnel, leur fonctionnement serait suspendu pendant la circulation des postes d'ouvriers. ».

Des déclarations du directeur des travaux, d'un Ingénieur et de deux surveillants du transport, il résulte ce qui suit :

Vers la fin du poste du matin, soit à partir de 14 heures, pendant la circulation des ouvriers dans le bouveau, les locomotives n'allaient plus jusqu'au puits. Toute locomotive arrivant des fronts avec une rame de wagonnets chargés, s'arrêtait au nord de la costresse de veine 21. Elle était décrochée par l'aiguilleur, franchissait l'aiguille et était garée dans ladite costresse. L'aiguilleur laissait alors descendre la rame par son propre poids sur

la voie ferrée est. Les rames chargées étaient ainsi accumulées sur cette voie est jusqu'au voisinage de la bifurcation vers la remise. La circulation du personnel terminée, les wagonnets chargés arrêtés sur cette voie étaient amenés au puits par chevaux.

Au changement des postes, la voie ferrée ouest était complètement dégagée.

Les locomotives ayant terminé leur service ne pouvaient gagner la remise qu'en l'absence de personnel sur le tronçon du bouveau compris entre la costresse de la veine 21 et la bifurcation vers la remise.

L'aiguilleur était chargé de s'assurer si la voie était libre. Il se rendait à la cette bifurcation et si la circulation du personnel était terminée, il en prévenait le machiniste en agitant sa lampe. Si, malgré les précautions prises, une locomotive rencontrait du personnel, elle devait s'arrêter.

Un ouvrier a toutefois déclaré que toutes ces précautions n'étaient observées que lorsqu'un surveillant était sur les lieux.

Au moment de l'accident, deux rames de wagonnets chargés, l'une de 24 chariots, l'autre de 36 chariots, étaient arrêtées sur la voie ferrée est. Entre elles, il y avait un intervalle de 5 mètres; cet intervalle était à 70 mètres environ de la bifurcation vers la remise.

Il était 15 heures. Dix ouvriers qui venaient d'être descendus par la cage, s'étaient engagés dans le bouveau; alors qu'ils approchaient de l'intervalle compris entre les deux rames, ils entendirent la sonnerie d'une locomotive arrivant vers eux sur la voie ouest. Ils se garèrent dans cet intervalle. Ils constatèrent alors que la rame nord se mettait en marche. Ce fut un sauve-qui-peut général. Les uns sautèrent sur les berlines; un autre sur la locomotive; deux se placèrent contre la paroi est de la galerie où ils furent coincés par la rame; un autre se mit dans l'entre-voie; il fut serré entre les chariots et la locomotive qui fut alors arrêtée par le machiniste.

Celui-ci, en arrivant des fronts, n'avait pas garé sa locomotive dans la costresse de la veine 21. Il avait demandé à l'aiguilleur de faire l'aiguille et était parti immédiatement vers la remise par la voie ferrée ouest. L'aiguilleur n'avait pas remarqué qu'il y eût des ouvriers dans le bouveau. Aussitôt après le passage de

la locomotive, il avait laissé descendre une rame sur la voie ferrée levant. Cette rame en butant contre celle qui était arrêtée, avait remis celle-ci en mouvement.

Le machiniste, qui était en service comme tel depuis six semaines, a déclaré qu'il ignorait qu'on devait garer la locomotive dans la costresse de la veine 21.

Il a ajouté qu'il avait été suiveur de rames pendant six mois et qu'il n'avait jamais remarqué qu'on effectuait cette manœuvre et au surplus, qu'il n'avait reçu aucune instruction du personnel surveillant.

A l'endroit de l'accident, le bouveau était en plein cintre et mesurait $2^{m},80$ de largeur au pied et $2^{m},30$ de hauteur à la clef.

Lorsque les deux voies étaient occupées, l'intervalle entre chariots se trouvant en face l'un de l'autre était de $0^{m},15$; il y avait $0^{m},25$ entre la paroi levant et le bord supérieur du chariot chargé et $0^{m},50$ entre la paroi couchant et le bord supérieur du chariot vide. Une rigole pleine d'eau se trouvait le long de la paroi couchant.

En cet endroit, la pente de la voie était nulle; mais 75 mètres plus au nord, la galerie présentait une pente de 2 à 3° vers le puits.

Le Comité d'Arrondissement a estimé que si le personnel avait observé les conditions de l'arrêté autorisant l'emploi des locomotives, l'accident ne serait pas arrivé.

Un membre a émis l'avis qu'il serait utile de prendre des dispositions spéciales afin d'éviter que du personnel débouchant de la bifurcation du puits ne s'engage dans le bouveau alors que la locomotive est déjà en marche vers la remise.

M. le Président a estimé que les ordres donnés devraient être affichés dans la remise à locomotives et que l'arrêté devrait figurer dans un registre contenant les ordres de service où il serait contresigné par le personnel surveillant et les machinistes.

M. l'Ingénieur en Chef-Directeur du 1er Arrondissement a fait à la direction du charbonnage des recommandations dans le sens des considérations développées à la réunion du Comité d'Arrondissement.

M. l'Inspecteur Général des Mines a émis l'avis que les mesures préconisées par M. l'Ingénieur en Chef-Directeur du 1er Arrondissement pourraient utilement être complétées en exigeant le placement, près de l'aiguille située à 17 mètres au sud de la costresse de la veine 21, d'une palette mise en permanence à l'arrêt par une commande électrique manœuvrée de l'accrochage, tant que la circulation des ouvriers se rendant aux chantiers n'était pas terminée. Il a suggéré aussi cette autre précaution : une sonnerie électrique placée près de la même aiguille et déclenchée aussi de l'accrochage pourrait tinter d'une façon continue pendant la circulation des ouvriers dans le bouveau.

Il a prié M. l'Ingénieur en Chef susdit d'examiner avec la direction du charbonnage le moyen de réaliser ces mesures de précaution.

N° 2. — *Charleroi. — 3e Arrondissement. — Charbonnage de Bois de La Haye. — Siège n° 2, à Anderlues. — Etage de 510 mètres. — 11 décembre 1927, vers 1 heure. — Un tué. — P. V. Ingénieur G. Janssens.*

Dans un bouveau, un ouvrier a été écrasé entre une locomotive à air comprimé et un montant de soutènement.

Résumé

L'accident s'est produit dans le bouveau midi de l'étage, à proximité de l'envoyage du puits d'extraction.

Ce bouveau était à voie ferrée unique jusqu'à 110 mètres du puits (point T).

En ce point, cette voie ferrée se bifurquait vers nord en deux voies, qui, à 6m,60 de là, se bifurquaient elles-mêmes. Dans la partie du bouveau voisine de l'envoyage, il y avait donc ainsi quatre voies ferrées; les deux voies Est, en montant légèrement, gagnaient la recette supérieure (midi) de l'envoyage; les deux voies ouest descendaient de 1/2 degré environ pour atteindre la recette inférieure (nord).

Le bouveau était boisé par cadres complets espacés de 0m,50 en moyenne.

A partir d'un point situé à 17 mètres environ au nord du point T, les cadres étaient complétés sur une certaine longueur vers nord, par un montant médian.

Dans le bouveau, la translation des chariots se faisait par locomotives à air comprimé.

C'est une de ces locomotives qui a occasionné l'accident.

Elle mesurait 4 mètres de longueur, 1m,05 de largeur et 1m,60 de hauteur.

La commande était unique à une extrémité de la machine. Le moteur était du type compound avec un réchauffeur d'air entre les deux cylindres. Les bonbonnes étaient chargées à une pression de 150 kgs/cm². Normalement, l'admission se faisait par le modérateur, qui admettait l'air comprimé dans le petit cylindre à une pression de 18 kgs/cm².

Exceptionnellement, lors d'un démarrage difficile, ou pour produire un grand effort, on admettait l'air dans le cylindre à la pression de 150 kgs/cm² au moyen d'un robinet spécial.

La machine était pourvue d'un frein à vis et d'un levier de changement de marche.

Le jour de l'accident, un seul ouvrier, le nommé S. P., était chargé des manœuvres à l'envoyage, ainsi que de la préparation des chariots de bois, que deux machinistes C. et D. conduisaient dans les voies de niveau des chantiers.

Vers 1 heure moins un quart, D. était revenu à l'envoyage avec sa locomotive haut-le-pied.

Il arrêta celle-ci au delà, c'est-à-dire au nord du point T, sur la voie ferrée ouest, mais de telle façon qu'elle empêchait le passage de tout transport de la voie ferrée est sur la voie ferrée unique. La cabine de commande se trouvait du côté de l'envoyage; d'après D., le levier de changement de marche était au point neutre et le frein fermé.

Le machiniste D. se rendit dans une écurie, non loin du puits, écurie où le palefrenier vint le trouver. Peu avant, le palefrenier avait vu S. P. dans une écurie voisine.

Le machiniste et le palefrenier perçurent, à un moment donné, le bruit d'un wagonnet qui roulait sur la voie Est, puis ils entendirent qu'on mettait la locomotive en marche. D. crut que l'autre machiniste déplaçait sa locomotive pour l'accrocher à des wagonnets chargés de bois qui étaient préparés à l'envoyage. Ces wagonnets furent tamponnés par la locomotive.

Peu après, le palefrenier sortit de l'écurie et se dirigea vers le sud.

Il constata que la locomotive avait été avancée jusqu'à l'endroit où le boisage était renforcé par des montants médians. S. P. était coincé entre un de ces montants et la locomotive.

Le palefrenier appela le machiniste qui arriva aussitôt. Celui-ci constata à la locomotive que le robinet à haute pression, le modérateur et le frein étaient fermés, mais que le levier de changement de marche se trouvait dans la position de marche arrière. De l'air comprimé s'échappait encore du réchauffeur.

Quand S. P. put être dégagé, il était mort.

D'après les témoins, seuls les machinistes, les ajusteurs, les surveillants de trait et les chefs-porions pouvaient conduire les locomotives. Aucun n'avait jamais vu S. P. en conduire une.

D'essais faits en présence de l'Ingénieur qui a procédé à l'enquête, il résulte que, la locomotive se trouvant au voisinage du point T, si on ouvrait légèrement le modérateur et qu'on le refermât aussitôt, la machine se mettait en mouvement et il était nécessaire de serrer fortement le frein pour l'arrêter à l'endroit où l'accident s'est produit, si bien entendu on laissait l'embrayage dans la position de marche arrière. Si la locomotive se trouvait au voisinage du point T et qu'on ouvrît le frein, sans toucher au modérateur, la locomotive restait immobile.

En marchant à côté de la cabine, du côté du robinet à haute pression ou un peu en avant, tout en restant en dehors des rails, il était possible de conduire la locomotive en marche arrière, sans toutefois pouvoir atteindre le changement de marche.

Etant donné le peu de hauteur de la cabine, il était très difficile et très dangereux d'en descendre pendant la marche.

SERIE D.

N° 1. — *Charleroi. — 5e Arrondissement. — Charbonnage d'Appaumée-Ransart, Bois-du-Roi et Fontenelle. — Siège du Marquis (n° 3), à Fleurus. — Etage de 458 mètres. — 11 mars 1927, vers 9 heures. — Un blessé. — P. V. Ingénieur G. Pâques.*

Un ouvrier a été blessé par le premier wagonnet d'une rame qui s'est mise en mouvement sous le choc d'un wagonnet amené par une chaîne flottante.

Résumé

L'accident s'est produit dans la station comprise entre l'envoyage de l'étage de 408 mètres et l'extrémité d'un transport mécanique par chaîne flottante.

Cette station comportait, dans une galerie, à revêtement en maçonnerie de 2m,75 de largeur, dirigée vers nord, deux voies ferrées laissant entre elles un intervalle de 0m,60. La voie ouest, servant au garage des wagonnets vides, était légèrement descendante vers la poulie de la chaîne flottante, c'est-à-dire vers nord; la voie est, réservée aux wagonnets chargés, était légèrement descendante dans l'autre sens, c'est-à-dire vers l'envoyage.

Au moment de l'accident, 7 à 8 wagonnets chargés se trouvaient sur la voie ferrée est, tandis qu'un même nombre de wagonnets vides étaient garés sur la voie ouest.

Comme d'habitude, une broche métallique était introduite dans une des roues du premier des wagonnets chargés.

Au dernier wagonnet — wagonnet sud — de la rame se trouvant sur la voie ouest, un ouvrier voulut accrocher un petit chariot chargé de bois. Pour ce faire, il s'accroupit, plaçant le pied droit sur la voie est. A ce moment, un nouveau wagonnet plein amené par la chaîne flottante vint buter contre la rame est. Le choc fit avancer, d'une dizaine de centimètres, toute cette rame dont le premier wagonnet atteignit la jambe droite de l'ouvrier.

La victime était occupée depuis de nombreuses années en cet endroit et savait que chaque wagonnet arrivant sur la voie est faisait avancer quelque peu la rame en stationnement.

N° 2. — *Limbourg. — 10e Arrondissement. — Charbonnage de Winterslag. — Siège de Winterslag, à Genck. — Etage de 660 mètres. — 25 avril 1927, vers 16 heures. — Un blessé. — P. V. Ingénieur A. Meyers.*

A la suite d'une erreur de signalisation, un ouvrier a été renversé par une rame tirée par un transport à câble sans fin.

Résumé

L'accident s'est produit dans la galerie de roulage desservant une taille avançant vers l'est.

Cette galerie sensiblement horizontale était à deux voies ferrées; sur la voie ferrée nord étaient formées les rames de wagonnets pleins; sur la voie ferrée sud circulaient les rames de wagonnets vides tirées par un traînage par câble sans fin, actionné par un moteur électrique de 40 chevaux. L'attache du câble était accrochée à l'anneau du wagonnet de tête des rames.

La galerie était creusée à la largeur moyenne de 2m,40 et à la hauteur de 1m,50 à 1m,70.

Tout le long de la galerie régnait une conduite en fer à air comprimé.

Au moment de l'accident, vingt wagonnets pleins stationnaient sur la voie ferrée nord et une rame de dix-sept wagonnets vides était tirée vers la taille sur la voie ferrée sud. Le manœuvre R. précédait la rame, le nommé P. la suivait.

Le quatrième wagonnet de cette rame vint buter contre un montant de boisage faisant saillie dans la galerie par suite de la poussée du terrain.

Le machiniste ayant remarqué une résistance, arrêta le treuil.

R. frappa trois coups, a-t-il dit, sur la tuyauterie à air comprimé pour demander à P., chargé des signaux, de sonner le signal de marche arrière.

Le machiniste reçut le signal de marche avant (4 coups de sonnette).

Il remit la rame en mouvement vers l'avant. L'attache entre les 3e et 4e wagonnets se brisa; les trois premiers wagonnets avancèrent brusquement de 4 mètres environ. Le manœuvre R. fut renversé. On le trouva couché dans la voie, les jambes entre les essieux des roues du premier wagonnet, qui était déraillé.

Tous les témoins ont déclaré que R. avait frappé quatre coups sur la tuyauterie, ce qui était le signal de marche avant.

L'accident s'est produit un lundi; la rame qui l'a occasionné était la première du poste passant sur la voie ferrée sud. Le samedi précédent, 350 berlines avaient circulé sans encombre sur cette voie.

L'attache qui s'est rompue paraissait ne présenter aucun défaut.

N° 3. — *Limbourg. — 10e Arrondissement. — Charbonnage de Winterslag. — Siège de Winterslag, à Genck. — Etage de 660 mètres. — 1er juin 1927, à 9 heures. — Un blessé. — P. V. Ingénieur A. Meyers.*

Au cours d'une manœuvre, un ouvrier a eu la main droite écrasée contre une barrière par une rame de wagonnets tirée par un traînage à câble sans fin.

Résumé

L'accident s'est produit dans une galerie de transport dite « voie de recoupe » dirigée sensiblement vers l'est.

A cette galerie, par laquelle étaient évacués vers le puits les produits abattus dans les chantiers, se raccordait, à son extrémité est, une autre galerie, dite « troisième voie », desservant un chantier.

La galerie de recoupe, de même que la troisième voie, était à deux voies ferrées; dans chacune de ces galeries était installé un traînage par câble sans fin.

La voie de recoupe, au voisinage de la troisième voie, présentait une inclinaison de 1 à 2° vers l'ouest, c'est-à-dire vers le puits.

Les wagonnets pleins y circulaient sur la voie ferrée nord. Sur cette voie ferrée, à 10 mètres de la troisième voie, était placée une barrière. Celle-ci consistait en un bout de rail de 1m,80 de longueur pivotant, par son extrémité supérieure, dans un étrier fixé à une semelle placée transversalement à 1m,50 de hauteur, et dont l'autre extrémité reposait sur le sol entre les rails. Cette barrière était équilibrée par un contrepoids, par l'intermédiaire d'une chaîne passant sur poulies.

Les manœuvres s'effectuaient comme suit :

Les rames, de 25 wagonnets chargés, venant du chantier par la troisième voie, étaient accrochées au câble de traînage, à l'avant et à l'arrière; un hiercheur précédait chaque rame, un autre marchait derrière.

La rame était arrêtée à son arrivée à la galerie de recoupe. Le hiercheur précédant la rame enlevait alors l'attache fixée au wagonnet de tête, puis ouvrait la barrière et, cela fait, donnait au machiniste le signal d'introduire la rame dans la voie de recoupe. Lorsque les deux tiers de la rame étaient engagés dans la voie, la rame était arrêtée; ensuite, tandis que le hiercheur qui suivait la rame la détachait du premier traînage, l'autre hiercheur, resté près de la barrière, introduisait celle-ci dans un wa-

gonnet et attachait la rame au second traînage; il relevait alors la barrière et sonnait « en avant ».

Peu avant l'accident, une rame était arrivée à la bifurcation; le hiercheur précédant cette rame donna le signal de la faire avancer dans la voie de recoupe avant d'ouvrir la barrière. Au moment où il soulevait cette dernière, il eut la main droite écrasée entre celle-ci et le premier wagonnet de la rame.

N° 4. — *Limbourg. — 10e Arrondissement. — Charbonnage de Winterslag. — Siège de Winterslag, à Genck. — Etage de 660 mètres. — 23 juin 1927, vers 18 heures. — Un blessé. — P. V. Ingénieur A. Meyers.*

Un machiniste, alors qu'il remettait sur une poulie-guide le câble d'un traînage par câble sans fin, a eu la main gauche coincée entre ce câble et les flasques protecteurs de la poulie.

Résumé

Dans une galerie de transport desservant un chantier était installé un traînage par câble sans fin activé par un treuil mis en mouvement par un moteur électrique de 21 kilowatts.

Le treuil, ainsi que l'appareillage électrique, se trouvait dans une niche à une des extrémités du traînage. Le câble, en acier, de celui-ci avait 15 millimètres de diamètre.

Le brin de retour était supporté tous les quarante mètres par des poulies, tandis que le brin inférieur auquel étaient attachées les rames n'était soutenu qu'au départ de la niche et ce par deux poulies — dont P_1 —, à flasques protecteurs, suspendues à l'entrée de la niche et espacées de $0^m,60$.

Au moment de l'accident, une rame de wagonnets vides, qui venait d'être déplacée vers le chantier, avait été arrêtée à la station extrême du traînage et devait être accrochée à un second traînage.

Le machiniste a déclaré qu'ayant reçu un signal « en arrière », il exécuta cette manœuvre, et qu'au cours de celle-ci, le brin inférieur du câble sortit de la gorge de la poulie P_1, la plus voisine du treuil. Comme, a-t-il dit, le treuil était arrêté et que le câble n'était pas tendu, il voulut remettre celui-ci en place

en le saisissant des deux mains entre les deux poulies, la main gauche du côté de la poulie P_1, mais brusquement, le câble se tendit et il eut ladite main prise entre le câble et les flasques de cette poulie P_1.

Un autre machiniste a déclaré que se trouvant à 5 mètres de l'emplacement du treuil, il a entendu crier le machiniste de ce dernier. Il s'est avancé aussitôt et a trouvé ce machiniste près de sa machine qui était en marche et qu'il a arrêtée.

Après l'accident, la poulie P_1 ne présentait pas de trace de frottement du câble contre les flasques, mais l'autre poulie montrait que le câble avait frotté assez longtemps contre le bord et le flasque. Aucune des deux poulies ne portait de traces de sang.

Le Comité d'Arrondissement a émis l'avis qu'il y aurait lieu de prendre des dispositions pour éviter que les câbles ne sortent de la gorge des poulies, ou tout au moins, si cette modification n'était pas pratiquement possible, de mettre à la disposition du personnel un instrument tel qu'une fourche permettant de soulever le câble sans danger

N° 5. — *Limbourg. — 10e Arrondissement. — Charbonnage André Dumont sous-Asch. — Siège de Waterschei, à Genck. — Etage de 700 mètres. — 22 juillet 1927, vers 23 heures. — Un blessé mortellement. — P. V. Ingénieur A. Meyers.*

Le premier wagonnet d'une rame tirée par un treuil à air comprimé, a déraillé et a atteint un ouvrier.

Résumé

Une galerie, de direction est-ouest et sensiblement horizontale, desservant une taille, reliait celle-ci à un burquin.

Longue de 150 mètres, elle était à simple voie ferrée depuis la taille jusqu'à 45 mètres du burquin, point où elle bifurquait.

Les rames de wagonnets étaient tirées au moyen d'un câble s'enroulant sur le tambour d'un treuil à air comprimé fixé sur affût vertical calé entre toit et mur, sur le côté sud de la voie ferrée, à 7 mètres à l'est de la bifurcation.

Les rames de wagonnets chargés étaient formées près de la taille.

Le câble était attaché à l'avant du premier wagonnet de toute rame ainsi formée et la rame était alors tirée jusqu'à quelques mètres en deçà du treuil. Des broches en fer étaient introduites dans les roues avant des trois premières berlines.

Au moment où la rame arrivait à proximité du treuil, le machiniste arrêtait ce dernier. La vitesse de la rame ralentissant, un manœuvre décrochait le câble et la rame venait s'arrêter devant le treuil, à 5 mètres environ de l'aiguillage de la station du burquin.

Au moment de l'accident, une rame de treize wagonnets chargés avançait vers le treuil, les trois premiers wagonnets ayant des roues enrayées comme d'habitude.

A quatre mètres à l'est du treuil se trouvait l'ouvrier manœuvre.

Celui-ci a déclaré qu'il avait détaché le câble, dont il avait jeté le crochet d'attache à côté de la voie ferrée, mais que vraisemblablement, le câble s'étant accroché à une des roues du premier wagonnet, la rame continua à avancer et dépassa le treuil.

A proximité de l'aiguillage, le premier wagonnet dérailla et culbuta en blessant gravement un ouvrier qui attendait en cet endroit.

D'après la victime, la rame allant trop vite, le manœuvre n'a pu la décrocher; retenue à l'avant par le câble, la première berline s'est mise en travers de la voie et s'est renversée.

Le machiniste, au contraire, a affirmé que la rame ne marchait pas vite et que le manœuvre a détaché le câble.

Le porion qui a dégagé la victime a constaté que le crochet du câble se trouvait sur le sol à côté de l'avant du premier wagonnet.

Aucune instruction spéciale n'avait été donnée au sujet des manœuvres à effectuer.

Le Comité d'Arrondissement a été d'avis que dans les voies où l'on utilise le traînage par câble s'enroulant simplement sur le tambour d'un treuil, il y avait lieu de prévoir l'emploi d'un cliquet ou verrou afin que l'arrêt du transport fût complet avant le décrochage du câble.

Des recommandations dans ce sens ont été faites à la direction du charbonnage par M. l'Ingénieur en Chef-Directeur du 10e Arrondissement.

N° 6. — *Limbourg. — 10e Arrondissement. — Charbonnage de Winterslag. — Siège de Winterslag, à Genck. — Etage de 600 mètres. — 3 août 1927, vers 18 heures. — Un tué. — P. V. Ingénieur A. Meyers.*

Dans une galerie, un porion a été écrasé contre une pièce du soutènement par le premier wagonnet d'une rame tirée par un traînage à câble sans fin.

Résumé

L'accident s'est produit dans une galerie de transport horizontale reliant un chantier au bouveau principal.

Cette galerie, à double voie ferrée, était étançonnée au moyen de cadres jointifs.

Les rames formées de huit à dix wagonnets y étaient déplacées par un traînage à câble sans fin, mis en mouvement par un treuil actionné par un moteur électrique. Un porion accompagnait les rames.

Le 3 août 1927, deux ouvriers étaient occupés au recarrage de la galerie à 15 mètres environ de l'endroit où l'accident s'est produit.

Ledit jour, une première rame de wagonnets chargés avait été tirée du chantier vers le bouveau principal; le porion était ensuite revenu vers les fronts, accompagnant une rame de wagonnets vides. En cours de route, il avait détaché les deux derniers wagonnets de la rame au voisinage de l'endroit où travaillaient les recarreurs. Ces berlines étaient destinées à ces derniers.

Vers 18 heures, le porion se dirigeait vers le bouveau principal avec une dernière rame, celle-ci de 8 à 9 wagonnets chargés.

En face des deux wagonnets vides arrêtés, le premier wagonnet de la rame vint buter contre un montant du boisage, montant qui avait fléchi sous la pression des terrains. Le porion sonna l'arrêt, puis se plaça contre la paroi à proximité du montant fléchi afin de guider le premier wagonnet à son passage contre ledit montant. Il sonna le signal « en avant ».

La rame fut remise en marche. Le porion fut entraîné par le premier wagonnet et écrasé contre un autre montant qui avait également fléchi.

La galerie en question avait été creusée huit mois auparavant et avait été recarrée dans le courant des mois de juin et juillet. Au moment de l'accident, il ne s'y trouvait que trois montants contre lesquels les wagonnets frottaient au passage.

M. l'Ingénieur en Chef-Directeur du 10e Arrondissement des Mines a recommandé à la direction du charbonnage de proscrire d'une façon absolue tout transport mécanique dans les galeries rétrécies au point que les wagonnets viennent en contact avec les boisages.

N° 7. — *Limbourg. — 10e Arrondissement. — Charbonnage André Dumont sous-Asch. — Siège de Waterschei, à Genck. — Etage de 700 mètres. — 14 novembre 1927, à 15 h. 20. — Un blessé. — P. V. Ingénieur P. Gérard.*

En décrochant une rame de wagonnets avant l'arrêt, un ouvrier a été renversé.

Résumé

L'accident s'est produit dans une galerie de transport à double voie ferrée, où le déplacement des berlines était produit par des câbles tirés par des treuils à air comprimé.

La galerie avait une section de 2m,20 de hauteur sur 2m,30 de largeur.

Une des voies ferrées était réservée aux wagonnets vides, l'autre aux wagonnets chargés.

Les signaux étaient donnés par sonnette dont les cordons étaient placés à hauteur d'homme au-dessus des voies.

L'accident est survenu sur la voie ferrée des wagonnets vides non loin d'un treuil.

Partant de ce treuil, cette voie ferrée présentait vers le puits une pente de 5 millimètres par mètre sur une longueur de 7m,50. Au delà, vers le puits, à la suite du gonflement du mur, la pente était inverse de 9 millimètres par mètre sur une longueur de 12m,50.

Au moment de l'accident, une rame de wagonnets chargés était garée sur l'autre voie ferrée, en face du treuil, jusqu'à proximité

de l'endroit où la pente de la voie ferrée des wagonnets vides changeait de sens.

Une rame de treize wagonnets vides était tirée vers les fronts. Le chef de trait était au treuil, un manœuvre accompagnait la rame en marchant sur la voie des wagonnets chargés.

A 3 mètres des berlines garées sur cette dernière voie, le manœuvre sonna l'arrêt. Le chef de trait arrêta le treuil. Le manœuvre décrocha alors le câble, dont il jeta l'extrémité, avec le crochet d'attache, sur le côté de la voie ferrée vers la paroi. Une partie du câble était restée sur les rails. Le manœuvre courut devant la rame pour relever le câble. Il fut rejoint par la rame qui, par suite de la contrepente, avait continué à avancer. Atteint à la jambe gauche, il tomba et fut traîné sur une longueur de 0m,75 environ, la rame s'étant alors arrêtée par suite du déraillement du premier wagonnet.

La direction du charbonnage avait interdit de décrocher les berlines pendant la marche.

Le chef de trait, qui a reconnu avoir reçu des ordres dans ce sens, a déclaré n'avoir pas pensé que le manœuvre courût du danger en opérant comme il l'a fait au moment de l'accident, parce que la vitesse de la rame était faible.

N° 8. — *Liége. — 8e Arrondissement. — Charbonnage de La Haye. — Siège St-Gilles, à Liége. — Etage de 66 mètres. — 17 décembre 1927, à 11 heures. — Un blessé. — P. V. Ingénieur M. Doneux.*

Dans une galerie, à une station d'angle, la chaîne d'un traînage mécanique par chaîne flottante est tombée de la poulie-guide et un ouvrier a été blessé.

Résumé

Un tunnel, de direction générale est-ouest et comportant deux voies ferrées, réunit le siège St-Gilles à la paire du Laveu du Charbonnage susdit. Un traînage mécanique par chaîne flottante y est installé.

Les berlines sont entraînées à la vitesse de 1m,50 par seconde.

La chaîne pèse environ 15 kilogrammes par mètre courant.

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

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

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

Les poulies sont folles sur leurs axes.

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

Tout le tunnel est éclairé à l'électricité.

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

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

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

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

La chaîne n'était pas brisée.

Elle fut remise en place et continua à fonctionner.

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

MÉMOIRES

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

PAR

Charles DEMEURE,

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

CHAPITRE I.

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

Les Etats-Unis sont le principal producteur de cuivre du monde. En 1929, année où la production mondiale de métal rouge atteignit son maximum historique de 1.930,370 tonnes métriques, celle des Etats-Unis s'éleva à 931.103 tonnes, soit à plus de *48* % du total. La dépression économique actuelle a réduit les deux productions respectivement à 1.587.235 tonnes et à 644.738 tonnes en 1930, puis à 1.362.147 tonnes et à 475.945 tonnes en 1931, faisant baisser le pourcentage des Etats-Unis à *40* %, puis à *35* %.

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

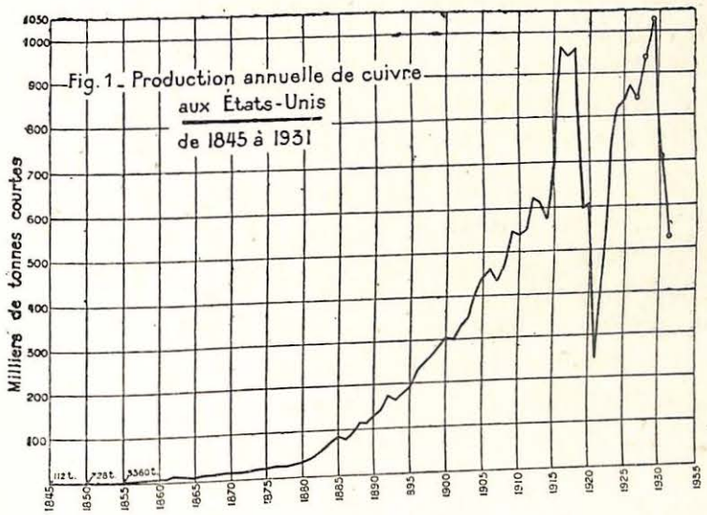
part, qu'avant 1800 la production de cuivre, comme d'ailleurs celle de la plupart des métaux, était insignifiante. Certains évaluent à un million de tonnes seulement la quantité de cuivre produite depuis le début des temps historiques jusqu'en 1800.

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

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

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

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



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

* * *

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

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

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

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

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

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

* * *

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

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

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

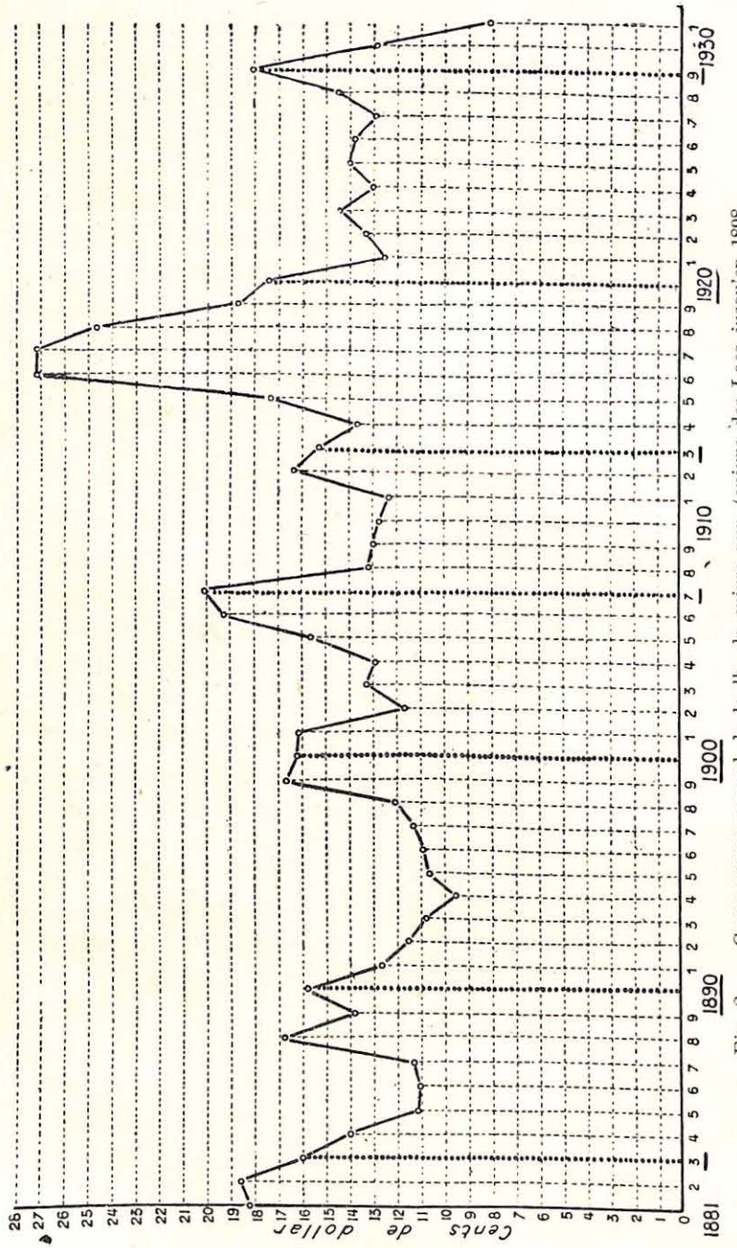


Fig. 2. — Cours moyen annuel de la lb. de cuivre pur (cuivre des Lacs jusqu'en 1898, cuivre électrolytique depuis 1899), en cents de dollar, sur le marché de New-York.

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

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

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

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

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

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

Il est intéressant de mentionner ici que, depuis ces dernières années, les mines de cuivre des Etats-Unis travaillent presque exclusivement pour le marché intérieur. Les importations et les exportations de métal rouge de la République étoilée s'équilibrent à peu près (292,950 T. courtes et 296.990 T. courtes respectivement en 1931) ; elles correspondent, en majeure partie, à l'activité des raffineries de la côte Atlantique, qui réexportent sous forme de cuivre électrolytique le cuivre brut qu'elles reçoivent de mines étrangères appartenant, pour la plupart, à des compagnies américaines.

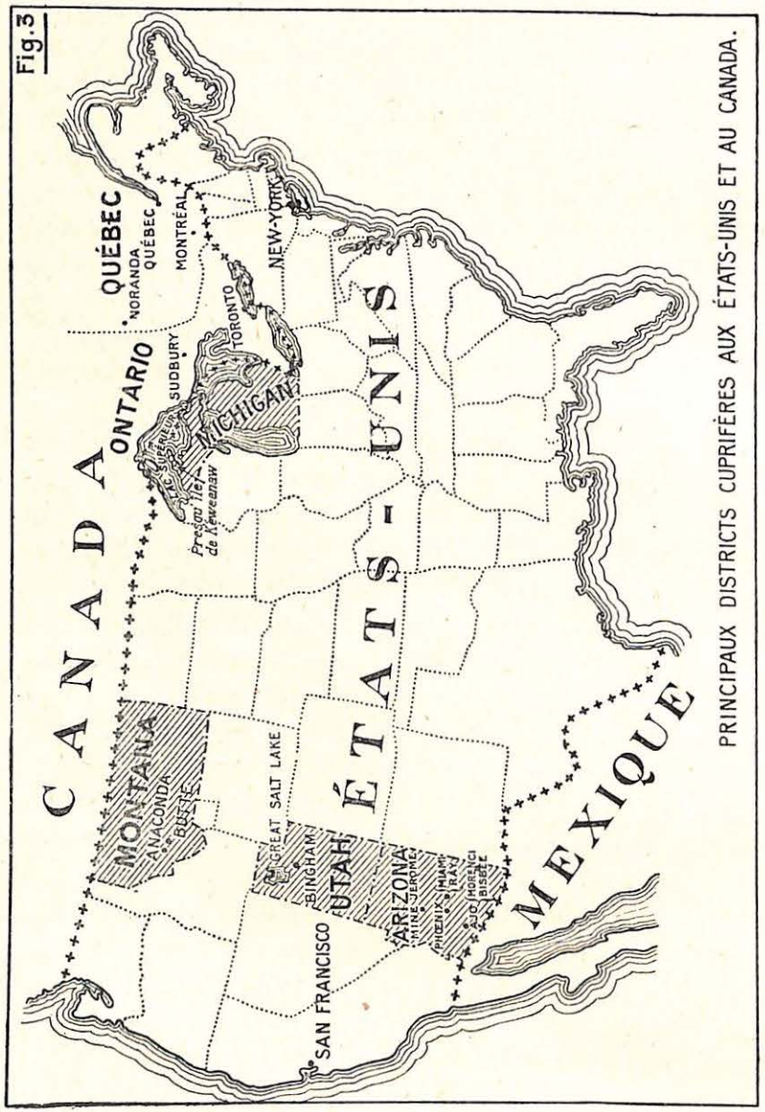
* * *

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

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

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

Fig.3



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

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

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

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

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

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

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

Production de cuivre en tonnes métriques.

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

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

CHAPITRE II.

Les mines de cuivre du Michigan.

§ I. — Gisements et production.

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

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

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

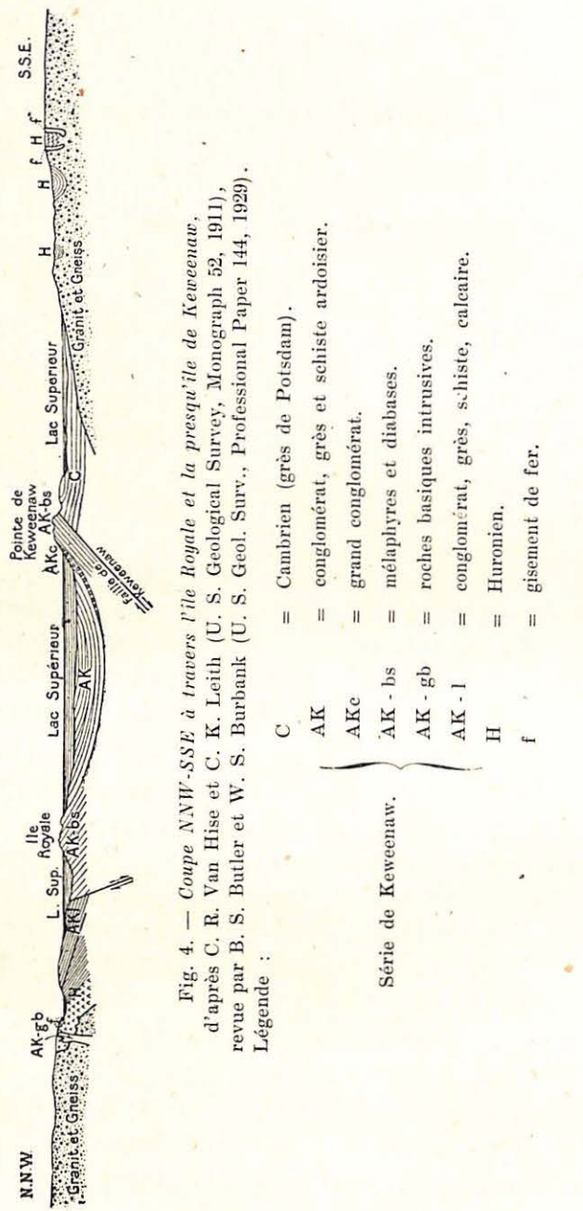


Fig. 4. — *Coupe NNW-SSE à travers l'île Royale et la presqu'île de Keweenaw*, d'après C. R. Van Hise et C. K. Leith (U. S. Geological Survey, Monograph 52, 1911), revue par B. S. Butler et W. S. Burbank (U. S. Geol. Surv., Professional Paper 144, 1929).

Légende :

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

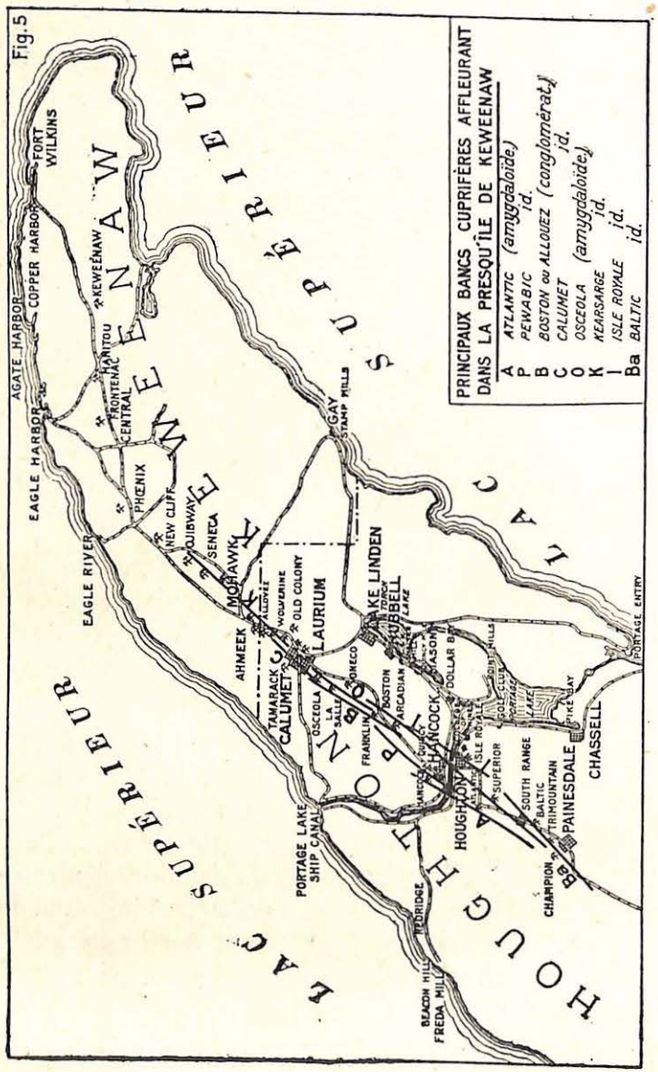
les solutions sulfurées et arséniées, précipitèrent le cuivre.

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

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

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

Fig. 5



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

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

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

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

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

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

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

§ II. — Puits et voies d'accès.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

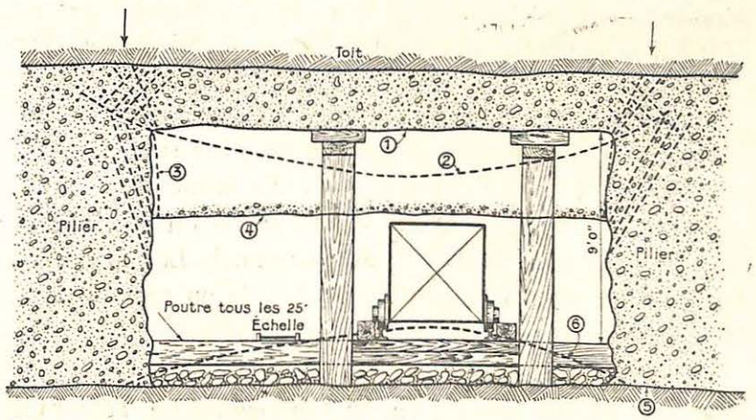


Fig. 6. — Coupe transversale d'un puits incliné établi dans le conglomérat de Calumet, montrant les mouvements du toit et du mur.

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

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

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

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

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

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

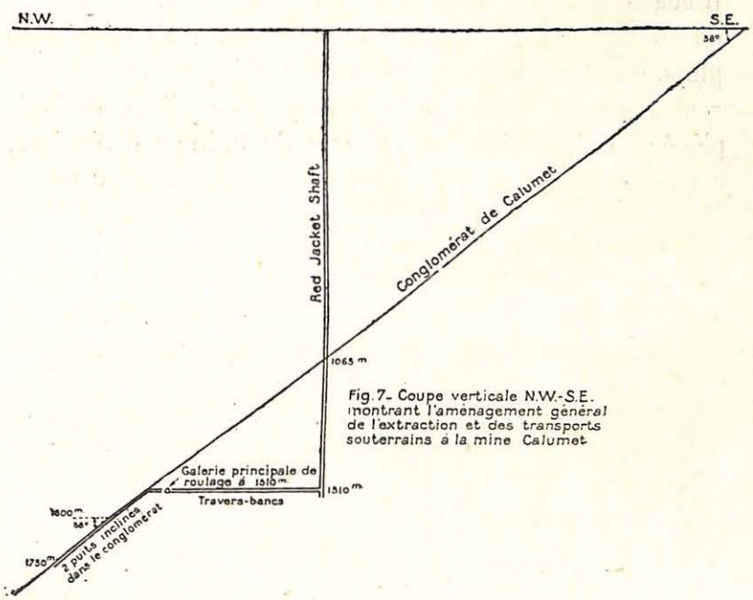


Fig. 7. - Coupe verticale N.W.-S.E. montrant l'aménagement général de l'extraction et des transports souterrains à la mine Calumet.

2° *Le « Red Jacket Shaft ».*

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

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

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

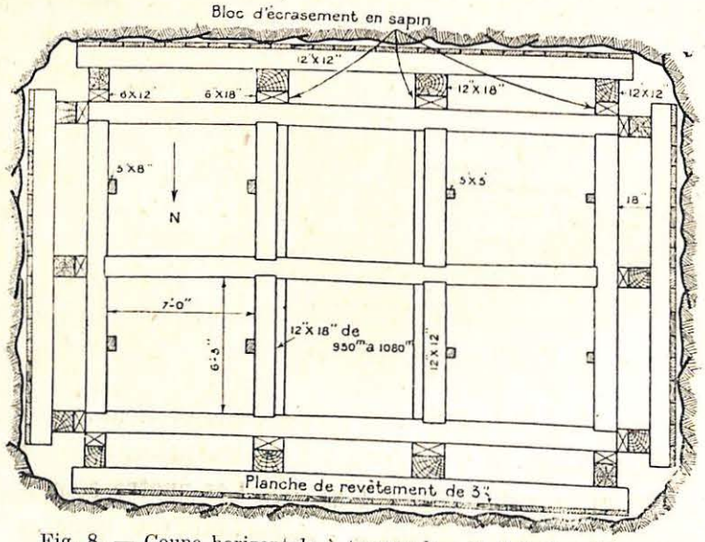


Fig. 8. — Coupe horizontale à travers le « Red Jacket Shaft » montrant le dispositif de revêtement (« umbrella timbering ») employé pour la traversée de la zone de fortes pressions.

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

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

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

3° *Le niveau de roulage principal de 1510 m.*

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

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

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

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

4° *Les puits inclinés établis sous 1510 m.*

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

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

§ III. — Méthodes d'exploitation.

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

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

A. — METHODES RETRAITANTES PAR FOUDROYAGE

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

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

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

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

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

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

Jusqu'à 1060 m. de profondeur, on avait recouru aux méthodes dites « directes » ou « avançantes », caractérisées, comme on le sait, par l'avancement dans le même sens du front d'abatage et des galeries horizontales de desserte du dit front. Ces galeries, établies à des intervalles de 30 m. comptés suivant l'inclinaison, étaient protégées par des piliers lenticulaires en direction de 2^{m},50 à 4^{m},50 d'épaisseur, laissés dans le conglomérat et destinés à être enlevés par la suite. Dans d'autres chantiers, exploités dans le même conglomérat par la Compagnie de Tamarack, aujourd'hui rachetée par la « Calumet and Hecla », ou employait la méthode dite des chambres et des piliers, qui était, elle aussi, une méthode avançante avec abandon de massifs ; mais les proportions plus considérables données aux piliers de Tamarack permirent de continuer l'emploi de cette méthode jusqu'à une profondeur de 1520 m. De nombreux et graves accidents se produisirent à ces profondeurs, par éclatement des piliers sous la pression du toit (1), et décidèrent de l'adoption de méthodes retraitantes, non seulement dans tous les chantiers de la « Calumet and Hecla », à partir de 1908, mais encore, quelques années plus tard, dans la majorité des mines du district.

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

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

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

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

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

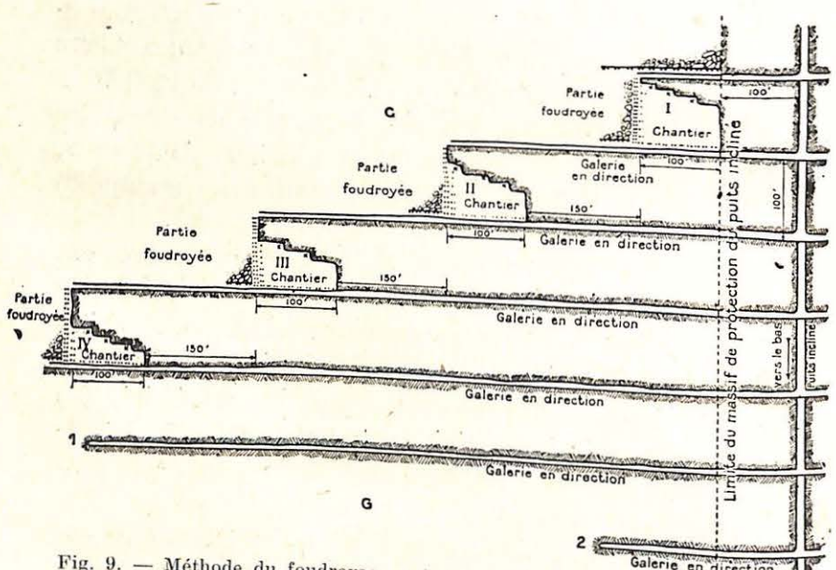


Fig. 9. — Méthode du foudroyage naturel, employée à la mine Calumet. Disposition générale des chantiers en cours d'exploitation, et des galeries en cours de creusement.

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

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

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

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

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

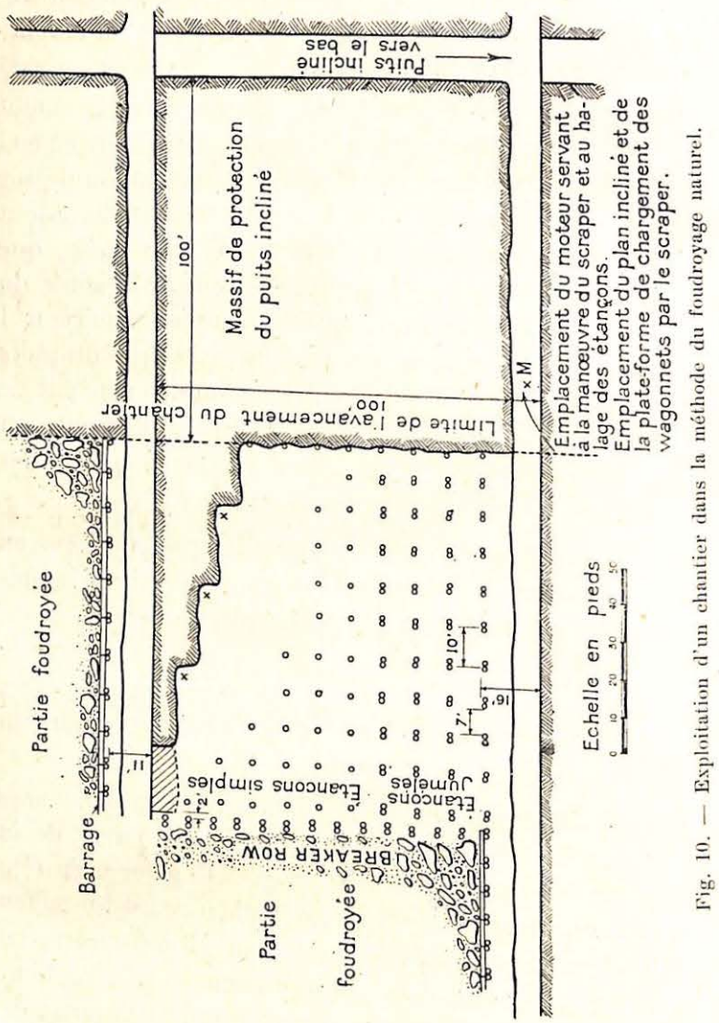


Fig. 10. — Exploitation d'un chantier dans la méthode du foudroyage naturel.

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

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

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

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

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

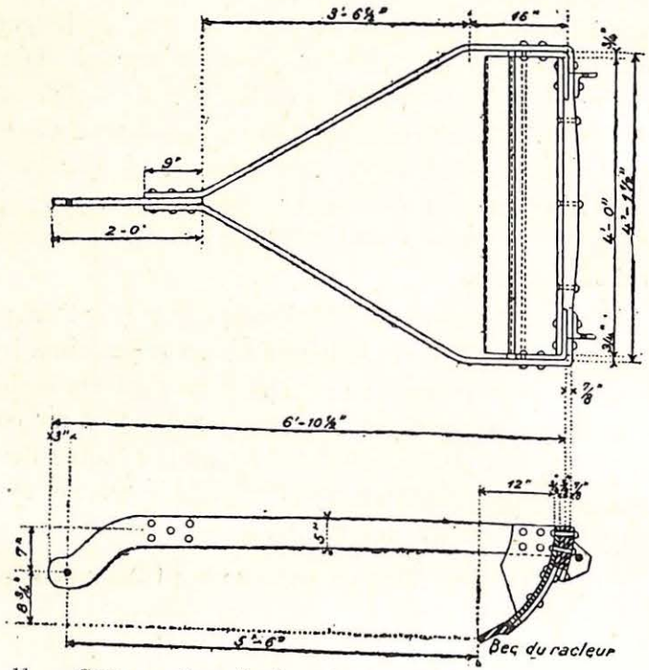


Fig. 11. — Coupes en long (horizontale et verticale) à travers le râcleur du scraper employé dans les chantiers de la mine Calumet.

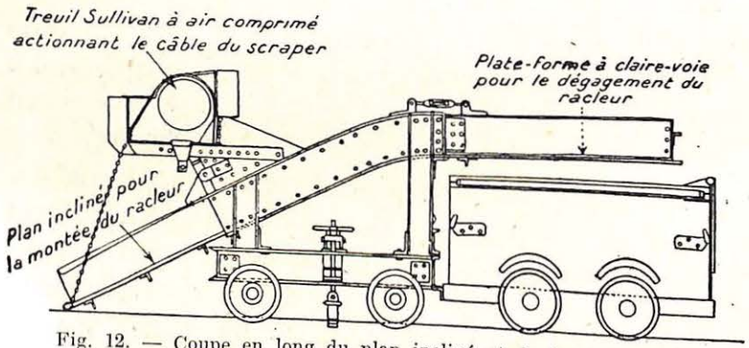


Fig. 12. — Coupe en long du plan incliné et de la plate-forme de déchargement du scraper.

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

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

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

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

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

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

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

2° *Méthode du foudroyage différé, pratiquée à la mine d'Isle Royale.*

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

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

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

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

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

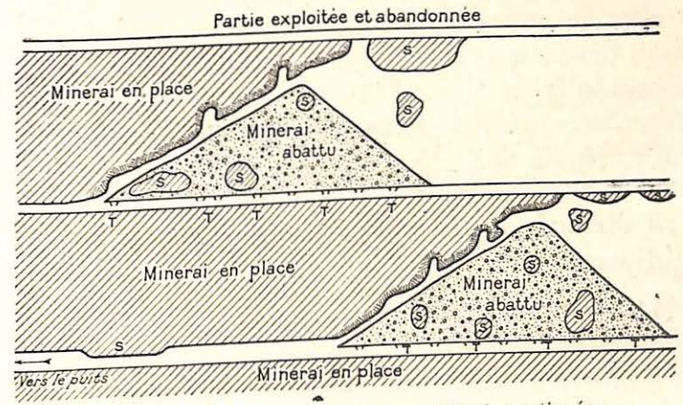


Fig. 13. — Méthode du foudroyage différé, pratiquée à la mine d'Isle Royale.

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

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

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

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

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

3° *Méthode du foudroyage amorti, pratiquée à la mine d'Ahmeek.*

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

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

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

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

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

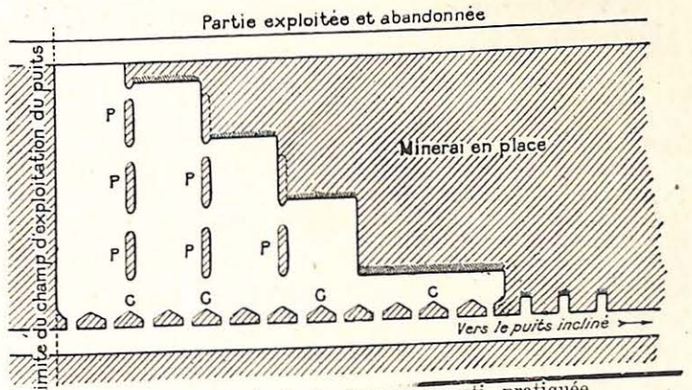


Fig. 14. — Méthode du foudroyage amorti, pratiquée à la mine d'Ahmeek.

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

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

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

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

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

B. — METHODES RETRAITANTES PAR REMBLAYAGE.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

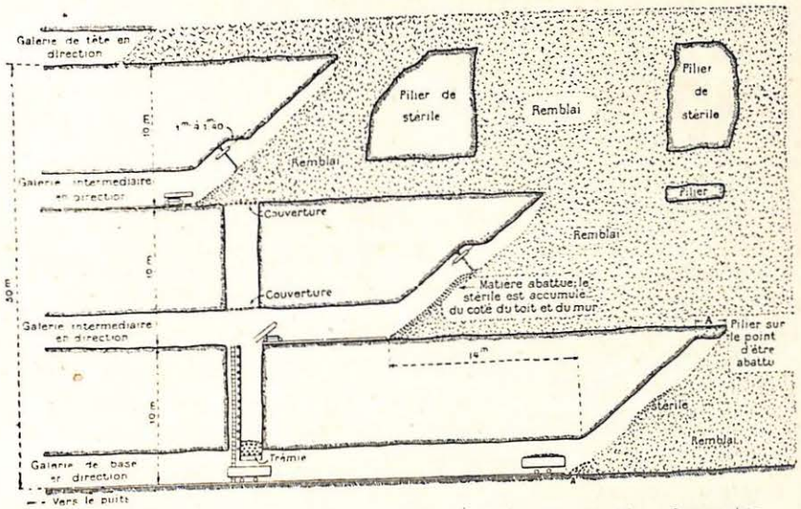


Fig. 15. — Méthode retraitante par remblayage, avec tailles chassantes inclinées, pratiquée dans les étages inférieurs de la mine Champion.

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

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

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

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

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

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

C. — METHODES DIRECTES OU « AVANÇANTES »

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

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

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

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

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

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

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

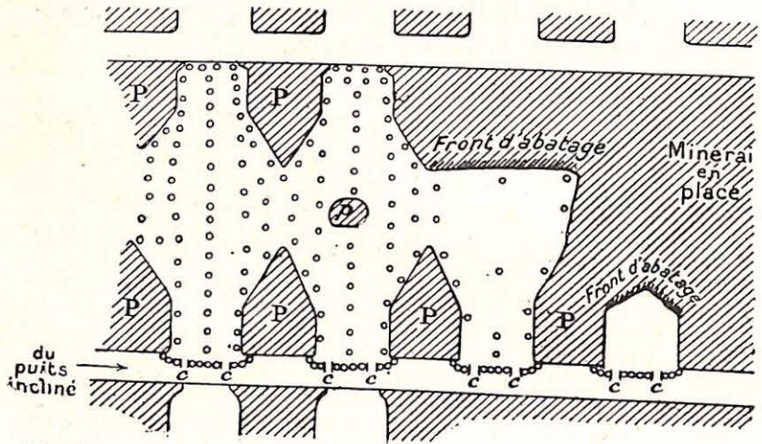


Fig. 16. — Méthode avançante, avec soutènement du toit par abandon de massifs, pratiquée à la mine de Quincy.

2° *Méthodes avançantes, avec soutènement du toit par remblayage, pratiquées dans les mines de la « Copper Range Co ».*

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

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

§ IV. — Ventilation.

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

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

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

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

Le dispositif d'aérage dont nous venons de parler est employé dans toutes les mines du Lac Supérieur. Le cube d'air qui traverse l'ensemble des chantiers en activité est de l'ordre de 20 à 50 m^{3}/sec. dans les mines les plus importantes.

§ V. — Prix de revient.

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

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

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

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

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

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

TABLEAU I.

Prix de revient, en cents de dollars, de la lb. de cuivre pur (cuivre des Lacs), dans les principales Compagnies minières du Michigan, pendant l'année 1931.

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

	Production (en millions de lbs.)	Coût des opérations minières et métallurgiques	Frais généraux, dépenses d'administration, de direction et de vente, intérêts sur emprunts, impôts	Prix de revient, non compris l'amortissement, les dépenses et revenus divers	Dépenses diverses	Revenus divers	Amortissement des installations	Prix de revient, non compris l'amortissement de la mine	Amortissement de la mine (réserve pour l'épuisement du gisement)	Prix de revient global
Calumet and Hecla (mines appartenant propre à la Compagnie)	72,4	8c,15	1c,62	9c,77	0c,18	0c,16	1c,21	11c,00	1c,49	12c,49
Copper Range . . .	17,7	—	—	13c,61 (1) ou 9c,75	0c,65	3c,95 (1)	0	9c,71 sans amortis.	0	9c,71 sans amortis.
Mohawk	13,1 (2)	7c,23 (2)	0c,43	7c,66	0	0c,60	0c,07	7c,13	0c,02	7c,15

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

(2) La « Mohawk Mining Co » ne possédant pas de fonderie, sa production de cuivre a été évaluée d'après le tonnage de minerai produit. Le coût de l'opération de fusion a été estimé à 1 c. 25 par lb. de cuivre, et incorporé dans le coût des opérations minières et métallurgiques.

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

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

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

TABLEAU II.

Prix de revient (non compris les amortissements, dépenses et revenus divers) de la lb. de cuivre pur, chez les principaux producteurs du Michigan, de 1929 à 1931

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

	1929		1930		1931	
	Production (lbs. de cuivre)	Prix de revient (en cents de dollar)	Production (lbs. de cuivre)	Prix de revient (en cents de dollar)	Production (lbs. de cuivre)	Prix de revient (en cents de dollar)
« Calumet and Hecla » (mines appartenant en propre à la Compagnie .	90.319.000	11c,43	87.898.000	10c,56	72.367.000	9c,77
« Calumet and Hecla » (usine de récupération du cuivre des tailings)	33.511.000	5c,62	17.842.000	6c,71	0	—
Mine « Isle Royale »	10.864.085	14c,01	10.659.413	12c,97	7.731.418	11c,48
Groupe de la « Calumet and Hecla »	134.694.085	10c,20	116.399.413	10c,30	80.098.418	10c,02
Mine « Champion »	20.660.701	11c,75	19.999.564	11c,60	—	—
Mine « Baltic »	2.127.926	21c,27	3.251.705	11c,82	—	—
Mine « Trimountain »	1.408.689	22c,91	542.649	16c,38	0	—
Groupe de la « Copper Range Cº » .	24.197.316	13c,25	23 793.918	11c.75	17.721.270	9c,75
« Mohawk Mining Cº » . (1) . .	20.000.000	7c,09	13.300.000	8c,51	13.100.000	7c,13
Prix de vente moyen de la lb. de cuivre électrolytique prise aux raffineries de la côte Atlantique . .		18c,108		12c,982		8c,116

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

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

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

La situation des mines de cuivre du Michigan semble critique; le prix de revient paraît actuellement incompressible, et la situation financière des Compagnies devient inquiétante. Un prompt relèvement du prix de vente est nécessaire pour sauver de la ruine l'industrie cuprifère michiganienne.

* * *

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

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

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

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

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

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

TABLEAU III.

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

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

(1) Le prix de revient de la tonne de minerai à la mine Calumet, considéré dans ce tableau, est un prix de revient partiel, qui ne comprend que les dépenses de main-d'œuvre, de matières et d'énergie.

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

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

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

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

TABLEAU IV

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

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

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

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

* * *

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

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

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

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

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

L'Exploitation par longues tailles

PAR

M. NOKIN

Ingénieur civil des Mines.

CHAPITRE I.

Etude des pressions de terrains.

I. — Nécessité de cette étude.

L'introduction de ce chapitre en tête d'une étude sur les exploitations par longues tailles peut, à priori, paraître assez illogique. Il est cependant naturel, avant de construire un ouvrage quelconque, de se demander comment celui-ci va se comporter. Nous verrons d'ailleurs plus loin que la méconnaissance des règles qui régissent les mouvements des terrains dans lesquels le mineur travaille, a parfois conduit à de véritables hérésies au point de vue exploitation, ou — ce qui est pis encore — à des accidents déplorables. La comparaison faite par M. Morin au Congrès de Liége de 1922, est suggestive à cet égard : « Comme le termite, rongeur du tronc qu'il habite, meurt brutalement victime de la destruction lente dont il est l'auteur, de même le mineur, démolisseur ardent, tombe parfois dans l'apothéose de grandes catastrophes ».

Il est inutile d'insister, pensons-nous, sur le fait qu'il est un devoir élémentaire pour l'ingénieur de chercher

à connaître le milieu dans lequel il travaille, et où il expose des milliers de vies humaines.

Il existe d'ailleurs, pour convaincre l'exploitant de la nécessité de cette étude, d'autres motifs que ces considérations humanitaires. La connaissance des terrains peut être, pour lui, la source de profits importants. C'est ainsi que la connaissance approfondie de cette science des terrains nous permettra peut-être un jour de déterminer à coup sûr : la nécessité ou l'inutilité du remblai, la manière dont il doit être fait, les mesures à prendre pour maintenir une voie en état et la conduite optima de l'exploitation en vue de faciliter l'abatage du charbon, la suppression des accidents de grisou, etc.

II. — Généralités.

Il est intéressant de revenir sur les propriétés des roches en profondeur, notions connues depuis longtemps des géologues, mais dont le mineur se fait encore malgré tout une idée assez fausse. Cette ignorance s'explique d'ailleurs très bien du fait que nous n'avons jamais pu juger « de visu » des propriétés de ces roches en profondeur.

Si nous envisageons un bloc de roche, situé en profondeur dans une zone inaccessible à notre vue, ce bloc est, sous l'effet de la pression de terrain, comprimé également dans tous les sens. Ce mode de sollicitation est totalement différent de celui d'un bloc écrasé entre les deux mâchoires d'une machine expérimentale. Alors que ce dernier échantillon (fig. 1) va tout d'abord s'élargir imperceptiblement en forme de tonneau, puis se fracturer suivant plusieurs réseaux conjugués de diaclases, le premier bloc considéré va diminuer légèrement de volume, puis atteindre un état de plasticité variable selon

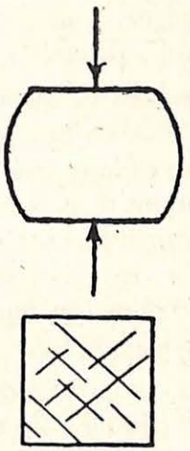


Fig. 1.

la nature de la roche et selon l'intensité de la pression appliquée. Des recherches expérimentales ont montré qu'aux profondeurs ordinaires de nos exploitations, les roches n'atteignaient pas l'état proprement dit de plasticité, mais qu'elles se comportent cependant en matières pseudo-plastiques. Cette qualité générale de pseudo-plasticité des roches est bien connue par exemple pour le marbre et pour le sel. Les observations minières que nous donnerons plus loin, montreront que toutes les roches du terrain houiller la possèdent également, à des degrés différents.

Sous cet état non plastique, mais pseudo-plastique, la roche conserve encore suffisamment ses propriétés élastiques, pour que nous puissions dire qu'une roche sous pression possède une énergie potentielle, tout comme la vapeur d'une chaudière, et qu'elle nous restituera cette énergie si nous lui en fournissons l'occasion. Or, cette occasion recherchée, le travail de la mine nous l'apporte journellement, car du moment qu'un front est à nu, les

roches qui constituent ce front se détendent et libèrent par conséquent l'énergie potentielle qu'elles possédaient.

Si nous créons donc un vide quelconque — une galerie par exemple — dans un massif de roches, il va se former autour de ce vide une série de zones isobares, depuis la pression maxima existant dans la profondeur du terrain jusqu'à la pression ordinaire existant à front. Avec Spackeler (1) nous appellerons : « zone de Trompeter » cette zone des roches détendues, du nom d'un des premiers pionniers de cette question (2).

Que deviennent les propriétés des roches dans cette zone de Trompeter? Etant détendues, les roches ont évidemment perdu cette pseudo-plasticité dont nous parlions plus haut, elles sont donc durcies et sont, par suite, plus résistantes. Ce fait négligeable à première vue, a cependant, ainsi que nous le montrerons plus loin, des conséquences très intéressantes.

Enfin, l'existence de zones à pressions différentes entraîne nécessairement, d'après les principes élémentaires de mécanique, un déplacement de matière des zones à haute pression vers les zones à basse pression; en d'autres termes, les roches sous pression de l'intérieur du masif tendent à pousser les roches détendues vers l'endroit où manque la contre-pression, c'est-à-dire précisément vers le vide créé par le mineur.

Quant aux roches de l'intérieur de la zone de Trompeter, elles ont, en perdant par la détente l'état pseudo-plastique, retrouvé intégralement leurs propriétés élastiques.

(1) SPACKELER, Der Nutzdruck als Abbaufolge, *Glückauf*, 1929, p. 746.

(2) TROMPETER, Die Expansivkraft im Gestein als Hauptursache der Bewegung des den Bergbau umgehenden Gebirges, 1899.

Les principaux faits que nous avançons dans ce paragraphe sont donc les suivants :

1. pseudo-plasticité et énergie expansive des roches en profondeur.

2. formation de la zone de Trompeter par la création d'un vide dans un massif.

3. déplacement de matière de l'extérieur de la zone de Trompeter vers l'intérieur.

4. propriétés différentes des roches à l'intérieur et à l'extérieur de la zone de Trompeter.

Il s'agit maintenant d'appuyer ces faits sur des observations minières.

III. — Pseudo-plasticité des roches aux profondeurs ordinaires des mines.

Il est assez difficile de trouver des observations prouvant l'un ou l'autre fait séparément, pour la bonne raison que ces différents faits — ou tout au moins les trois premiers — se rencontrent fatalement ensemble, l'un étant la conséquence logique de l'autre. Nous nous contenterons donc d'énumérer un certain nombre d'observations, en expliquant chacune d'elles d'après la théorie exposée au paragraphe précédent.

1) *Charbon.* — D'excellentes observations prouvent la pseudo-plasticité du charbon et les déplacements de matières sont fournies par les stots de protection que l'on a l'habitude d'abandonner, pour préserver soit le puits, soit une galerie de roulage.

Tant que la pression reportée sur ces stots n'est pas trop grande, ils se comportent relativement bien, c'est-à-dire qu'ils remplissent le rôle de protection qu'on leur a assigné; mais dans le cas de pressions considérables, comme celles que l'on rencontre dans notre bassin

de Campine, ou dans les charbonnages à grande profondeur du vieux bassin, on serait amené à leur donner des dimensions beaucoup trop considérables. Il en est d'ailleurs de même des stots des bouveaux et galeries de tous genres.

Nous avons pu voir par exemple au Charbonnage de Beeringen, un bouveau dans un état lamentable, par suite de la présence d'un stot insuffisant de charbon. Le charbon de ce stot avait réellement flué dans les voies, de sorte que la puissance de la couche était diminuée sur une bonne partie au stot de protection.

Dans le chantier n° 8 de la couche 70, au même charbonnage, on avait laissé un stot de 25 mètres de large pour protéger un plan incliné en charbon. Par suite d'une erreur, la taille fut poussée 10 mètres trop loin, de sorte que le stot fut réduit à 15 mètres. On vit alors le plan incliné se boucher complètement en quelques heures. Disons tout de suite que ces cas de déplacements horizontaux de charbon d'une si grande amplitude sont plutôt exceptionnels. Dans d'autres charbonnages de Campine (Winterslag, André-Dumont, les Liégeois en Campine) nous avons souvent vu des voies de roulage dans l'état indiqué (fig. 2). Morin cite également, dans son article sur les pressions de terrains (1) un cas absolument net

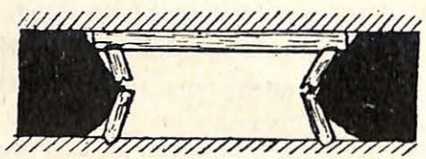


Fig. 2.

(1) MORIN, Pressions de terrains et pressions de grisou, *R. I. M.*, 1-8-1926.

de laminage de couche : la couche François du siège n° 4 de Liévin, dans la zône du massif de protection du puits, passait de 1m,20 à 0m,80 par refoulement du charbon dans toutes les voies ouvertes dans la couche. « On voit », dit Morin, « des galeries, des écuries, partie dans le stot de protection, partie en dehors, montrer des frais d'entretien très différents. Les rauchages sont multiples à l'aplomb du stot, presque nuls autour. »

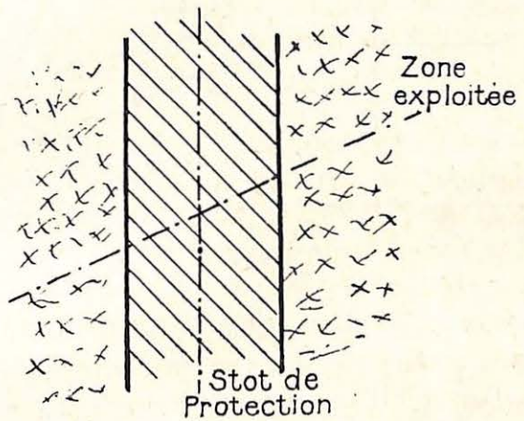


Fig. 3.

Nous avons pu faire exactement la même remarque en Campine (fig. 3) : un bouveau auxiliaire était en mauvais état à l'aplomb du stot de protection d'un bouveau principal, tandis qu'il ne nécessitait aucun entretien dans la partie située sous la zone exploitée.

Des remarques identiques ont été signalées par M. Baudart dans son étude sur l'Exploitation à grande profondeur (2).

« Le bouveau GA (fig. 4) analogue au bouveau FH, » fut creusé après le passage de la taille. Ce bouveau,

(2) BAUDART, *Revue Universelle des Mines*, 1er mai 1930.

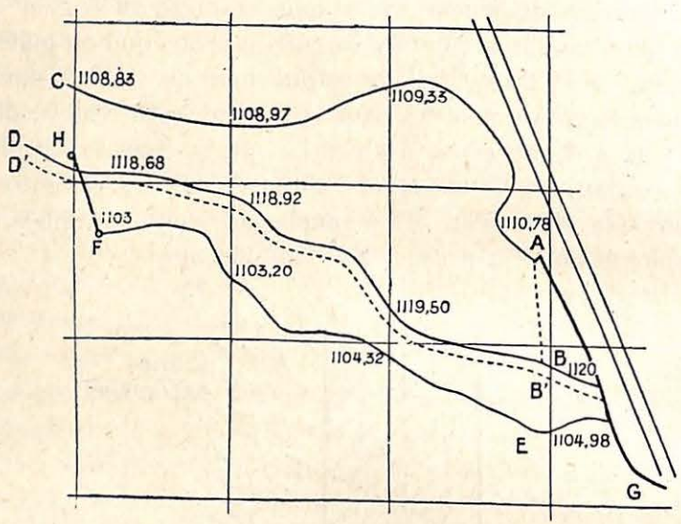


Fig. 4.

» creusé au-dessus de la veine exploitée, ne fut jamais » recarré et aucun rabasnage ne fut nécessaire. Ces bouveaux GA et FH recoupaient cependant les mêmes » terrains, GA tenant bien, FH étant impossible à tenir. »

Les différentes observations que nous venons de rapporter, au sujet de la manière dont se comportent les stots, s'expliquent très facilement au moyen de la théorie exposée au début de ce chapitre. Les stots ne sont, en somme, que des zones à haute énergie potentielle, tandis que les zones exploitées sont précisément des zones détendues. Il est donc certain que si nous creusons une galerie dans un massif non détendu, la détente se produira immédiatement après le creusement et rendra la voie impraticable si on ne la recarre pas aussitôt. Dans une zone où la détente s'est produite depuis longtemps, cette « première poussée » — selon l'expression des mineurs belges

— ne se fera plus sentir et la galerie se maintiendra intacte.

Nous pouvons donc déjà tirer une conclusion pratique de ces observations : c'est que les stots de protection, quels qu'ils soient, sont néfastes dans les charbonnages qui ont à souffrir de fortes pressions. M. Baudart est d'ailleurs arrivé à la même conclusion. Un cas typique de l'insuffisance des stots est fourni par la mine Westfalen dans la Ruhr. Ce charbonnage exploite à 1.035 mètres de profondeur et souffre de pressions formidables (1). Le stot de 200 mètres de rayon s'est révélé absolument insuffisant.

Il y aurait cependant moyen d'éviter les frais de recarrage dans ces zones à fortes pressions. Cette méthode, qui a été appliquée avec succès au Charbonnage de Winterslag, consiste à faire précéder le creusement d'une galerie par le déhouillement des couches situées dans son voisinage. Supposons, par exemple, que l'on veuille maintenir le bouveau AB en bon état (fig. 5), il faudra, avant de

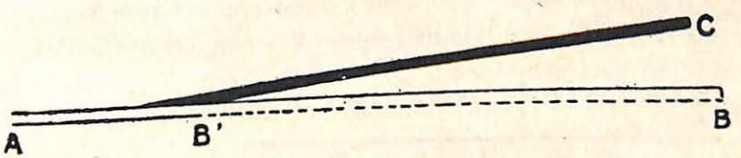


Fig. 5.

creuser BB' déhouiller la partie B'C de la couche, sur une certaine largeur, à l'aplomb du bouveau, de manière à permettre la détente des terrains dans la zone que ce bouveau devra traverser. De cette manière, celui-ci sera creusé dans des roches détendues et par suite plus résis-

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

tantes. Les mêmes principes ont d'ailleurs été signalés — mais plutôt comme une idée hardie — par M. Verbouwe, Ingénieur principal des Mines, à Mons, à propos du fonçage des puits à grande profondeur (1) : « Certains préconisent », dit M. Verbouwe, « de déhouiller et de remblayer chaque couche rencontrée par un burquin intérieur et d'enfoncer par la suite les puits en traversant les remblais de ces exploitations ». Cette idée n'est pas osée du tout, et nous dirons même que nous considérons cette méthode comme excellente à grande profondeur, si l'on veut éviter de graves ennuis.

Nous n'avons encore admis jusqu'ici, que des déformations et des déplacements pseudo-plastiques du charbon. Il est cependant certain, que sous une charge suffisante, ces déformations sont réellement plastiques. Les formidables puissances des crochons, les queuvées, les allures en chapelet, toutes choses bien connues de nos mineurs, fournissent, à ce sujet, une preuve suffisante. D'ailleurs, les expériences célèbres de nos maîtres Spring et Max Lohest, nous ont rendu ces notions familières.

Il semble, cependant, que le charbon soit précisément une des roches qui acquièrent le plus rapidement cet état de plasticité proprement dite.

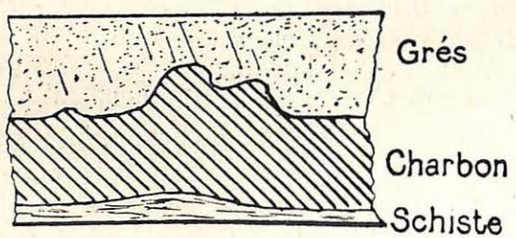


Fig. 6.

(1) VERBOUWE, *Annales des Mines de Belgique*, 3e livr., 1924.

L'observation ci-après, rapportée par Seidl (1), montre par exemple comment le charbon a été refoulé plastiquement dans un vide d'origine tectonique, tandis que le grés du toit s'est nettement fissuré (fig. 6).

Certains auteurs vont même plus loin et semblent admettre que l'on puisse parler de plasticité proprement dite du charbon aux profondeurs ordinaires de nos mines. Spackeler (2) cite par exemple le cas suivant (fig. 7) : Au

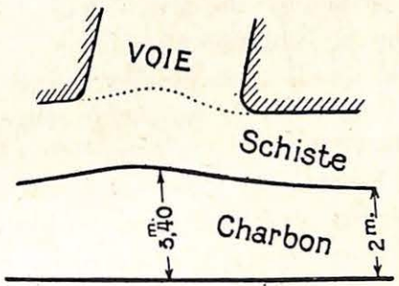


Fig. 7.

puits Masaryk de la « West-bömischen Bergbau A. G. », une voie creusée en charbon dans le banc supérieur de la « Mittelflöz » a provoqué le soufflage du mur. Le banc inférieur, qui possède ailleurs une puissance de 2 mètres, possède en cet endroit une puissance de $3^m,40$. La déformation aurait été parfaitement plastique, car le charbon ne présente en cet endroit aucune solution de continuité.

2) *Schiste*. — Si le charbon peut se déplacer parfois sur de grands espaces, il en est de même du schiste. Les nombreux exemples de soufflage du mur, bien connus en Belgique, en sont une excellente preuve. Certains attribuent ce soufflage à un simple foisonnement du mur pro-

(1) SEIDL, *Revue de l'Industrie Minérale*, 1926, p. 331.
(2) SPACKELER, *Glückauf*, 21 et 28 décembre 1929.

voqué par l'humidité MM. Van Esbrouck et Touwaide (1) constatant que ce soufflage se produisait surtout au voisinage d'une couche de charbon, l'attribuent aux « éléments liquides et gazeux de cette couche ». A notre avis, ce soufflage provient simplement d'un déplacement pseudo-plastique de schiste des zones à haute pression, vers le vide de la galerie. S'il se produit si fréquemment au voisinage d'une couche, c'est simplement par suite de la présence simultanée de deux bancs de roches très pseudo-plastiques — schiste et charbon — qui ajoutent leurs effets lorsqu'ils sont refoulés par les roches sous pression, de l'extérieur de la zone de détente de Trompeter. Les observations de ce genre sont tellement fréquentes dans les recarrages des voies de Campine, qu'il ne nous paraît pas utile d'en donner des exemples particuliers. Les choses se passent donc comme ceci : un mur de schiste qui, lors du creusement de la voie, semblait résistant, se bombe (fig. 8). On remarque alors que le

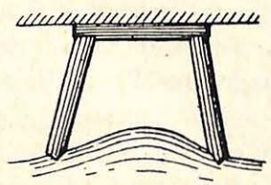


Fig. 8.

schiste se feuillette, mais certains de ces feuillets peuvent être suivis d'un côté à l'autre de la voie; ce qui montre qu'il y a bien eu un flux de matière provenant des zones à hautes pressions. La même chose se passe pour un toit de schiste qui, à l'état neuf, sonnait clair au marteau.

(1) VAN ESBROUCK et TOUWAIDE, *R. U. M.*, 1er juillet 1925

Spackeler (1) signale l'observation suivante : au puits Fürsten de la « Fürstlich Plezlischen Bergwerkdirektion », en Haute Silésie, existait une voie au mur de laquelle se trouvait un banc de schiste de 1 mètre. Ce mur de schiste avait soufflé fortement, entraînant d'ailleurs le charbon du banc inférieur de la couche et ouvrant ainsi les clivages de celle-ci. Lors du creusement d'une

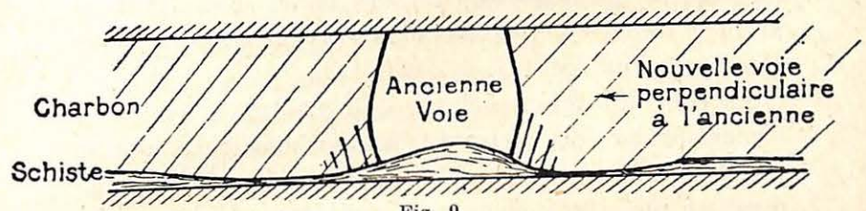


Fig. 9.

galerie perpendiculaire à l'ancienne, on observa que, 10 mètres avant la rencontre des deux galeries, le banc de schiste avait considérablement diminué de puissance et même presque disparu (fig. 9). Ce schiste disparu, avait donc flué vers l'ancienne galerie, provoquant le soufflage du mur.

Niesz (2) signale même un cas où un toit subsistait sans s'affaisser, tandis que le soufflage du mur dans la taille soulevait le remblai et le calait contre le toit.

Ces mouvements du mur proviennent donc d'un écrasement, d'un véritable laminage du mur de schiste, forçant celui-ci à fluer vers le vide. Disons tout de suite que ces déplacements de schiste ont des conséquences très intéressantes pour la facilité d'abatage du charbon. En effet, nous avons déjà dit, dans l'exemple cité plus haut au puits Fürsten, que l'afflux de schiste avait pro-

(1) SPACKELER, *Glückauf*, 30 juin 1928
(2) NIESZ, *Z. B. H. S. Wes.*, 1910, p. 421.

voqué l'ouverture des clivages par entraînement du charbon.

Cette remarque est tout à fait générale et explique le fait bien connu qu'une couche à toit gréseux, mais avec faux toit ou faux mur, vient mieux qu'une veine sans faux toit. C'est ainsi que, dans la Ruhr, les couches du « Gasflammkohlengruppe » et celles de la « Magerkohlengruppe », encaissées dans des bancs durs (grès et arkose) sont restées réfractaires à l'abatage mécanique et exigent l'explosif.

La couche « Sonnenschein », au contraire, encaissée également dans des terrains très durs, mais possédant un faux toit de schiste de faible puissance, vient très facilement au pic. Une remarque très intéressante à ce point de vue, et que nous avons pu faire dans plusieurs charbonnages belges, est la suivante : Si une veine possède un faux toit ou un faux mur, elle vient en général bien si l'on abat également ce banc stérile. Dans le cas où on le laisse subsister, la veine vient moins bien.

L'exemple le plus frappant de ce fait nous a été donné au siège Marie-José des Charbonnages de Maurage. Il s'agit de la veine Jeanne-Carlos qui comprenait 80 à 85 centimètres de charbon et un faux toit de schiste charbonneux. Avant notre visite à ce siège, on abattait le faux toit que l'on rejetait au remblai. A un moment donné, la puissance du faux toit venant à augmenter, on

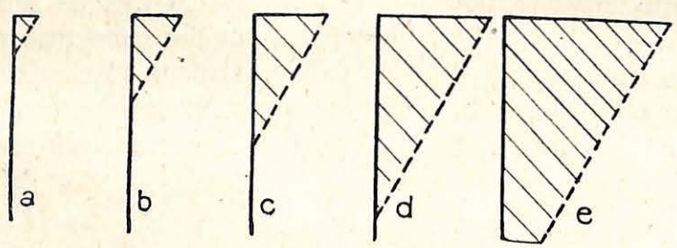


Fig. 10.

décida de le tenir. On commença donc à le supporter par le dessus de la taille et en descendant de plus en plus les jours suivants (fig. 10). Lors de notre visite, la taille était dans la situation *e*, c'est-à-dire que le faux toit était tenu sur toute la relevée de la taille. Or, ce jour-là, précisément, la haveuse avait été redescendue à la demande des ouvriers qui trouvaient que le charbon venait moins bien, alors que, jusqu'à ce jour, aucune réclamation n'avait jamais été formulée à ce sujet.

Ce fait très intéressant, que plusieurs auteurs ont d'ailleurs également noté — Langecker (1) et Spackeler (2) — s'explique très bien. Si nous soutenons le faux toit (fig. 11), celui-ci arrivé dans la zone de la havée

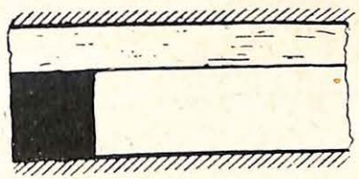


Fig. 11.

de travail et des remblais, se détend et par suite se consolide. Il présente dès lors une résistance suffisante pour s'opposer à l'afflux du faux toit, que l'énergie potentielle du schiste encore situé à l'extérieur de la zone de Trompeter, cherche à provoquer.

Dans le cas où cette contrepression est supprimée (fig. 12) le schiste peut fluer, entraîner le charbon et faciliter ainsi sa venue. Nous pouvons citer de nombreux exemples au sujet de cette très grande pseudo-plasticité du schiste. La couche 70 du Charbonnage de Beeringen possède la composition donnée par la figure 13. Un plan

(1) LANGECKER, *Glückauf*, 1929, p. 461.
(2) SPACKELER, *Glückauf*, 21 décembre 1929.

incliné avait été tracé en ferme dans la tranche 2, pour servir de voie d'évacuation aux produits de la tranche 1 (fig. 14). Lorsqu'on reprit ultérieurement la tranche 2, au moyen d'une longue taille chassante, rabattant sur le plan P, on observa les phénomènes suivants (fig. 15) :

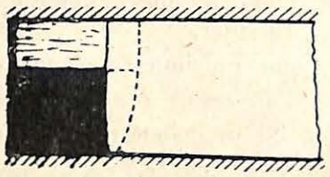


Fig. 12.

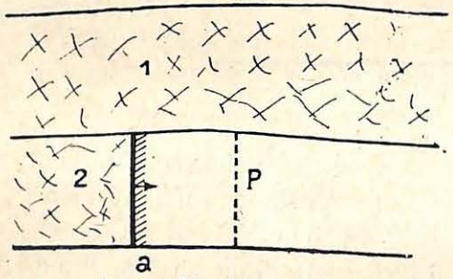


Fig. 14.

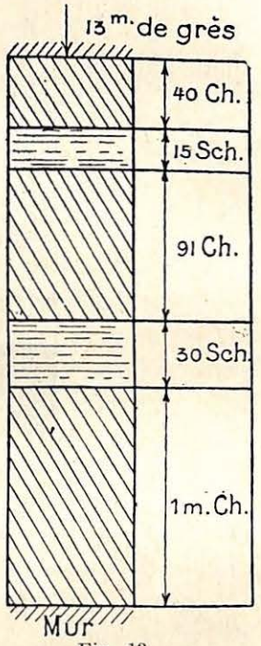


Fig. 13.

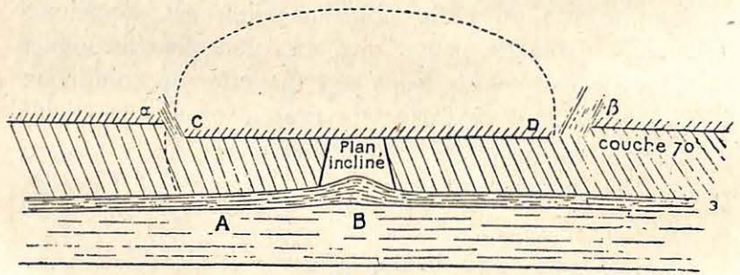


Fig. 15.

à 5 mètres environ du plan, le toit qui jusqu'alors était moyen, se révéla soudain très mauvais sur la largeur d'une havée : il se montra complètement fissuré. On observa même un petit rejet vers le bas. Puis, cette mauvaise passe traversée, le toit se révéla excellent, meilleur même qu'auparavant.

En même temps, on remarquait, dans la voie de base *a*, que le schiste du mur disparaissait presque complètement pour augmenter progressivement de puissance à mesure que l'on s'approchait du plan, et atteindre, lors du passage du plan, une épaisseur presque égale à la hauteur de celui-ci. Ces différents phénomènes se reproduisirent ensuite d'une manière strictement symétrique, de l'autre côté du plan. Ces faits s'expliquent comme suit :

Le schiste de la couche possédant une grande énergie potentielle, aura flué vers le vide, créant ainsi le soufflage du mur dans le plan, le schiste fluant ainsi de A vers B, les roches de la zone hachurée auront pu librement se détendre. La détente du toit aura provoqué ainsi la rupture suivant A et B, d'où le mauvais passage et les rejets signalés plus haut. La zone détendue CD offre, par le fait même, un toit beaucoup meilleur parce que consolidé par la détente.

Plusieurs constatations concordent encore sur ce point.

Laligant (1) cite le cas d'une couche de $0^m,60$, où il a constaté que la prise simultanée d'un faux mur facilitait la venue du charbon et augmentait la proportion de gros.

C'est encore sur le même principe que se base Spac-

(1) LALIGANT, La question des dégagements instantanés de grisou, *Revue Universelle des Mines*, 1er janvier 1931.

keler (1) pour expliquer le fait que le charbon vient moins bien à l'endroit du front qui fait directement face aux murets de remblai qui caractérisent le procédé anglais du remblayage partiel. Ces murets étant construits très solidement et bien clavés au toit, empêcheraient, d'après lui, le mur de fluer en taille, et d'ouvrir ainsi les clivages du charbon. Royer (2) rapporte encore que, dans les couches grisouteuses des mines des Bouches du Rhône, on prend aussi un faux mur dans le but de permettre à celui-ci d'ouvrir les clivages par glissement et et de favoriser ainsi l'élimination du grisou. Une autre observation de Laligant groupe d'ailleurs ces deux dernières remarques : « Dans des tailles chassantes », dit-il, « où l'on ne faisait du remblayage qu'aux abords » des galeries de tête et de base, nous avons constaté » que les dégagements instantanés se produisaient géné- » ralement en face des parties remblayées. » D'après la remarque précédente de Spackeler, il est aisé de voir que cette zone est précisément celle qui n'a pas été draînée, puis qu'il n'y a pas eu mouvement relatif de la couche et du mur.

Fig. 16.

(1) SPACKELER, Druckwirkungen im Liegenden, *Glückauf*, 1930, p. 779.

(2) ROYER, Le rôle des pressions de terrains dans les dégagements instantanés, *Revue Universelle des Mines*, 15 janvier 1931.

Spackeler (1) cite encore le cas de la couche 19 du puits Johann près de Karwin. La composition de la couche est la suivante (fig. 16). Après le traçage des voies, on observa bientôt la disposition donnée par la fig. 17, puis bientôt celle donnée par la fig. 18. Ce sont donc ici le mur

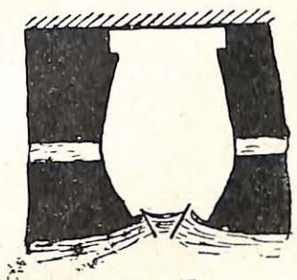


Fig. 17.

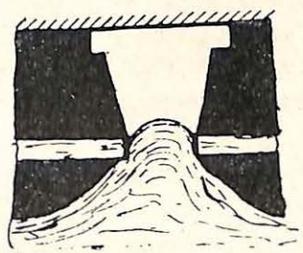


Fig. 18.

et la partie supérieure du banc médian qui commencent à fluer. Puis le soufflage du mur entraînant les terres intercalaires, il en résulte que la partie inférieure du banc médian flue plus vite que la partie supérieure. Mais ce qui nous intéresse surtout pour le moment, c'est que le soufflage du mur ne cesse qu'après trois ou quatre recarrages de 2 mètres de mur, alors que celui-ci n'a précisément qu'une épaisseur de 2 mètres. Il est donc établi, par ces exemples, que le schiste qui provoque le soufflage du mur, provient bien d'une région parfois relativement éloignée à l'intérieur des couches.

Il résulte de tout ce que nous venons de dire, que certains schistes se comportent donc comme une matière extrêmement plastique. Nous pouvons même dire qu'il est souvent beaucoup plus plastique que le charbon lui-même. Ceci résulte, à notre avis, de la structure intime du schiste, formé essentiellement de lamelles d'argile. C'est

(1) SPACKELER, Der Druck auf den Kohlenstosz, *Glückauf*, 21 et 28 décembre 1929.

également à cette même structure que nous attribuons le fait que le schiste est non seulement plastique à l'extérieur de la zone de Trompeter, mais aussi à l'intérieur de cette zone, tandis que les autres roches, y compris le charbon, ne possèdent cette pseudo-plasticité que dans les zones à haute pression.

Au point de vue pseudo-plasticité, le charbon se place donc entre le schiste et le grès. Müller (1) est arrivé expérimentalement aux mêmes conclusions. La connaissance de ces mouvements transversaux des roches permet d'expliquer certains phénomènes à première vue assez mystérieux. Nous avons eu personnellement l'occasion de travailler en qualité d'ouvrier abatteur, la veine Marie du siége Gérard Cloes, à Herstal. Cette veine a la composition donnée (fig. 19). Alors que le banc inférieur se

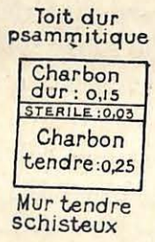


Fig. 19.

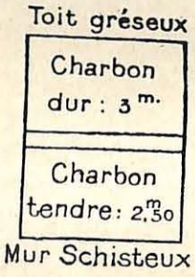


Fig. 20.

détachait facilement en gros blocs, le banc supérieur était franchement dur et rognait au toit. Ceci peut s'expliquer parfaitement, si l'on examine la composition du toit et du mur. Le toit était dur et ne présentait donc pas de mouvements latéraux, tandis que le mur tendre pouvait fluer et entraîner le banc inférieur. L'intercalation stérile jouait

(1) MULLER, Untersuchungen an Karbongestein zur Klärung von Gebirgsdruckfragen, *Glückauf*, 22 et 29 novembre 1930.

le rôle de surface de glissement. Le fait que le banc supérieur rognait au toit prouve d'ailleurs bien qu'il n'y a pas eu de mouvement relatif de la couche et du toit.

Spackeler (1) signale un cas identique à Kladno. Une couche a la composition donnée figure 20. Lorsque les voies étaient tracées dans le banc supérieur, elles tenaient très bien, tandis que dans la veine inférieure elles subissaient des poussées horizontales provoquant ainsi des ruptures de bèles, à première vue assez bizarres (fig. 21).

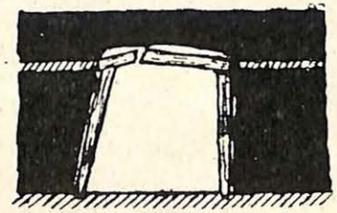


Fig. 21.

En résumé, nous pouvons dire que le schiste, fluant plus rapidement que le charbon, entraîne celui-ci et ouvre ces clivages, tandis que le charbon, fluant plus rapidement que le grès, ce dernier freine le mouvement et resserre les clivages. Le charbon est alors plus difficile à abattre.

Cette force de dislocation du schiste, par entraînement de matières moins plastiques se trouvant dans son voisinage, ne peut être mise en doute. Elle s'exerce même d'une façon beaucoup plus intense que dans le cas de dislocation du charbon envisagé plus haut. C'est ainsi que nous avons eu l'occasion de remarquer, au Charbonnage de Winterslag, un cas déjà signalé par Spacke-

(1) SPACKELER, *Glückauf*, 20 juin 1928.

ler. Il s'agit d'un bouveau garni sur toute sa longueur de claveaux en béton, avec intercalation de planchettes en bois (fig. 22). On sait que les recarrages de pareils bouveaux nécessitent une assez grande ouverture, par suite du fait qu'un boisage provisoire doit être préalablement circonscrit à la section. C'est dans une de ces brèches de recarrage que nous avons pu noter le phénomène suivant : le banc de schiste, primitivement horizontal, avait réellement flué vers le vide, ouvrant les diaclases du banc psammitique inférieur.

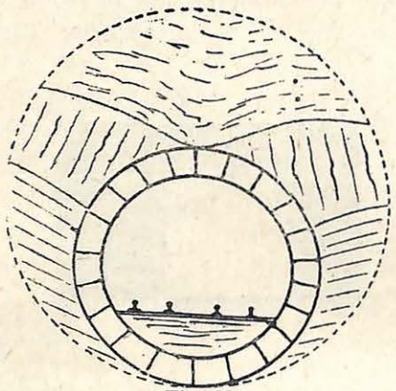


Fig. 22.

3) *Grès.*— Après avoir exlminé comment se comportent le charbon et le schiste en profondeur, il nous reste maintenant à envisager le cas de la troisième roche essentielle du houiller : le grès. Il est certain que le grès sous pression possède également un certain degré de plasticité, à condition cependant de faire intervenir pour ces déformations plastiques, le facteur temps. Il est cependant non moins certain que cette plasticité du grès est beaucoup moindre que celle du schiste, et que le grès acquiert rapidement, par la détente, une très grande

résistance, cette détente se faisant d'ailleurs sans grand changement de volume.

Cette dernière qualité du grès est d'une importance capitale au point de vue de la tenue du toit. Considérons, par exemple, le cas de la voie représentée figure 23. Au

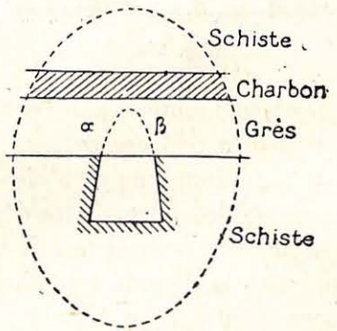


Fig. 23.

toit se trouve un banc de grès surmonté par un veiniat et un banc de schiste. Le charbon et le schiste possèdent encore une énergie potentielle importante, mais le grès ne nécessitant qu'une faible détente pour acquérir sa résistance maxima, cette détente peut se produire et le grès, devenu très résistant, maintient la voie en bon état aussi longtemps que le toit reste intact.

Si ce toit de grès se rompt aux encastrements, non seulement cette partie du banc de grès pèse sur le boisage, mais les roches surincombantes agissent par leur énergie potentielle, aussi longtemps que la détente n'est pas complète. Quant au schiste dans lequel la voie est creusée, il va évidemment souffler aussi longtemps que le grès ne se sera pas suffisamment détendu pour qu'il puisse se supporter par lui-même.

A ce sujet, il est intéressant de faire une distinction

entre le cas d'une simple voie et celui d'une taille en exploitation (fig. 24). Considérons, par exemple, le cas

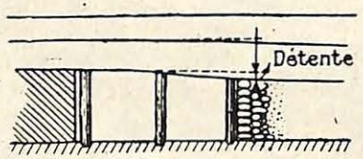


Fig. 24.

d'un toit quelconque surmonté d'une roche très pseudo-plastique. Nous avons vu que ces roches faisaient sentir leur action néfaste aussi longtemps qu'elles n'avaient pas trouvé l'occasion de se détendre. Cette détente nécessite évidemment un certain espace. Si le toit vient à fléchir, l'espace nécessaire à cette détente sera ainsi créé automatiquement. Encore faut-il que cette flexion soit suffisante ; or, la flèche de flexion croissant avec la distance entre les appuis, il en résulte que cette flexion est souvent insuffisante dans le cas d'une petite portée (voie étroite) tandis qu'elle est suffisante dans le cas d'une grande portée (distance entre le front de taille et le remblai consolidé).

Spackeler (1) distingue ces deux cas sous les noms de régions à petite ou grande zone de Trompeter, et il cite à ce sujet l'exemple suivant (fig. 25) : On exploite dans le district d'Ostrau-Karwin, des couches à mur de schiste tendre. On trace des voies montantes, tous les 20 mètres environ, dans l'épaisseur de la couche. On exploite en retour avec un front oblique et évacuation par couloirs oscillants dans les voies montantes. On laisse s'ébouler le toit derrière une ligne de piliers de bois, après enlève-

(1) SPACKELER, Der Druck auf den Kohlenstosz, *Glückauf*, 21 et 28 décembre 1929.

ment du boisage. En taille, suivant le front AB, on n'observe aucune trace de soufflage, tandis que le mur souffle avec une grande rapidité dans les voies montantes. La longueur de celles-ci est d'ailleurs limitée par le fait qu'elles doivent subsister à section suffisante pour

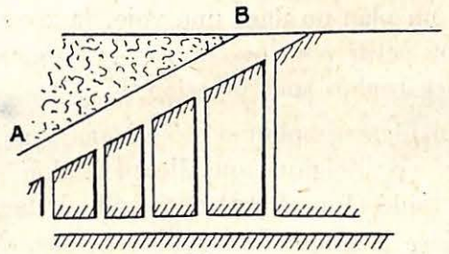


Fig. 25.

l'évacuation des produits, pendant la durée de l'exploitation. Le même phénomène nous a été signalé par M. Gorski, Ingénieur aux Charbonnages de Beeringen. Dans la couche 70, un stot laissé pour la protection d'un plan incliné avait été entamé outre mesure. Un soufflage se produisit dans le plan incliné tandis que la taille n'en montrait pas la moindre trace.

On nous objectera avec raison qu'il y a une manière beaucoup plus simple d'expliquer ces phénomènes, en faisant intervenir le facteur temps : le soufflage a le temps de se produire dans le plan incliné, alors qu'il ne l'a pas en taille, par suite de l'avancement journalier du front. Cette objection tombe si nous signalons que, dans l'exemple de Beeringen, l'obstruction du plan par soufflage s'est faite en *quelques heures*, alors que la taille restait intacte. L'explication que donne Spackeler reste donc valable : le grand espace créé derrière le front de taille et permettant la libre détente des roches, réduit par ce fait même, l'énergie potentielle de celles-ci, tandis que

ces mêmes roches conservent leur entière énergie potentielel en voies là où un faible espace seulement est créé pour la détente.

Ajoutons d'ailleurs qu'en taille, les roches détendues et rendues plus résistantes s'opposent à ce que les roches de l'extérieur de la zone de Trompeter ne fluent vers la taille. Dans un plan ou dans une voie, la zone de Trompeter est trop petite pour que la partie détendue s'oppose à l'afflux des roches sous pression.

On peut d'ailleurs expliquer de la même manière le fait bien connu en Belgique que l'exploitation simultanée d'une basse taille (faux fond) avec celle de la taille principale améliore la tenue de la voie de base. Non seulement, ainsi que l'on a l'habitude de le dire, cette basse taille reporte la cassure loin de la voie, mais elle a encore pour effet d'agrandir la zone de Trompeter. Dès lors, les roches situées à l'intérieur de cette zone sont rendues suffisamment résistantes pour s'opposer à l'action des roches à haute énergie potentielle de l'extérieur de la zone de Trompeter.

Signalons encore, à ce sujet, l'exemple rappelé ci-dessus du district d'Ostrau-Karwin. On avait l'habitude, lorsque la voie chassante de base était devenue impraticable, de tracer une nouvelle voie et même, parfois, une troisième au lieu de recarrer l'ancienne. Or, on remarquait régulièrement que la seconde et la troisième voies ne soufflaient pour ainsi dire plus. Disons encore, à ce sujet, que c'est une erreur de creuser une voie en conservant la couche aux deux parois ou même d'un seul côté. On obtiendra des résultats beaucoup meilleurs en prenant des deux côtés de la voie, quelques mètres de charbon. On placera ainsi la voie au milieu de la zone de Trompeter, c'est-à-dire là où les roches sont les plus

résistantes. C'est ce qui est figuré schématiquement par la figure 26. C'est en partie à cette même raison que l'on doit attribuer la belle tenue des voies de base de certaines exploitations de la Sarre. On chasse, en effet, préalablement à l'exploitation d'une longue taille, au moyen d'une

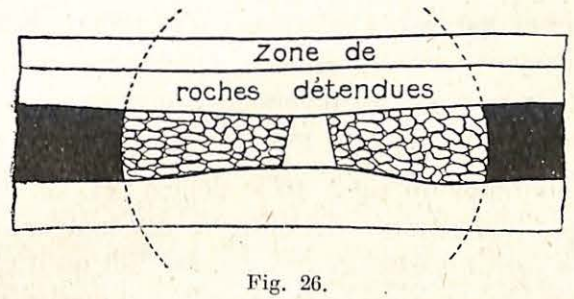


Fig. 26.

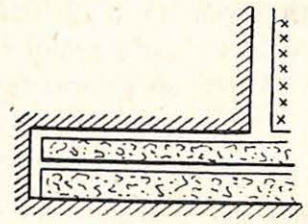


Fig. 27.

petite taille dans laquelle on conserve une voie en remblai qui servira au roulage principal lors de l'exploitation de la grande taille (fig. 27).

Jusqu'ici nous avons étudié la pseudo-plasticité des roches en profondeur, c'est-à-dire à l'extérieur de toute zone de Trompeter ainsi que quelques conséquences intéressantes de cette propriété. Voyons maintenant ce que deviennent ces roches à l'intérieur d'une zone de Trompeter.

Propriété des roches à l'intérieur de la zone de Trompeter. — 1) *Le charbon.* — Nous avons déjà dit plus haut

que toutes les roches se durcissaient par détente et devenaient plus résistantes. Le charbon ne fait pas exception à cette règle. Nous avons observé souvent que les morceaux de charbon qui se détachaient spontanément du front étaient très durs et très résistants. Ces projections de charbon qui s'accompagnent souvent d'une petite détonation, nous paraissent d'ailleurs s'expliquer beaucoup plus facilement par une détente du charbon que par la pression du grisou qu'invoquent souvent les mineurs, même dans les veines sans grisou.

Nous abordons un sujet très délicat et sur lequel, cependant, bon nombre de mineurs ont leur conviction faite. Il s'agit du ressuage des veines. Soit qu'il exploite une couche dans le voisinage immédiat d'une autre, soit qu'il abandonne un front de taille pendant un certain temps, le mineur belge dit qu'il recuit ou qu'il ressue la veine. Dans son esprit, on a ainsi facilité la fuite du grisou qui l'aide si efficacement à l'abatage, de sorte que la veine se trouve durcie et vient moins bien.

L'explication nous paraît beaucoup plus simple. Supposons par exemple que nous ayions exploité dans le voisinage de la veine A (fig. 28) une autre veine B. Le

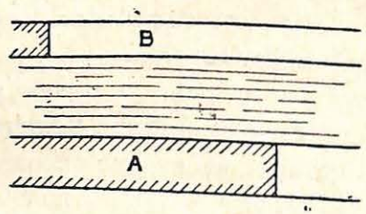


Fig. 28.

déhouillement de la veine B donne naissance à une zone de Trompeter de roches détendues dans laquelle la couche A se trouve comprise. Ainsi que nous l'avons dit,

cette couche se durcit par détente et devient par conséquent plus difficile à abattre.

On objectera à cette manière de voir, qu'il est bien étonnant que les couches dures soient précisément les couches les moins grisouteuses, tandis que les couches d'abatage facile sont souvent très grisouteuses.

L'explication de ce fait a été suffisamment donnée par Morin (1), Terrier et Sainte Claire Deville (2) et par Weber (3). Nous pensons avec Morin qu'il y a eu confusion de la cause et de l'effet. On ne doit pas dire qu'une couche est dure parce qu'elle n'a pas de grisou, mais bien que cette couche n'a pas de grisou parce qu'elle est dure. De même, une telle couche dégage beaucoup de grisou parce qu'elle est disloquée et non pas : cette couche vient bien parce qu'elle est grisouteuse.

Nous admettons donc qu'un charbon dégage son grisou sous l'effet d'une dislocation. Les expériences de M. Fontenelle, ancien Directeur des travaux à Marcinelle-Nord et M. Lecocq, ancien Chef de laboratoire de la S. A. Marcinelle et Couillet (4), ont montré que la pulvérisation du charbon fraîchement abattu amène un dégagement complémentaire de trois à quatre litres de grisou au kilog. Par suite, toute dislocation du charbon en profondeur amènera un dégagement de grisou, cette disclocation pouvant d'ailleurs provenir, soit des travaux d'exploitation soit de causes tectoniques.

Les anthracites et les houilles maigres sont celles qui sont plus métamorphisées et, par suite, qui ont subi le plus l'action des efforts orogéniques. Or, ce sont en

(1) MORIN, *Revue de l'Industrie Minérale*, 1er août 1926.
(2) TERRIER et SAINTE CAIRE DEVILLE, *Revue de l'Industrie Minérale*, 1927, p. 4.
(3) WEBER, *Glückauf*, 1916, p. 1053.
(4) FONTENELLE, *Annales des Mines de Belgique*, 1907, 3e livr.

général ces houilles qui sont le plus grisouteuses. Il est aussi un fait bien connu que les crochons, les queuvées et les étreintes sont généralement beaucoup plus grisouteux que les parties en allure régulière.

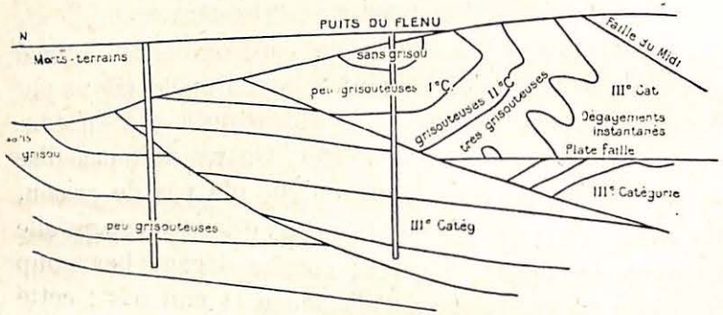


Fig. 29.

Le Bergassessor Rumberg signale que la couche Sonnenschein au puits « Consolidation », non grisouteuse avant un coup de terrain, l'était après.

Nous devons encore dire un mot du mode de dégagement connu sous le nom de dégagement instantané. Remarquons tout d'abord à ce sujet que les couches de troisième catégorie du Borinage sont précisément celles qui ont subi les plus fortes compressions sous l'effet de failles et de chariage (fig. 29). Dans ces régions à forte compression, les tensions internes du charbon sont tellement considérables que certaines zones se trouvent, comme dit Morin, sous un état explosif que l'on peut comparer à celui de la larme batavique.

Ce dégagement instantané est donc dû, en réalité, à la détente du charbon lui-même, détente tellement brusque qu'elle provoque la pulvérisation du charbon, pulvérisation amenant elle-même le dégagement considérable de grisou. Une observation qui semble encore accréditer

ce fait de la détente du charbon est la remarque faite par M. le Professeur Denoël, dans son cours d'aérage des mines, que le charbon projeté par les dégagements instantanés est froid.

On voit immédiatement, si l'on envisage sous cet angle le phénomène des dégagements instantanés de grisou, que le draînage par sondages est tout à fait illusoire. Le meilleur moyen préventif consisterait donc à provoquer la détente des roches encaissant la couche à dégagement instantané. Le méthode des tirs d'ébranlement agit d'ailleurs suivant le même principe, en produisant une détente brutale de ces zones sous tension. Cette détente brusque du charbon avec pulvérisation complète est évidemment un phénomène local et plutôt exceptionnel. Le plus généralement, le charbon se détend lentement et, ainsi que nous l'avons dit, se durcit par la détente. Nous ne pensons pas devoir donner de preuve de ce durcissement par détente, étant donné que l'on peut attribuer à ce phénomène toutes les observations attribuées jusqu'à présent au ressuage des veines. Nous donnerons cependant une preuve de ce que c'est bien à la détente et non au ressuage que ce durcissement du charbon est dû.

Dans la Sarre, on exploitait précédemment la couche Beust en deux fois, avec décalage des fronts de 10 m., mais le sillon inférieur devenant trop dur, on décida d'attendre. Lorsque le remblai fut tassé, le charbon ayant acquis une nouvelle énergie potentielle, fut plus facile à abattre. Ce principe est d'ailleurs bien connu dans beaucoup de charbonnages belges, qui « laissent la charge se donner ». Si le grisou agissait seul, ces couches ne pourraient jamais redevenir d'un abatage facile. Nous rapporterons encore deux remarques au sujet de l'exis-

tence d'une détente du charbon et du durcissement qui en résulte.

Dans la plupart des charbonnages de Campine, on a essayé le havage mécanique. Ces essais furent souvent défavorables, par suite du fait suivant : on remarquait que le sillon pratiqué par la barre ou la chaîne, se refermait entièrement un certain temps après le passage de la haveuse. Les ingénieurs attribuaient ce fait à l'affaissement du toit en avant du front de taille, mais on constatait que le charbon ainsi havé était considérablement durci, ce qui diminuait le rendement à l'abatage au lieu de l'augmenter. Nous avons donc l'impression que le sillon a permis tout d'abord une détente de la veine, cette détente durcissant le charbon. A notre avis, il faudrait imputer en partie la fermeture du sillon à l'accroissement du volume de charbon par détente.

Dans la Sarre, la plupart des couches que nous avons visitées étaient abattues à l'explosif, étant d'ailleurs excessivement dures. Encore une fois, nous nous sommes demandé s'il n'y avait pas de nouveau confusion de la cause et de l'effet.

Ne peut-on pas supposer, en effet, que l'abatage à l'explosif, par l'ébranlement du massif qu'il provoque, produit une certaine détente de celui-ci, durcissant ainsi le charbon? Le fait que, en montage ou en chassage, là où l'on travaille au marteau pic, le charbon vient plus facilement, semble confirmer dans une certaine mesure l'hypothèse que nous proposons.

Disons encore, pour terminer, que nous n'avons pas voulu, dans les lignes qui précèdent, rejeter complètement l'idée ancienne du ressuage. Elle contient au contraire une part de vérité, mais elle a le tort de ne pas être complète. L'explication du durcissement du charbon par

détente n'infirme en rien le départ de grisou. Au contraire, elle l'explique d'une manière très simple. En effet, si le charbon se détend, quel que soit l'état sous lequel le grisou se trouve occlus dans le charbon, il est logique de dire que la quantité de gaz qui se trouve dans le charbon, diminue en même temps que la pression qu'il supporte. Une diminution de cette pression, autrement dit, une détente de charbon, favorisera donc le départ du grisou, c'est-à-dire le ressuage de la veine. En somme, on peut dire que le ressuage n'est que la conséquence de la détente des roches.

Cependant, lorsque l'on pousse plus loin encore l'observation, on est bien forcé de convenir que, indépendamment des questions de détente de roches, la présence de grisou en elle-même joue son rôle propre dans le phénomène de durcissement d'une veine. Nous n'en voulons comme preuve que l'observation suivante, faite fréquemment dans tous les bassins houillers : La veine se durcit toujours lorsque le courant d'air s'établit pour la première fois lors du percement d'un montage. Aussi longtemps que ce dernier est en cul-de-sac, l'aérage n'est pas suffisant pour évacuer le grisou de la veine et celle-ci reste facile à abattre malgré sa détente. Mais qu'un courant d'air violent lèche les fronts, la veine devient nettement plus dure.

Il est probable aussi que la question de température joue un rôle important, en amenant une modification physico-chimique du charbon que l'on a peu étudiée jusqu'à présent.

2) *Le schiste.* — Nous avons dit que certains schistes pouvaient parfois rester plus ou moins plastiques, même à l'intérieur de la zone de Trompeter. Cependant, le

schiste se comporte aussi, en général, d'une manière différente à l'intérieur et à l'extérieur de cette zone.

Au Charbonnage de Winterslag, nous avons fait l'observation suivante (fig. 30) : On exploitait la tran-

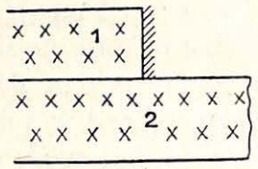


Fig. 30.

che 1 le long d'une tranche 2 exploitée depuis un certain temps. Le remblai de 2 avait été complètement tassé, de sorte que les étançons abandonnés dans ce remblai se trouvaient comprimés de toutes parts et avaient acquis par là une grande résistance à l'écrasement. Nous avons retiré de ce remblai 2 un bloc de schiste qui se présentait sous la forme d'une roche plutôt dure et cassante ; or, cette même roche avait certainement été plastique, puisque ce bloc de schiste avait parfaitement épousé la forme d'un étançon.

Dans une brèche de recarrage de la voie de chassage à 840 mètres, qui joint les deux méridiennes au puits n° 4 des Charbonnages de Monceau-Fontaine, nous avons encore remarqué le phénomène suivant : Une cloche d'éboulement s'était taillée au-dessus de la bèle du toit, donnant ainsi à la voie la section idéale préconisée par Lüthgen (1) (fig. 31). Or, tandis que le schiste en place se présentait sous la forme de minces feuillet clivés, les blocs de schiste provenant cependant du même banc et remplissant la voûte, étaient des blocs compacts et très

(1) LUTHGEN, Stempellose Strecke, *Glückauf*, 23 mars 1929.

durs. Spackeler signale également ce même phénomène, qui est d'ailleurs très fréquent chez nous.

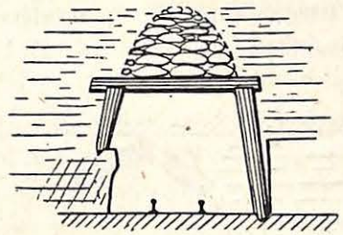


Fig. 31.

A ce sujet, disons en passant que les essais de Lüthgen au sujet de ces voies sans soutènement sont extrêmement intéressants. Cette forme plus ou moins ogivale suivant laquelle les voies se taillent automatiquement, est une chose que l'on peut fréquemment observer dans le cas de toit de schiste homogène. La figure 32 montre la

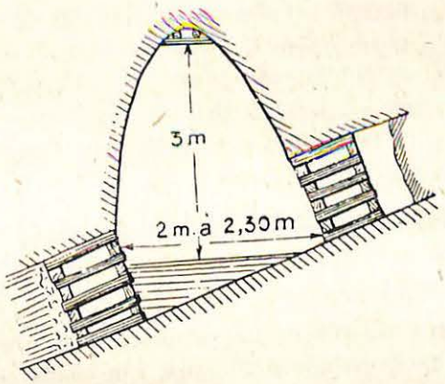


Fig. 32.

section utilisée à la mine Emscher-Lippe. Les galeries creusées à cette section se maintiennent en excellent état

et sans entretien depuis quatre ans. Fritszche (1) rapporte que cette remarque de Lüthgen a été mise à profit dans de nombreux charbonnages d'Ecosse et d'Angleterre et il donne, à titre d'exemple, le mode de soutènement des voies représenté figure 33.

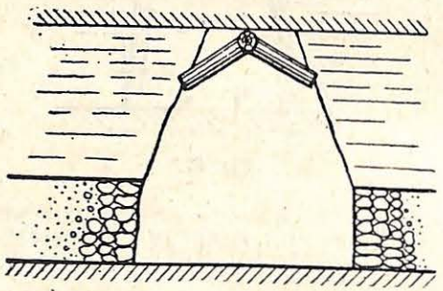


Fig. 33.

Pour en revenir à notre sujet, disons donc en conclusion, que le schiste détendu possède des propriétés différentes de celles du schiste sous pression; ce dernier se révèle très plastique, alors qu'il devient en général résistant et élastique après la détente.

3) *Le grès.* — Les propriétés que nous connaissons au grès ne diffèrent guère de celles qu'il possède en profondeur. Sous de très fortes pressions, le grès possède certainement une certaine plasticité, à condition toutefois de faire intervenir le facteur temps. On rencontre, en effet, dans la nature, bon nombre de bancs de grès parfois très plissés et ne présentant guère de cassure. Cependant, il est aussi évident que dans les conditions ordinaires de la mine, le grès en profondeur garde toujours, dans une certaine mesure, ses propriétés de roche

(1) FRITSZCHE, Bergtechnische Anregungen aus dem englischen Kohlenbergbau.

dure et cassante. Les différents phénomènes que l'on peut observer conséquemment à l'abatage sont d'ailleurs d'une durée très courte si on la compare avec celle des phénomènes géologiques. C'est donc seulement dans le cas de ces derniers que l'on peut parler de plasticité du grès. Dans ces recherches expérimentales — là aussi où le facteur temps fait défaut — Müller n'est jamais arrivé à faire acquérir au grès l'état de plasticité malgré les très fortes pressions auxquelles il a soumis ces échantillons. L'exemple signalé par Seidl (fig. 6), que nous avons déjà cité au sujet de la plasticité du charbon, montre bien ce manque de plasticité du grès. Les roches encaisssant cette couche de charbon ont subi l'effet de plissements géologiques et se sont comportées comme des roches plastiques. Mais, lors de la production de ce renflement de charbon, le grès du toit n'étant plus dans des conditions de pressions suffisantes pour se déformer plastiquement, il s'est fissuré ainsi que le montre la figure. On conçoit donc aisément que le grès nécessitant pour sa détente un accroissement de volume beaucoup moindre que le schiste, ses propriétés de résistance, avant et après la détente, ne diffèrent guère. C'est cette qualité du grès qui en fait une roche si réputée pour la tenue des voies.

IV. — Etude des pressions de terrain en taille.

Nous venons d'étudier dans les paragraphes précédents quelques idées générales au sujet de la manière dont se comportent les terrains en profondeur et nous en avons déjà tiré, en passant, quelques conséquences au point de vue de la tenue des voies. Si nous avons jusqu'à présent passé sous silence le travail des terrains en taille, c'est que ce dernier est excessivement délicat et intéres-

sant, et vaut bien à lui seul un chapitre spécial. Ce dernier est d'ailleurs l'introduction indispensable au chapitre du remblayage.

Nous avouerons dès maintenant qu'il est très difficile de tirer de l'étude qui va suivre, des conclusions d'une portée générale. L'exploitation des mines est d'ailleurs une science où les cas d'espèces sont trop fréquents, pour que l'on puisse énoncer souvent des règles universelles.

A. — EXPLOITATION AVEC REMBLAI.

1) *Le décollement des bancs et l'onde de pression.*

Considérons le montage représenté (fig. 34) et devant servir de point de départ à une longue taille chassante. Par le creusement de ce montage, nous créons tout

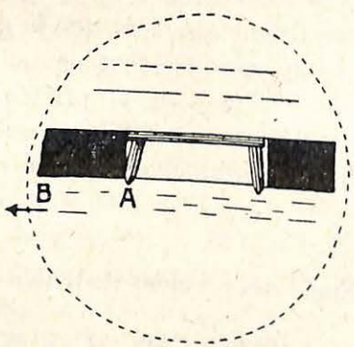


Fig. 34.

autour du vide, cette zone de roches détendues que nous avons appelée selon l'expression du Professeur Spackeler, zone de Trompeter. Le charbon, aussi bien que les roches encaissantes, se détend. Les preuves de cette

détente de charbon ne manquent pas. Nous rappellerons encore entre autres expériences faites à ce sujet, les sondages effectués en veine à la mine Wenceslas et montrant que le charbon augmente de densité à mesure que le sondage pénètre plus à l'intérieur de la veine (1).

Considérons d'abord le cas d'une exploitation avec remblais complets, c'est-à-dire le cas auquel nous sommes le plus habitués en Belgique. Il importe dès à présent de signaler que l'on ne peut jamais parler de remblai absolument complet : le remblai mis en place à la main ne remplit jamais que 50 % du vide en moyenne, tandis que le remblayage mécanique atteint peut-être 85 à 90 %. Bref, quel que soit le mode de remblayage, l'affaissement du toit est inévitable.

Voyons maintenant ce qui va se passer lorsque le front de taille A va avancer dans la direction B. Envisageons d'abord le cas de terrain se déformant sans se rompre. Dans ce cas, on constate qu'après un certain avancement du front, le toit a pris la forme suivante (fig. 35). Cette

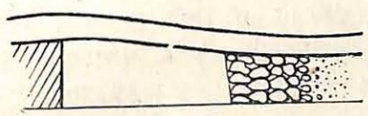


Fig. 35.

double flexion est parfois très marquée dans certaines tailles de nos bassins belges. Les premiers bancs du toit reposent donc d'une part sur le front de taille, d'autre part sur le remblai. En réalité, le toit n'est soutenu effectivement qu'à une certaine distance derrière le front, là où le remblai est suffisamment tassé pour offrir assez de

(1) Untersuchungen über die Entstehung und Bekämpfung der Kohlensäureausbrüche im niederschlesischen Steinkohlenbezirk, *Z. B. H. S. Wes*, 1927, p. 302.

résistance. Ce tassement, provoqué par l'affaissement du toit demande en effet un certain temps. Disons à ce propos que le facteur temps est un facteur des plus importants en ce qui concerne les mouvements de terrains, et que nous le ferons fréquemment intervenir dans nos explications. Beaucoup d'auteurs l'ont omis dans certaines de leurs théories. Le Professeur R. Bärtling (1) en a récemment montré toute l'importance, dans ces questions minières.

L'affaissement du toit ne sera donc complet qu'après un certain temps, ou, ce qui revient au même, à une certaine distance du front de taille. Quant aux autres bancs de roches constituant le toit, ils suivront également ce mouvement d'affaissement, selon la flexibilité relative de chacun, c'est-à-dire selon la rapidité avec laquelle chacune de ces roches peut se déformer. Il en résulte, que si le toit est constitué par un banc de roches très flexibles, surmonté par un autre très résistant, ce dernier ne pourra pas suivre assez rapidement l'affaissement du premier, et un décollement se produira entre ces bancs.

Weber (1) a été le premier, pensons-nous, à observer et à étudier ces décollements. Spackeler (2) cite également de beaux exemples à ce sujet, montrant les proportions assez inattendues que peuvent atteindre les vides ainsi créés. On avait abandonné un pilier de charbon dans la couche 12 à mur très élastique, et on avait ensuite exploité la veine 13 située par dessous. Lorsqu'on repris ultérieurement l'exploitation du pilier de la voie 12, on constata qu'un sillon de havage naturel s'était formé au mur de la veine. Bulman (3) rapporte qu'à la mine

(1) BARTLING, Gebirgsbruckwirkungen beim Abbau von Steinkohlenflözen, *Glückauf*, 1er juin 1929.
(1) WEBER, *Glückauf*, 1916, p. 1025.
(2) SPACKELER, *Glückauf*, 10 juin 1928.
(3) BULMAN, *Colliery Working and Management*, 1925.

Trindon, dans le Durham S. W., on avait d'abord exploité une couche située à 80 mètres au mur de la couche « Main Coal ». Lorsqu'on exploita cette dernière, on s'aperçut que la couche et les roches du mur s'étaient affaissées, la couche se séparant du toit et créant ainsi un havage naturel à travers lequel les ouvriers pouvaient facilement converser à une distance de 18 mètres. Spackeler cite même un cas très intéressant montrant simultanément l'existence des décollements et celle des déplacements horizontaux de charbon (fig. 36). Une voie

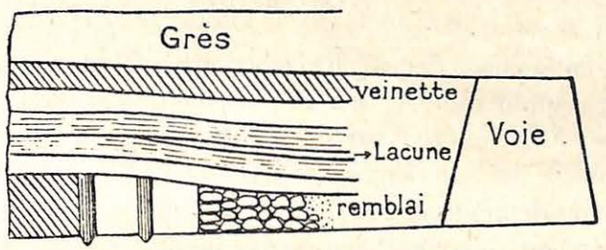


Fig. 36.

tracée jusqu'au toit de grès, dans la couche Wenceslaus, à travers du schiste et une petite veinette inexploitable, avait permis de prendre le croquis suivant montrant la formation des décollements entre le mur de la veinette et celle-ci, et montrant, par la forme de ces derniers, l'avancement de la veinette vers le remblai.

Nous pouvons donc conclure de ces observations que l'exploitation crée un réel feuilletage des bancs de roches. Les décollements ne disparaissent que loin derrière le front, c'est-à-dire là où l'affaissement a été complet pour tous les bancs du toit. Dès lors, l'allure du champ d'exploitation est celle représentée figure 37.

Quant à la zone de Trompeter, elle s'est évidemment agrandie à mesure que le front de taille avançait, et elle

a pris l'allure indiquée sur le schéma (fig. 37). Le feuilletage des bancs ne peut d'ailleurs se produire qu'à l'intérieur de la zone de Trompeter, ce phénomène étant incompatible avec l'existence d'une énergie potentielle qui caractérise l'extérieur de cette zone.

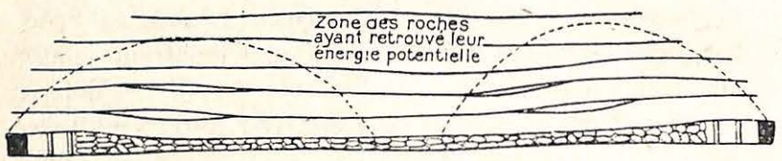


Fig. 37.

A un moment donné, le remblai est suffisamment tassé pour remplir son rôle de soutien effectif. Les roches soutenues à cet endroit par ce remblai tassé, se sont donc affaissées au maximum et ont, selon l'expression du mineur, donné toute leur pression. Elles retrouvent, par conséquent, bientôt l'énergie potentielle qu'elles possédaient en région vierge. On voit donc qu'à partir de ce moment, la zone de Trompeter primitive se sépare en deux zones distinctes, celles-ci s'étendant entre chaque front et l'endroit où le remblai est entièrement tassé. Cette remarque est importante, parce qu'elle montre que, après un certain temps, la zone de Trompeter créée par une taille devient constante.

Ayant ainsi examiné la manière dont se comportaient les roches du côté du remblai, dans le cas de déformation sans cassure, il nous reste à étudier ce qui se passe du côté du front de taille, et à voir comment la pression des terrains agit sur ce front.

Les avis des divers auteurs sont très différents sur ce sujet. Ces divergences proviennent d'ailleurs le plus souvent des conditions locales.

Gillitzer (1) par exemple, a surtout étudié cette question dans le Mansfeld, le pays classique de l'utilisation de la pression du toit. La couche pauvre en cuivre (2,5 %) de 15 centimètres de puissance, ne serait pas économiquement exploitable sans l'utilisation rationnelle de cette pression. Les conditions de gisement sont les suivantes : par dessus la couche se trouve 1 mètre de schiste surmonté de 3 à 5 mètres de « Zechsteinkalk », une roche qui se révèle comme essentiellement plastique et qui peut se reposer sur le remblai sans la moindre déchirure ; enfin une couche de 80 mètres d'anhydrite surmontée de sel. Dans l'anhydrite extraordinairement compacte, se forme une voûte qui se prolonge jusqu'au banc de sel. La fig. 38 montre à l'évidence pourquoi Gilliter attribue avec raison la pression au poids des terrains surincombants — l'anhydrite — alors qu'il délaisse complètement l'action de flexion du toit.

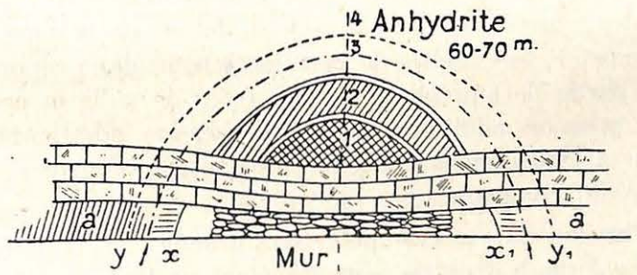


Fig. 38.

Parker (2), au contraire, attribue l'action prinicipale à la flexion de premiers bancs du toit. Cette opinion provient d'ailleurs uniquement des conditions d'exploitation anglaises qui, comme on le sait, sont principalement des

(1) GILLITZER, Das Wesen des Gebirgsdruckes und dessen Ausnutzung beim Abbaubetrieb des Mansfelder Bergbaus, *Glückauf*, 1928, p. 397.
(2) PARKER, Roof Control, *Colliery Engineering*, octobre 1928.

exploitations avec remblai partiel ou sans remblai. Le mineur anglais ne cherche d'ailleurs pas, en général, à utiliser cette pression du toit pour favoriser l'abatage du charbon. Il cherche même, au contraire, à l'éviter, parce qu'une trop forte dislocation du front de taille dérangerait le mode d'exploitation normal qui est l'exploitation à l'explosif, après havage mécanique.

Comment les choses se passent-elles dans le cas de nos exploitations à remblai complet? Tout d'abord, il n'est peut-être pas inutile de rappeler qu'une pression est le quotient de deux facteurs : une force et une surface. La pression reportée sur le front de taille dépend donc de la grandeur absolue de l'effort et de la plus ou moins grande surface sur laquelle cet effort se répartit. Ceci dit, examinons la théorie proposée par Spackeler.

Si nous considérons la figure 39*a*, nous voyons que les parties de banc de roches hachurées ne sont soutenues que par les parties de bancs situées en dehors de la zone de Trompeter. Les roches de cette zone vont donc reporter une partie de leur charge sur le front de taille et créer une pression additionnelle. Cette pression additionnelle variera évidemment selon la forme et la grandeur de la zone de Trompeter.

Plus la zone de Trompeter sera grande et plus l'effort reporté sur le front sera grand. Ceci est évident puisque le poids des roches suspendues au-dessus du remblai est plus grand.

Plus la voûte limitant la zone de Trompeter sera plate, et plus la surface sur laquelle la charge est reportée sera petite. La figure 39 explique schématiquement cette manière de voir.

Le banc ABCD ,fig. a), ainsi que nous l'avons dit plus haut, repose une partie de son poids en A, et exerce donc

sur le banc AEFG, un effort F qui créera dans ce banc un cône de pression figuré en pointillé. La même chose a lieu pour le banc inférieur et ainsi de suite.

On voit immédiatement que, dans le cas d'une courbe plate, l'effort sera concentré sur une petite surface, amenant ainsi une forte pression à front de taille. Or, nous possédons précisément un moyen de modifier à notre gré la forme de la courbe limitant la zone de Trompeter. Il nous suffit, pour cela, d'agir sur le facteur temps. Si nous avançons vite, la courbe sera plate, tandis qu'elle sera au contraire élancée si nous avançons lentement.

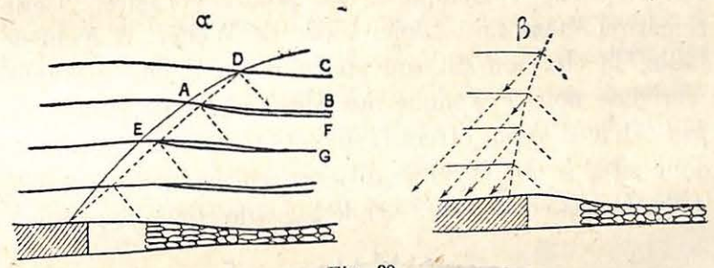


Fig. 39.

Quant à la grandeur de la zone de Trompeter, elle dépend surtout de la nature des roches et de la méthode d'exploitation — avec ou sans remblai. Faisons encore remarquer qu'elle dépendra aussi de la puissance de la couche ; en effet, dans une couche mince, le remblai sera plus facilement tassé que dans une couche puissante, et la zone de Trompeter y sera par conséquent plus petite.

La flexion du toit, à laquelle Parker attache une importance primordiale, a cependant aussi, sans aucun doute, une influence sur la venue du charbon. Ce phénomène a été étudié par Weber et repris par Spackeler. A ce sujet, Parker compare les premiers bancs du toit à une poutre

encastrée au front de taille, et il considère la longueur de l'encastrement comme infinie.

Cette conception ne concorde pas avec l'idée que nous nous faisons des roches en profondeur. En effet, à une certaine distance du front de taille, les roches sont dans un état de pseudo-plasticité qui ne nous autorise pas à parler d'encastrement, si ce n'est pour le grès dont les propriétés ne changent guère sous pression. D'ailleurs, la théorie de l'onde de pression que propose Weber, et que nous allons exposer ci-après, ne concorderait pas non plus avec l'hypothèse d'un encastrement, car l'allure prise par la ligne neutre d'un banc du toit est totalement différente de l'élastique d'une poutre encastrée. Cette remarque étant faite, voici l'idée de Weber. A front de taille, le charbon est souvent plus ou moins disloqué, ainsi que nous l'expliquerons plus loin et ne peut donc pas offrir d'appui effectif au toit. Ce point d'appui est donc situé à une certaine distance en avant du front de taille. Considérons (fig. 40) le banc de roche *b* soumis à

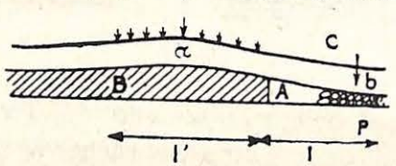


Fig. 40.

l'effort P ; le point d'appui étant en A, sous l'effet du moment Pl, la partie X va avoir tendance à se soulever, puis à une distance P, le moment créé par la pression des terrains surincombants, sera suffisant pour ramener le banc vers le bas, créant ainsi un arc convexe vers le haut AB. Dès lors, la pression des terrains surincombants agissant sur l'arc BC va se reporter d'une part sur le remblai et d'autre part en B à une certaine distance du front de taille.

Ce mouvement du toit se produira le mieux dans le cas d'un banc résistant situé entre deux bancs plus plastiques. Dans le cas d'un front stationnaire, le point B sera à une distance du front bien déterminée, selon la nature géologique des roches encaissantes. Dans le cas d'un front de taille, avançant journellement, cette distance dépendra au contraire de la rapidité d'avancement, et sera certainement moindre que dans le cas précédent, la flexion ondulatoire du toit ne suivant pas suffisamment vite l'avancement du front. Bien entendu, cette transmission de pression en B n'est possible que si les efforts auxquels le banc est soumis restent en dessous de la limite d'élasticité.

Weber (1) donne comme valeur de l', 40 mètres dans le cas d'un front stationnaire. A cet endroit se donne la forte pression, le charbon y est fortement resserré, les pierres du toit y sont fortement sous tension, et le danger de chute de pierres y est le plus grand. Pour le cas d'une onde avançant journellement avec le front de taille, Weber, deux ondes peuvent se croiser (fig. 41). Si nous

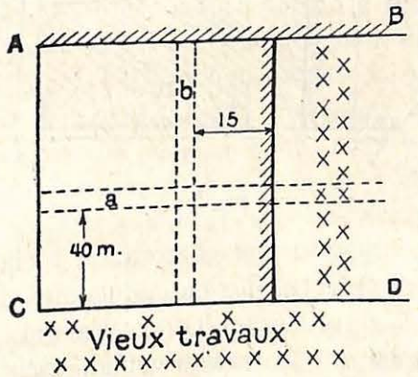


Fig. 41.

(1) WEBER, *Glückauf*, 1929, p. 746.

envisageons, par exemple, le cas d'un panneau ABCD exploité en taille chassante et limité par de vieux travaux en aval-pendage, on voit que l'onde chassante *b* croise l'onde stationnaire *a* provoquée par les vieux travaux de l'aval. Le danger de chute de pierres du toit sera donc le plus grand suivant la zone 1 2 affectée par les deux ondes.

Weber rapporte que, par une connaissance exacte de la situation de sa mine, il était parvenu à situer exactement les endroits des accidents par chute de pierres sans qu'on lui donne la moindre indication (1).

Spackeler (2) donne la même valeur de 12 à 15 mètres pour une onde avançante, en faisant remarquer toutefois qu'il a observé en Haute-Silésie des longueurs exceptionnelles de 30 mètres.

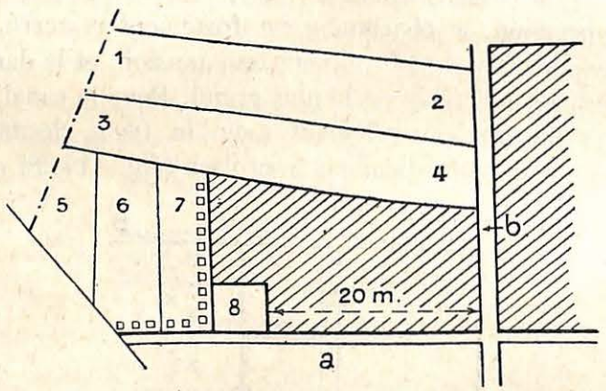


Fig. 42.

Spackeler rapporte une observation réellement frappante au sujet de cette flexion ondulatoire du toit. A la mine Gabriel, du district d'Ostrau-Karwin, on exploite un panneau en retour sans remblai, mais en réglant l'affaissement du toit; la figure 42 donne le croquis d'un

(1) WEBER, *Glückauf*, 1er juin 1929.
(2) SPACKELER, Die sogenannte Druckwelle, *Glückauf*, 30 juin et 7 juillet 1928.

chantier visité par Spackeler en août 1928, dans la couche 32 à l'étage de 360 mètres. Le profil est le suivant :

Couche 31 (exploitée) :

32 mètres de grès et schistes alternant.

8 mètres de schiste.

Couche 32 (1m,80 de charbon) :

Mur de schiste.

On trace des piliers qui ont 35 à 40 mètres en direction chassante et 25 mètres en direction montante. On dépile ce panneau en retour, par petites portions de 6 mètres de large, comme l'indiquent les chiffres du croquis. Pour la conduitedu courant d'air, et pour obtenir un affaissement régulier du toit, on construit à 1 mètre environ du front, une file de piliers de bois que l'on remplit de remblai. Le reste de la taille est d'ailleurs boisé au moyen de forts étançons de bois de 20 centimètres de diamètre, qui ne sont pas récupérés.

Lors de la visite de Spackeler (1), le pilier 7 était resté pour ainsi dire complètement ouvert, la ligne de piliers de bois du panneau 6 était complètement écrasée et les étançons du panneau 7 étaient soumis à de très fortes pressions. On se trouvait donc en présence d'un affaissement régulier du toit et, par suite, dans les conditions idéales pour la formation de l'onde de Weber. La voie montante *b* était précisément, à ce moment, à peu près au milieu de la zone de 40 mètres de Weber, c'est-à-dire au sommet de l'arc convexe vers le haut. On remarquait effectivement le long des parois du montage *b* que le toit s'était réellement séparé de la couche à un tel point que l'on pouvait y enfoncer un bâton (fig. 43). Spackeler

(1) SPACKELER, Der Druck auf den Kohlenstosz, *Glückauf*, 1929.

cite encore le cas de la mine Fuchsgrube, près de Waldenburg, où une forte pression se fit sentir dans toute la taille de 40 mètres avant d'arriver aux vieux travaux (fig. 44). Une chose également très bien connue des mineurs, c'est que le charbon vient généralement moins bien vers le milieu de la taille. Cette zone est précisément

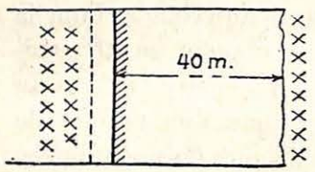


Fig. 43.

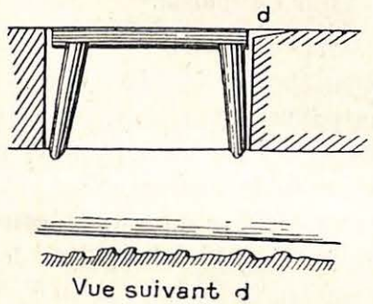


Fig. 44.

la zone des fortes pressions de l'onde stationnaire, ainsi que nous l'avons montré (fig. 41).

Nous ne prendrons pas position pour ou contre cette théorie de l'onde de Weber, car malgré nos recherches, nous n'avons pu faire personnellement aucune observation certaine à ce sujet. Sans doute, nous avons pu observer très souvent un écrasement de la voie en avant du front de taille — en particulier en Campine, en Sarre et en Moselle — mais cet écrasement s'explique tout aussi facilement par une flexion simple des premiers bancs du toit que par le passage de la zone des fortes pressions B (fig. 40) de l'onde de Weber.

Quoi qu'il en soit, il n'était pas mauvais que l'attention des ingénieurs belges fût attirée sur ce point intéressant.

2) *Influence des actions de pressions et de flexion du toit sur l'abatage du charbon.*

Ayant ainsi étudié la question de la pression sur le front de taille et celle de la flexion du toit, il nous reste à examiner comment ces phénomènes influent sur l'abatage plus ou moins facile du charbon.

Nous avons déjà parlé suffisamment de la pression. Celle-ci communique aux roches une énergie potentielle qui tend à refouler vers le vide les roches détendues de l'intérieur de la zone de Trompeter. Nous avons tout particulièrement insisté sur le rôle des schistes d'un faux toit ou d'un faux mur.

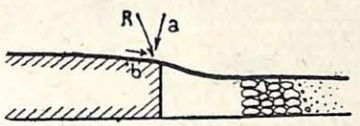


Fig. 45.

L'influence de la flexion du toit n'est pas moins intéressante. Il existe, à première vue, une contradiction entre le fait que le front de taille subit une certaine pression et l'observation fréquente du fait que ce charbon du front vient généralement bien. Ce fait peut s'expliquer de la manière suivante. La pression du toit se faisant sentir sur la couche suivant la flèche *a* (fig. 45) devrait plutôt avoir tendance à refermer les clivages et à rendre, par suite, le charbon plus dur. Mais à cette action, s'ajoute celle de l'allongement du toit par la flexion, ainsi que les déplacements horizontaux de matières dont nous avons parlé plus haut. Ces actions donnent sur le charbon une composante b. Plus la flexion du toit sera importante, et plus l'allongement le sera également et, par suite, plus l'action d'entraînement de la couche par le toit se fera

sentir. Cette action se remarque très bien en Campine où le toit fléchit le plus souvent sans cassure. Le charbon se détache littéralement du front en grands feuillets parallèles au front de taille (fig. 46). Cependant, cette observation n'est pas générale. On observe aussi quelquefois que la pression du toit sur le front, au lieu de favoriser l'abatage, l'entrave au contraire. Ces deux cas opposés s'expliquent également bien. En effet, si la composante *a* est très grande et la composante *b* très petite, la résultante *c* sera dirigée vers l'intérieur du massif et entravera par conséquent la venue du charbon.

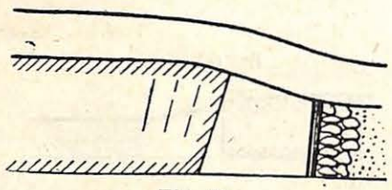


Fig. 46.

Ces cas s'observent très bien dans les tailles à toit de grès. En effet, le grès fléchit élastiquement sans s'allonger d'une manière sensible. La composante *b* est donc très faible et l'on ne peut atteindre, pour la résultante *c*, la direction optima. Par suite, le charbon vient moins bien.

Ceci nous amène à formuler une conclusion intéressante : c'est qu'il existe, pour chaque cas particulier, une flexion maxima du toit, donnant la facilité d'abatage maxima. Comme nous ne pouvons d'ailleurs rien modifier aux conditions locales, ceci revient à dire qu'il existe, pour chaque cas, une vitesse d'avancement optima. La question des éboulements en masse est également intéressante à ce point de vue. A la couche 70 des charbonnages de Beeringen, par exemple, un éboulement en masse se

produit presque régulièrement tous les quinze jours, c'est-à-dire qu'au bout de ce laps de temps, le poids du banc de grès ne reposant qu'imparfaitement sur le remblai, devient trop considérable et le toit tombe en masse. Dès ce moment, la composante *b* devient nulle, puisque le bras de levier devient lui-même nul ou du moins très faible. *a* reste donc la seule composante. Effectivement, on observe que le charbon vient généralement bien après chaque éboulement et que son abatage s'améliore progressivement, jusqu'à l'éboulement suivant.

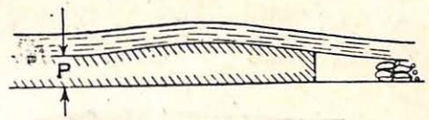


Fig. 47.

Enfin, un dernier effet de l'onde de Weber est celle du déplacement de matières des zones à haute pression, créée par cette onde vers la havée de travail.

Gaertner (1) compare ce phénomène à un serpent dévorant sa proie. Le déplacement de la zone de pression maximum de l'onde P provoquerait un mouvement des roches analogue aux mouvements péristaltiques des anneaux du serpent qui font avancer la proie à l'intérieur de son corps (fig. 47). Ce mouvement de roches aurait pour effet de pousser le charbon vers la havée de travail. D'après Gaertner, on aurait obtenu à la mine Wenceslaus des résultats très intéressants au point de vue de la facilité d'abatage du charbon, en amplifiant cette action de l'onde de Weber, c'est-à-dire en disposant les fronts de

(1) GAERTNER, Abbau mit Selbstverzatz, *Glückauf*, 25 mai 1929.

taille de plusieurs couches de la manière indiquée figure 48.

3) *Influence des cassures du toit.*

Nous avons eu soin de dire plus haut que les théories exposées supposaient une déformation des roches sans rupture. Il importe donc que nous complétions ces théories par l'étude de l'influence des cassures. Ainsi que Parker le rappelle (1), la tension existant dans un

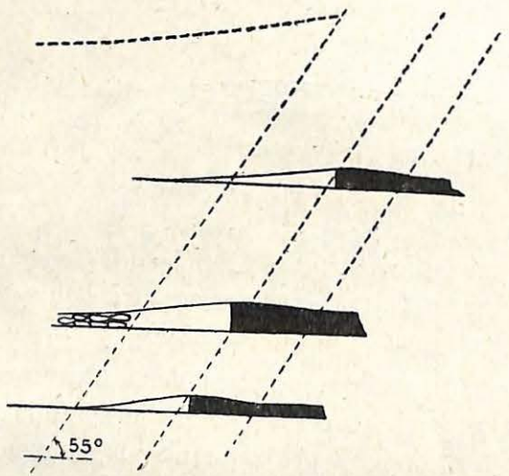


Fig. 48.

banc de roches est d'autant plus grande que le bras de levier est plus grand et que l'épaisseur du banc est plus faible. Il arrivera donc que, pour certaine valeur, cette tension dépassera la charge de rupture, et des cassures s'ouvriront dans le toit. C'est généralement ce qui se passe dans nos tailles belges à avancement lent. On remarque que, lorsque ces cassures se forment, c'est

(1) PARKER, Roof Control, *Colliery Engineering*, octobre 1928.

généralement à une certaine distance en avant du front de taille, environ 30 centimètres (fig. 50). On peut d'ailleurs dire qu'en règle générale, cette cassure prend naissance vers le milieu de la prochaine havée. Ce fait s'explique encore très bien en faisant de nouveau intervenir le facteur temps. Ces cassures résultent, en effet, de l'arrêt de l'avancement provoqué journellement par les postes improductifs : changement de couloirs, remblayage, etc. Elles s'observent d'ailleurs dans de très nombreux cas en Belgique ainsi que nous le disions plus haut. Spackeler (1) le signale pour le district de Waldenburg; l'Oberbergrat Schlattmann (2) pour la Ruhr; Boileau (3) pour la Sarre et enfin un Comité d'étude anglais le signale également en Angleterre (4).

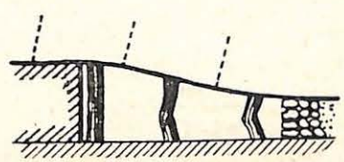


Fig. 49.

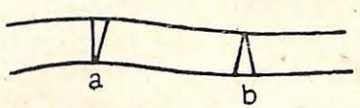


Fig. 50.

Du côté du front de taille, et au-dessus de la havée de travail, ces cassures ne sont pas dangereuses, parce qu'elles sont dans la zone de compression du toit. Mais, lorsqu'elles arrivent dans la zone *b*, du côté des remblais, elles peuvent s'ouvrir et provoquer des accidents par chute de pierres, si on ne les soutient pas immédiatement par le remblai (fig. 50).

Il est certain que ces cassures suppriment la propagation de l'onde de Weber, pour le premier banc du toit,

(1) SPACKELER, Die sogenannte Druskwelle, *Glückauf*, 1928, p. 909.
(2) *Idem.*
(3) BOILEAU, Soutènement métallique, *Rev. Ind. Minérale*, 1927, p. 211.
(4) *Colliery Engineering*, août 1929, p. 311.

mais celle-ci reste quand même assurée par les bancs supérieurs qui se déforment élastiquement. Spackeler (1) cite un bel exemple montrant l'influence des cassures sur les effets de l'onde Weber. Les croquis 52 et 53 ont été relevés tous deux dans la couche Anna du puits Möller, près de Gladbeck, à 570 mètres de profondeur. La couche a 1m,20 de puissance et possède un faux mur très

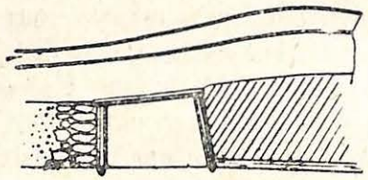


Fig. 51.

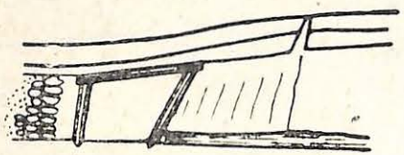


Fig. 52.

plastique de 15 centimètres. Au toit 28 mètres de bons schistes. Dans le cas de la figure 52, le toit se déforme sans cassure, et la direction des clivages de la veine montre que le charbon a subi un déplacement plus grand au toit qu'au mur. Dans le cas de la figure 53, au contraire, la cassure du toit a supprimé l'effet d'entraînement de celui-ci tandis que le faux mur a flué vers la havée de travail, disloquant la veine par la base.

(1) SPACKELER, *Glückauf*, 28 décembre 1929.

B. — EXPLOITATION SANS REMBLAI ET AVEC REMBLAI PARTIEL.

Dans l'exploitation sans remblai, les premiers bancs du toit s'éboulent, soit derrière une file d'étançons, soit derrière une ligne de piliers de bois. Les pierres ainsi éboulées remplissent le vide de la couche ainsi que l'espace d'où elles proviennent et soutiennent par conséquent les bancs supérieurs du toit. La propagation ondulatoire de la pression est donc supprimée pour les bancs inférieurs, mais elle subsiste pour les bancs supérieurs. Les premiers bancs du toit agissent donc à la manière indiquée par Parker (1) c'est-à-dire à la manière d'un simple levier. Quant au mode d'exploitation anglais, on sait qu'il consiste à conduire perpendiculairement au front de taille, des murs de remblai massif de 3 à 4 m de largeur espacés de 15 à 20 mètres et entre lesquels les premiers bancs du toit s'éboulent. Il importe de remarquer que ces murs de remblai sont extrêmement soignés et offrent immédiatement au toit, un soutien effectif.

Il en est d'ailleurs de même dans le cas d'auto-remblayage intégral, car les éboulis en gros blocs des premiers bancs du toit constituent pour les bancs supérieurs un appui certainement plus effectif que le remblai soi-disant complet de nos exploitations. Il en résulte que, aussi bien dans le cas de remblai partiel que dans le cas d'exploitation sans remblai, l'onde de Weber qui va affecter les bancs supérieurs du toit sera beaucoup plus plate.

La petite étude que nous venons de faire de la manière dont se comportent les terrains de la mine, nous permet d'entreprendre plus sûrement celle de notre sujet prin-

(1) PARKER, Roof Control, *Colliery Engineering*, octobre 1928.

cipal, c'est-à-dire l'étude des exploitations par longues tailles. Ainsi que l'on pourra s'en rendre compte dans les pages qui vont suivre, nous renverrons souvent à ce premier chapitre, encore bien incomplet cependant. Nous ne travaillerons pas, comme cela se fait trop souvent, dans l'ignorance absolue du milieu dans lequel nous nous trouvons.

Qu'il nous soit permis, avant de clore ce chapitre, d'insister sur l'intérêt capital que présenterait pour l'exploitant, une observation scientifique minutieuse de la manière dont se comportent les terrains de sa mine. Une discussion comparative des nombreuses observations que l'on pourrait ainsi recueillir ne manquerait certainement pas d'être très fertile en heureux résultats.

(A suivre.)

NOTES DIVERSES

Calcul des chaudières à haute pression et des réservoirs de vapeur à haute température

La Commission consultative permanente pour les appareils à vapeur a mis à l'étude la question du calcul des chaudières à haute pression et des réservoirs de vapeur à haute température.

Elle a chargé une sous-commission composée de MM. Daubresse, P., Professeur à l'Université de Louvain, Guérin, M., Ingénieur principal des Mines, Legein, F. C. V., Ingénieur principal à la Société Nationale des Chemins de fer Belges, et Vincotte, R., Directeur de l'Association pour la surveillance des chaudières, de lui faire rapport sur cette question.

La présente note est l'aboutissement des études de cette sous-commission.

Le problème posé à la sous-commission est en réalité double.

Le premier est la détermination des propriétés mécaniques des aciers à haute température.

Le second consiste à appliquer ces propriétés au calcul des épaisseurs des appareils destinés à fonctionner à haute température.

PREMIER PROBLEME.

Propriétés mécaniques des aciers à haute température.

PARAGRAPHE PREMIER.

Dans le numéro de novembre 1930 de « L'Alliance Industrielle », notre Collègue, M. le Professeur Daubresse, a montré clairement comment le problème se pose.

Jusqu'il y a quelque temps, les matériaux entrant dans la construction des chaudières étaient principalement l'objet d'un essai de traction effectué *à la température ambiante* et sous charge croissante, de manière continue et *relativement rapide*, l'essai total ne durant que quelques minutes.

Les résultats d'un tel essai étaient représentés aisément sur un diagramme (fig. 1) : tensions ou efforts de traction-allongements. Sur ce diagramme, on distinguait :

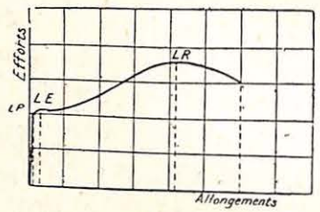


Fig 1 Essai de courte durée ou de longue durée à la température ambiante.

La limite de proportionnalité L P, jusqu'à laquelle les allongements sont sensiblement proportionnels aux efforts (1);

La *limite d'écoulement ou d'étirement*, dite aussi *limite élastique apparente*, L E (le « Yield Point » des Anglais), début du palier, égale conventionnellement (d'après la Commission permanente de Standardisation) à la charge qui, maintenue pendant 10 secondes, produit un allongement permanent de 0,2 % ou de $\frac{1}{500} l$ (1);

La charge de rupture L R.

A la température ambiante, on ne s'était pas préoccupé jusqu'ici de faire des essais de durée, c'est-à-dire de laisser la charge agir statiquement pendant un temps plus ou moins long, et de rechercher la mesure dans laquelle, sous une charge donnée, l'allongement pouvait éventuellement croître avec le temps. Les constructeurs admettaient donc qu'aux tensions usuelles, toujours plus petites que la limite élastique L E, les allongements étaient *pratiquement indépendants de la durée de l'effort.*

A haute température, au contraire, la première constatation très importante qui frappe tout expérimentateur, c'est que les déformations corrélatives d'une certaine tension *dépendent essentiellement de la durée d'application de cette tension.*

Suivant la grandeur de cette tension, le diagramme des allongements en fonction du temps prendra l'une des allures indiquées sur la figure 2.

Pour la courbe 1, l'allongement conserve indéfiniment sa valeur initiale.

Pour la courbe 2, l'allongement commence par croître avec le temps pour atteindre à un certain moment sa valeur définitive, qui reste alors invariable; il y a dans ce cas allongement ou écoulement visqueux.

Pour les courbes 3 et 4, l'augmentation de l'allongement avec le temps est continue et conduit fatalement à la rupture; dans la

(1) Il convient de noter que la *limite de proportionnalité* (c'est-à-dire la tension jusqu'à laquelle dans un essai court, à basse ou à haute température, la déformation est proportionnelle à la charge) dépend de la sensibilité de l'appareil de mesure. Plus l'appareil est sensible, plus la limite de proportionnalité est basse. Ce fait apparaît avec une netteté remarquable dans le tableau suivant, extrait de l'ouvrage de H. J. Tapsell, publié en 1931, sur « The Creep of Metals » et relatif à un même acier essayé à 400°;

Appareil permettant de déceler un allongement par pouce de	Limite de proportionnalité en ton per square inch (une tonne par pouce carré = 1,57 kgr./mm²)
0,000.002	10
0,000.01	11,2
0,000.02	12,4
0,000,1	16,8

(1) La *limite élastique réelle*, vraie, correspond à la tension maximum qui, appliquée et enlevée ensuite, ne ferait subir au métal aucune déformation permanente.

La théorie de l'élasticité admet que la tension est proportionnelle à l'allongement dans la région élastique, c'est-à-dire que la limite élastique est identique à la limite de proportionnalité. A cause de l'hystérésis élastique, il est douteux que dans la région élastique, l'allongement soit toujours la même fraction définie de la tension, que la tension soit positive ou négative.

courbe 3, le diagramme comprend une partie rectiligne, et dans la courbe 4, cette partie rectiligne n'existe pas (1).

La charge maximum qui donne un diagramme du type 1 a été appelée par Galibourg « limite des allongements instantanés sans écoulement en fonction du temps », et par M. Daubresse « limite élastique apparente différée ».

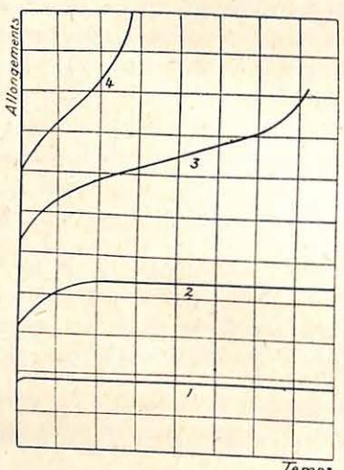


Fig 2 Essais de longue durée à haute température

La charge limite pour laquelle le diagramme passe du type 2 au type 3 se trouve être de son côté une limite supérieure au regard de 2 et une limite inférieure au regard de 3. La considérant de la première manière, Galibourg l'a appelée « limite des écoulements limités », tandis que M. Daubresse, la considérant

(1) Il convient de noter que la réalité des diagrammes des types 1 et 2 est douteuse au moins à partir de certaines températures, et qu'au sujet des limites différées, trois opinions ont été émises :
1°) les uns admettent qu'au moins jusqu'à une certaine température, il existe une charge de rupture différée, c'est-à-dire que les diagrammes types 2 et 1 existent;
2°) d'autres admettent que si un écoulement se produit (première partie du diagramme 2), il se continuera jusqu'à la rupture, c'est-à-dire que le diagramme type 2 n'existe pas, mais ils admettent encore l'existence du diagramme type 1;
3°) D'autres admettent même que pour toutes les tensions, l'écoulement se produit, c'est-à-dire que ni le diagramme 1, ni le diagramme 2 n'existent.

de la seconde manière, l'a dénommée « charge de rupture différée ».

Dans son mémoire prérappelé, M. Daubresse a également donné des diagrammes des *essais de courte durée* pour les températures croissantes de 20 à 600°, se rapportant aux quatre qualités courantes d'acier pour tôles allemandes. Ces essais ont montré :

que le palier situé au-delà de la limite élastique diminue progressivement et disparaît totalement à partir de 275° environ;

que la limite élastique se maintient sensiblement constante jusqu'aux environs de 225°, puis décroît rapidement;

que la charge de rupture croît jusqu'aux environs de 250°, puis décroît rapidement;

que l'allongement de rupture et le coefficient de striction varient en sens inverse de la charge de rupture.

Il est inutile de s'étendre plus longuement sur les essais de courte durée, dont les résultats ne sont pas du tout parallèles à ceux de longue durée (1).

Des résultats fournis par des essais courts, même exécutés dans des conditions identiques, il n'est pas possible, dans l'état actuel des recherches, de déduire les propriétés de résistance des aciers à haute température. Pour connaître ces propriétés, des essais de longue durée à haute température sont absolument nécessaires.

PARAGRAPHE 2.

L'effet de la température sur les propriétés mécaniques des matériaux employés a fait l'objet d'un nombre considérable d'études qui peuvent être classées de la façon suivante :

1°) Essais de longue durée dont le but est de déterminer la tension maximum compatible avec une existence de très longue durée;

(1) A ce sujet, voici deux exemples tirés de l'ouvrage déjà cité de Tapsell :
A 300°, dans des essais courts, un acier à grande résistance et un acier au nickel et chrome ont donné respectivement 68,4 et 77 kgs par mm² comme charges de rupture et, sous une tension permanente de 64,5 kgs par mm², ils se sont rompus respectivement après 25 jours et après 18 1/2 jours d' application de cette tension.
A 500°, un acier au chrome et vanadium a donné une charge de rupture de 65,5 kgs par mm², alors qu'un acier fortement chromé n'a donné que 48 kgs par mm², mais sous une tension constante de 18,9 kgs par mm², le premier s'est rompu après 14 1/2 jours et le second après 35 1/2 jours.

2°) Essais de longue durée dont le but est d'observer la façon dont se comportent les matériaux lorsqu'on applique une tension de l'ordre de celles qui sont appliquées en service, aux températures envisagées;

3°) Essais de durée limitée, variable du reste, suivant les expérimentateurs, dont le but est de déterminer la tension dont les effets, au point de vue déformation, ne dépassent pas une certaine limite fixée arbitrairement, pendant le temps des observations.

Les effets des tensions à longue échéance ne peuvent être évalués qu'en corrélation avec les propriétés reconnues par les essais des première et deuxième catégories.

Les essais effectués à haute température par les différents expérimentateurs diffèrent non seulement par la durée, mais également par la précision des mesures, la manière de conduire les essais, etc., de sorte que les résultats obtenus sont rarement comparables entre eux.

Nous allons passer en revue les principaux résultats qui ont été publiés sur les tôles de chaudières.

En 1925, dans le *Journal de Krupp*, Fischer a donné les tableaux des limites élastiques et des charges de rupture des trois qualités I, II et III d'acier au carbone pour tôles de chaudières, couramment utilisées en Allemagne, les limites élastiques correspondant à un allongement permanent de 0,2 % après un essai de 2 heures.

Températures.	Tôle S.M.I. (0,06 à 0,11 0/0 C)		Tôle S.M.II. (0,11 à 0,14 0/0 C)		Tôle S.M.III. (0,25 à 0,29 0/0 C)	
	Limite élastique.	Charge de rupture.	Limite élastique.	Charge de rupture.	Limite élastique.	Charge de rupture.
20°	18	35-44	20	41-50	22	44-53
100°	17,5	34	19,5	40	21	44,5
200°	15	40	18	47	20	52
250°	12,5	42	15	48,5	17,5	53
300°	10	37	12,5	43,5	15	48
350°	8,5	32	11,5	37,5	13,5	41
400°	6,5	26,5	9,5	31	12	34,5
450°	6	20,5	8,5	25	10,5	28
500°	5	15	6,5	19	8,5	22

Actuellement, la firme Krupp a réduit la durée de ses essais à 90 minutes, mais elle procède également à des essais plus longs sur lesquels nous ne nous étendrons pas.

PARAGRAPHE 3.

Galibourg, en juin 1929, dans le bulletin du bureau Veritas, a proposé de définir pratiquement *la limite des allongements instantanés sans écoulement en fonction du temps* (ou limite élastique apparente différée de M. Daubresse), comme étant l'effort maximum auquel on peut soumettre l'éprouvette placée dans un four électrique réglé automatiquement, et tel que si *au bout de 2 heures de charge*, on décharge l'éprouvette, on la laisse refroidir et on mesure la distance entre repères, on constate que cette distance n'a pas varié de plus de 1/20.000 de la distance initiale.

Galibourg fait remarquer que les diagrammes d'essais de traction montrent que s'il y a écoulement en fonction du temps, cet écoulement est mesurable au bout de 2 heures et que ce temps suffit, car c'est dans les premiers instants que la déformation est la plus rapide.

Dans le numéro de juin 1931 du bulletin du Bureau Véritas, Galibourg a fourni des essais complets sur les quatre sortes d'aciers ordinaires, utilisés en France pour les tôles de chaudières. Galibourg note les variations d'allongement au 1000e de millimètre.

Dans le tableau suivant, nous avons indiqué les moyennes des quatre limites inférieures et supérieures des fourchettes des deux séries d'éprouvettes, essayées par Galibourg.

	A. I.	A. II.	A. III.	A. IV.
Spécifications	36-42	40-47	44-52	48-57
R = charge de rupture instantanée à froid.	37,3	44,2	46,8	55,2
E = limite élastique instantanée à froid.	20,5	23,8	25,5	29,5
Rapport $\frac{E}{R}$	0,55	0,54	0,55	0,53
L E D = limite élastique différée à 225°.	10,9	16,8	22,1	23,1
Rapport L E D 225° à R à froid	0,28	0,38	0,47	0,42
L E D 325°	7,8	13,4	14,5	16,3
Rapport L E D 325° à R à froid	0,21	0,30	0,31	0,30
L E D 425°	5,1	6,4	7,7	10,7
Rapport L E D 425° à R à froid	0,14	0,14	0,16	0,19
L E D 525°	3,2	4,0	6,7	9,4
Rapport L E D 525° à R à froid	0,09	0,09	0,14	0,17

PARAGRAPHE 4.

Pomp, de l'Eisenforschung-Institut de Dusseldorf, a déterminé une certaine tension qu'il appelle « Dauerstand Festigkeit », laquelle ne provoque de la 25e à la 35e heure qu'une vitesse d'allongement de $\frac{1,5}{10^5}$ par heure.

D'après les conclusions de son travail, cette tension est la même que celle qui produirait un allongement de $\frac{3}{10^5}$ par heure de la 5e à la 10e heure et de $\frac{5}{10^5}$ par heure de la 3e à la 6e heure.

Il semblerait d'après cette appellation que l'acier serait capable de supporter pendant une période illimitée, ou tout au moins très longue, toute tension inférieure à cette « Dauerstand Festigkeit », mais il convient de remarquer que la preuve expérimentale de cette interprétation n'a pas été fournie.

Le tableau suivant donne cette « Dauerstand Festigkeit » pour trois aciers au carbone.

	Acier à 0,06 C.	Acier à 0,26 C.	Acier à 0,44 C.
Résistance à froid	36	53	65
Dauerstand Fesitgkeit :			
à 300°	31	42	39
à 400°	10	15,5	18
à 500°	6,5	10	9

PARAGRAPHE 5.

Le *Docteur Hatfield* a défini sous le nom de « Time Yield » la tension qui produit pendant les 24 premières heures, un allongement permanent ne dépassant pas 0,5 % et qui provoque de la 25e à la 72e heure, un allongement dont la vitesse ne dépasse pas $\frac{1}{10^6}$ par heure.

Pour un acier à 0,25 % de C, donnant une charge de rupture instantanée de 52 kgs à froid, Hatfield a obtenu pour la « Time Yield » :

20 kgs à 300°;
12 kgs 5 à 400°;
6 kgs 2 à 500°.

Hatfield considère que la « Time Yield » est une tension utile à haute température, qu'elle est comparable à la limite élastique apparente aux températures normales.

PARAGRAPHE 6.

Le *Laboratoire national anglais* appelle « Limiting creep stress » ou plus simplement « Creep limit », la tension qui, du 30e au 50e jour, ne provoque pas de vitesse d'allongement supérieure à $\frac{1}{2,4 \times 10^6}$ par heure.

C'est une tension limite dont l'application est compatible avec une très longue durée de la pièce, une durée pratiquement illimitée, bref, sensiblement une charge de rupture différée.

Dans le tableau ci-dessous, nous avons reproduit les résultats obtenus par le Laboratoire national anglais sur des aciers à 44, 49 et 62 kgs, et nous y avons ajouté les chiffres correspondant à un acier à 38 kgs, les chiffres que nous avons obtenus en prenant la moyenne des « creep limit » des aciers à 44 et 49 kgs, réduits dans le rapport de 44 à 38 ou de 49 à 38.

	Acier à 38 kgs	Acier à 44 kgs	Acier à 49 kgs	Acier à 62 kgs
Teneur en carbone en %.	0,10	0,17	0,24	0,50
Creep limit à :				
250°	44,2	52,5	56	62,8
300°	32,8	38	42	46
400°	17,7	20,5	23	24
500°	4,9	5,5	6,5	7,7

Ces chiffres sont tirés de l'ouvrage déjà cité de Tapsell.

Du même ouvrage, nous extrayons les renseignements suivants qui sont relatifs à des essais d'un acier à 400° et qui montrent

nettement la chute de la vitesse d'allongement pendant les premières heures de l'essai.

Charge.	Vitesse d'allongement entre la 3e et la 6e h.	Vitesse d'allongement après 24 h.	Vitesse d'allongement entre la 24e et la 72e h.
A	5. 10^{-6}	0,6. 10^{-6}	0,1. 10^{-6}
B	10. 10^{-6}	1,8. 10^{-6}	0,4. 10^{-6}
C	18. 10^{-6}	4,5. 10^{-6}	1,5. 10^{-6}
D	24. 10^{-6}	10. 10^{-6}	5. 10^{-6}

En résumé, ce qui diffère dans les définitions des paragraphes 4, 5 et 6, c'est, d'une part, la durée de la première période de l'essai pendant laquelle la vitesse d'allongement tombe progressivement et qu'il faut négliger dans la mesure de l'écoulement (24 heures suivant Pomp et Hatfield et 30 jours suivant le L. N. A.) et, d'autre part, la valeur de la vitesse d'allongement tolérée au cours de la deuxième période pendant laquelle on suppose que les allongements sont proportionnels à la durée; en somme, les auteurs de ces définitions tâchent de se placer dans la période rectiligne d'un diagramme type 3 de la fig. 2. Quant aux essais de la firme Krupp et de Galibourg, ils restent dans la première période et supposent implicitement l'existence du diagramme type 2 de la figure 3.

PARAGRAPHE 7.

Pour illustrer l'influence de la vitesse d'allongement dans les définitions des paragraphes 4, 5 et 6, nous reproduisons les diagrammes d'essais publiés par M. K. Baumann, d'après les travaux de Bailey, dans « The Metropolitan Vickers Gazette » de février 1931, après conversion des unités en kgr./mm² et des températures en degrés centigrades (fig. 3 et 4).

Ces courbes se rapportent à un acier au carbone à 0,15 % de carbone.

La courbe 10^{-5} donne les « Creep rate » ou « tensions d'écoulement » qui produisent un allongement permanent de $\frac{1}{10^5}$ ou $\frac{1}{100.000}$ par heure, soit 1 % en 1.000 heures.

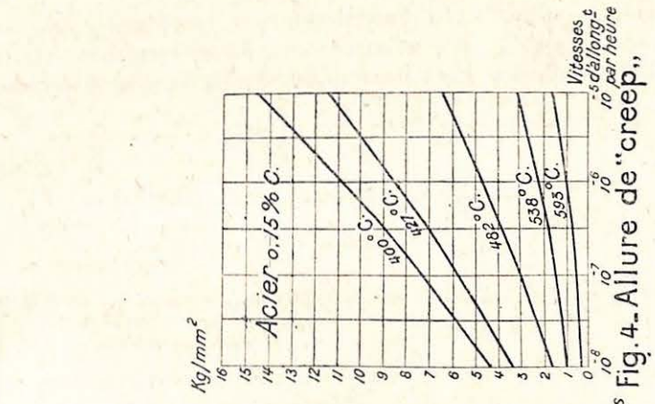


Fig. 4. — Allure de "creep".

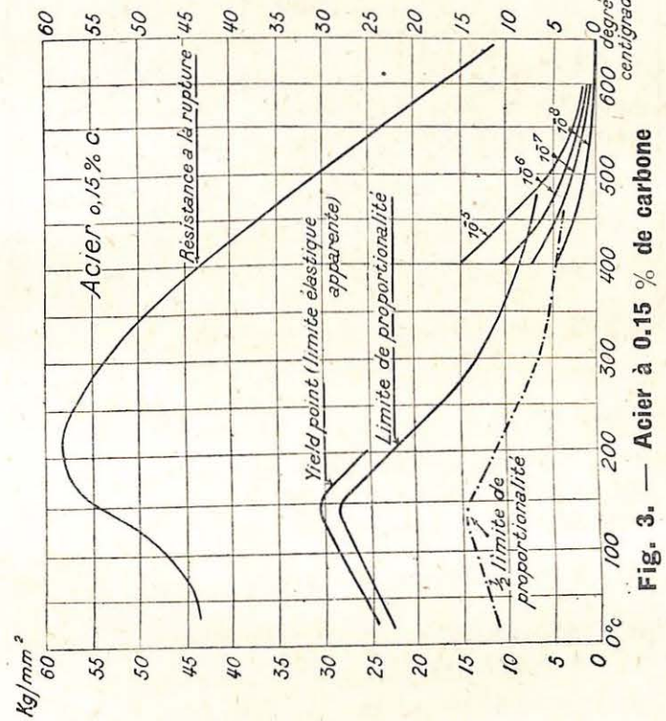
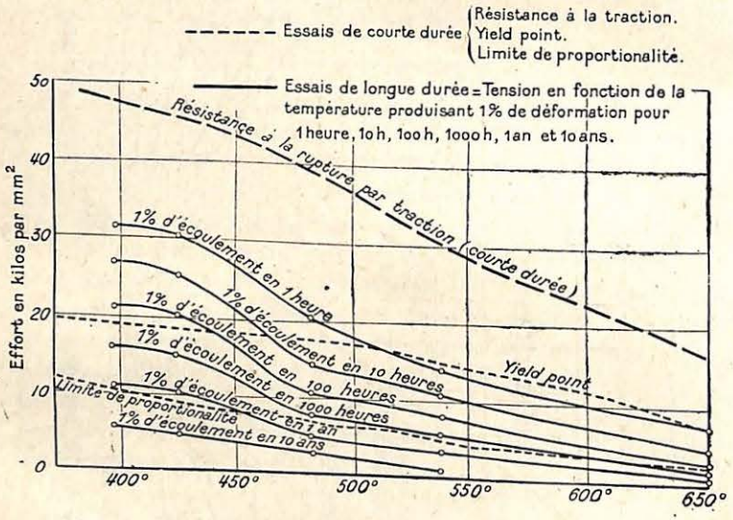


Fig. 3. — Acier à 0.15 % de carbone

Dans un même but d'illustration, nous reproduisons les diagrammes relatifs à un acier coulé au carbone, recuit, et extraits des « Proceedings of the American Society for Testing Materials » (fig. 5).

Fig. 5 - Acier coulé recuit à 0,33 % de carbone



Température en degrés centigrades.

PARAGRAPHE 8.

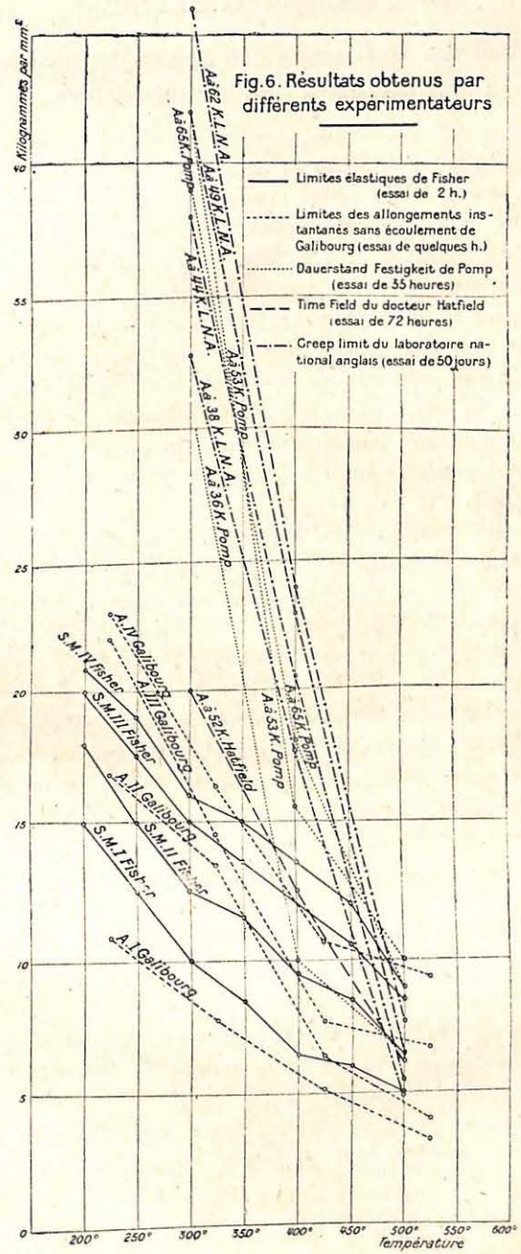
Lorsqu'on considère la figure 6 avec les diagrammes des variations des résistances définies ci-dessus, on constate, abstraction faite de l'échelle des ordonnées :

1°) que les résultats sont sensiblement parallèles jusque 300°;

2°) qu'à partir de 300 à 400°, les diagrammes de Krupp sont moins inclinés que les autres;

3°) qu'au-dessus de 400 ou 425°, les inclinaisons des diagrammes augmentent avec la durée des essais.

Fig. 6. Résultats obtenus par différents expérimentateurs



DEUXIEME PROBLEME.

Calcul des épaisseurs des appareils destinés à fonctionner à haute température.

La solution de ce problème demande d'abord qu'on détermine la *température pour laquelle la tension de calcul sera choisie.*

Dans un corps de chaudière chauffé, la température de la tôle dépasse celle de la vapeur saturée. Dans le cas où la tôle de la chaudière est chauffée directement, ce supplément de température dépend notamment de l'épaisseur de la couche d'incrustation intérieure et peut dépasser 100°. Dans le cas où la tôle est protégée du courant gazeux par des matériaux réfractaires et calorifuges, ce supplément est beaucoup moindre et n'atteint pas 20°. (Voir à ce sujet les suppléments calculés par MM. Damas et Tulcinski dans un mémoire présenté au Congrès international de Mécanique générale tenu à Liége, en 1930, p. 185 du vol. I des mémoires.)

Dans un surchauffeur, vu la mauvaise conductibilité calorifique de la vapeur surchauffée, on peut raisonnablement admettre que la température du métal est la moyenne entre la température des gaz chauds et la température de la vapeur surchauffée, températures qui toutes deux sont variables le long des éléments du surchauffeur.

La sous-commission propose d'admettre pour les calculs :

1°) que pour les corps de chaudières multitubulaires, la température de la tôle peut dépasser de 20° en permanence, la température de la vapeur saturée, mais à la condition que les dits corps soient protégés par une épaisseur convenable de briques réfractaires ou de calorifuges (cette épaisseur sera au moins de 12 cm.).

2°) que pour les corps non chauffés, tels que ceux des locomotives et locomobiles, la température de la tôle est égale à celle de la vapeur saturée du corps de chaudière;

3°) que pour les récipients de vapeur, isolés des générateurs, la température de la tôle est égale à celle de la vapeur saturée ou surchauffée du récipient.

Elle estime que pour les surchauffeurs, les collecteurs devront être soustraits au contact et au rayonnement des flammes.

* * *

Le choix de la température étant fixé, il faut maintenant *déterminer, d'une part, quelle fraction des tensions indiquées par les essais rapportés plus haut, il convient d'admettre dans la formule de calcul et, d'autre part, quelle formule de calcul il faut choisir.*

PARAGRAPHE A.

Nous rappellerons d'abord brièvement les différents modes de calcul des enveloppes cylindriques.

Formule simple du règlement actuel.

$$e = \frac{a\,p\,d}{200\,b\,t}$$ (unités : longueur en mm. et pression en kgr./c²);

ou $$e = \frac{p\,d}{2\,b\,\frac{t}{a}}$$ (unités : long. en mm. et pression en kgr./mm²)

a = coefficient de sécurité;
p = pression effective;
d = diamètre intérieur;
b = coefficient de déforcement longitudinal dans la rivure ou dans la partie tubulaire;
t = charge de rupture du métal employé.

C'est la formule classique de la résistance des matériaux, lorsqu'on suppose l'épaisseur faible et par suite la tension constante dans toute l'épaisseur du métal.

Elle ne tient compte que de la tension circonférentielle qui s'oppose à la rupture suivant un plan passant par l'axe du cylindre.

En réalité, le métal de l'enveloppe d'un corps de chaudière est soumis à des tensions multiples, les unes déterminables par le calcul et les autres indéterminables; la formule du règlement actuel néglige donc un grand nombre d'efforts secondaires et c'est l'une des raisons pour lesquelles le règlement a imposé un coefficient de sécurité de 4 à 4,5.

2) *Formule de Lamé.*

Lorsque l'épaisseur augmente, la tension circonférencielle précitée varie notablement de la fibre intérieure à la fibre extérieure.

La théorie de l'élasticité démontre que la tension est la plus grande à la fibre intérieure et que l'épaisseur nécessaire pour la limitation de la tension circonférencielle de la fibre intérieure est donnée par la formule

$$e = \frac{r_i}{b}\left[\sqrt{\frac{\frac{t}{a}+p}{\frac{t}{a}-p}} - 1\right]$$

dans laquelle r_i représente le rayon intérieur du cylindre.

Les formules précédentes ne font intervenir que la première (la plus grande) des trois tensions principales (respectivement circonférencielle, radiale et longitudinale) caractéristiques en tout point de l'état élastique de la matière dans le cas qui nous occupe. On sait qu'avec un tel état élastique, dit triple, comme d'ailleurs aussi dans un état élastique double, on ne peut pas juger de la sécurité par la considération de cette seule tension, mais qu'il faut y substituer une tension *idéale*, celle d'un état élastique simple de comparaison, considéré comme équivalent au point de vue de la résistance que l'on peut attendre de la matière. On sait aussi que les opinions diffèrent sur les conditions de cette équivalence et par suite sur la valeur que l'on doit attribuer à cette tension idéale en fonction des tensions réelles.

Les deux formules suivantes sont basées sur les deux premières conceptions qui ont eu cours à cet égard.

3) *Formule de Bach.*

La formule de Bach est déduite de la théorie de St-Venant d'après laquelle on doit prendre comme tension idéale de comparaison, celle qui, dans un état élastique simple, donnerait le même maximum d'allongement que le système des trois tensions simultanées de l'état élastique triple.

En appelant η, le coefficient de Poisson, cette formule est :

$$e = \frac{r_i}{b}\left[\sqrt{\frac{\frac{t}{a}+p(1-2\eta)}{\frac{t}{a}-p(1+\eta)}} - 1\right]$$

et en admettant pour l'acier $\eta = 0{,}3$, la formule devient :

$$e = \frac{r_i}{b}\left[\sqrt{\frac{\frac{t}{a}+0{,}4\,p}{\frac{t}{a}-1{,}3\,p}} - 1\right]$$

4) *Formule déduite de la loi de Guest.*

D'après Guest, on doit prendre comme tension idéale de l'état élastique simple équivalent, celle qui implique dans la section où elle se produit (section bissectrice des sections principales extrêmes) le même maximum de cisaillement ou tension composante tangentielle, que le système des trois tensions réelles.

On trouve alors comme formule :

$$e = \frac{r_i}{b}\left[\sqrt{\frac{\frac{t}{a}}{\frac{t}{a}-2\,p}} - 1\right]$$

Les formules 2, 3 et 4 sont simplifiées en ce qu'elles supposent une pression extérieure nulle et une pression intérieure égale à celle dite effective (tension de la vapeur diminuée d'un kilogramme par cm²).

PARAGRAPHE B.

Tensions secondaires.

Les tensions principales dont tiennent compte les formules 3 et 4, sont les tensions dites primaires, c'est-à-dire celles produites par le seul facteur, pression intérieure.

Rappelons qu'elles sont :

a) la tension circonférencielle, tension positive ou de traction, croissant de l'extérieur à l'intérieur du corps cylindrique;

b) la tension radiale, tension négative ou de compression, égale à p à la fibre intérieure et nulle à la fibre extérieure;

c) la tension longitudinale, tension positive ou de traction, qui est due à l'action de la pression sur les fonds et qui est constante dans l'épaisseur.

A ces tensions principales, s'ajoutent dans les corps des chaudières multitubulaires, des tensions secondaires sur lesquelles nous allons donner quelques détails.

Dans un mémoire présenté au Congrès international de Mécanique générale tenu à Liége en 1930, MM. Damas et Tulcinski ont calculé quelques-unes de ces tensions secondaires :

1°) du fait que la température du métal diminue dans un corps de chaudière de la fibre extérieure à la fibre intérieure, la fibre intérieure est soumise à une traction circonférencielle qui s'ajoute à la traction *a* circonférencielle et la fibre extérieure est soumise à une compression qui se déduit de la traction *a* circonférencielle. Dans le cas d'un récipient de vapeur, la fibre intérieure est la plus chaude et sa traction se trouve réduite de la valeur de cette tension secondaire. Dans un corps de chaudière protégé des gaz chauds, cette tension varie de 1 à 2 kgs par mm²;

2°) les corps des chaudières à haute pression pèsent fréquemment plusieurs dizaines de tonnes; ces corps sont supportés seulement en quelques points et fléchissent entre ces appuis. Il en résulte des efforts de flexion, dont l'évaluation se prête très mal au calcul et qui peuvent cependant atteindre une valeur très importante;

3°) à l'endroit du mandrinage, le métal du corps cylindrique supporte non seulement la fatigue spéciale due au mandrinage, mais également l'effort de la pression de la vapeur sur la paroi intérieure du tube. Il en résulte des tensions secondaires qui s'ajoutent à *a* et à *c* et qui, moyennant quelques hypothèses, ont pu être calculées par les auteurs; dans les exemples cités par eux, elles varient de 3 kgs 4 à 6 kgs 6 par mm².

Il convient de retenir de cet examen que parmi les tensions secondaires, les unes sont proportionnelles à la pression et les autres sont indépendantes de la pression.

* * *

Dans une étude très fouillée présentée à la Commission permanente pour les appareils à vapeur, MM. Daubresse et Vinçotte considérant non plus des corps cylindriques géométriquement parfaits et en matériaux homogènes, mais des corps cylindriques et

des fonds bombés de la pratique courante, ont mentionné les causes suivantes de production de tensions secondaires :

1°) la différence entre la forme réelle et les formes simples sur lesquelles sont basées les formules réglementaires; pour une enveloppe cylindrique, la formule réglementaire suppose que la section droite est rigoureusement circulaire, alors que l'exécution pratique s'en écarte immanquablement dans une certaine mesure.

Le calcul peut aisément démontrer que si la section droite du cylindre est elliptique et que la différence des deux axes atteint la valeur de l'épaisseur de la paroi, la tension circonférencielle peut être triplée.

Des irrégularités locales peuvent produire des effets considérables. C'est ainsi que l'un des auteurs a eu l'occasion de constater à l'extensomètre que les fibres extérieures d'un réservoir soudé, pressé intérieurement, étaient, dans une irrégularité voisine de la ligne de soudure, soumises, non pas à une traction, mais à une compression circonférencielle; on peut juger par là du taux élevé de la traction circonférencielle des fibres intérieures;

2°) l'effet des découpures au bord desquelles la théorie de l'élasticité démontre que dans les matériaux élastiques, la tension peut facilement atteindre trois fois la tension qui existe en pleine tôle;

3°) les simplifications faites par les prescriptions réglementaires en ce qui concerne la forme des appareils. Ainsi, les fonds bombés des corps cylindriques sont calculés comme s'ils constituaient des demi-sphères entières, alors que leur section diamétrale a parfois la forme d'une ellipse ou, plus souvent, d'une série de surfaces courbes se raccordant plus ou moins graduellement les unes aux autres et terminées par un bord cylindrique;

4°) le mandrinage, déjà cité, produit un écrouissage dans un anneau autour du trou; cet anneau est comprimé par le métal qui l'entoure et ce dernier est, par contre, soumis à une traction. Le mandrinage provoque ainsi des tensions internes qui s'ajoutent aux tensions dues à l'action de la pression;

5°) les tensions initiales résultant, soit des opérations de laminage ou de forgeage, soit des opérations de chaudronnerie propre-

ment dites. Les tensions dues à ces causes sont probablement l'origine de bien des ruptures, qui sont inexplicables par l'action des phénomènes dont l'existence est connue. Il peut parfaitement arriver que les tensions initiales soient précisément engendrées dans les zones et suivant les axes où leur présence est la plus dangereuse.

Il convient de noter que généralement, ces tensions élevées sont locales, ce qui est heureux. Lorsqu'elles atteignent ou dépassent la limite apparente élastique, les allongements qu'elles provoquent, prennent de telles proportions que le métal des régions voisines intervient et empêche souvent ces tensions élevées et locales de dépasser notablement la limite élastique.

Les auteurs précités estiment que dans un appareil bien étudié et bien construit, à l'aide de bons matériaux, il n'est pas exagéré d'admettre que la sollicitation réelle peut facilement être égale à deux fois celle calculée par les formules réglementaires.

Ils ajoutent que le *coefficient de sécurité élevé* que le règlement actuel applique *à la charge de rupture*, a pour but de tenir compte :

1°) de la différence qui existe entre les efforts réels et les efforts calculés par les méthodes simples employées;

2°) de la différence qui existe entre les propriétés réelles des matériaux utilisés et les propriétés qu'on leur attribue, notamment quand les propriétés ont été déterminées sur des éprouvettes normalisées;

3°) de l'ignorance où nous sommes de certaines propriétés des matériaux employés;

4°) de ce que la sollicitation de l'appareil doit en tous cas être inférieure à celle qui peut produire la rupture même différée;

5°) de ce que la sollicitation de l'appareil ne peut produire de déformation importante, laquelle pourrait compromettre, par exemple, l'étanchéité des rivures.

PARAGRAPHE C.

Nous avons jugé utile de rappeler ces faits, afin de montrer la prudence qui s'impose dans le calcul des chaudières à haute pression où les données d'expérience sont peu nombreuses.

Avant de tirer des conclusions pour les appareils à haute pression, il est fort important de savoir comment ceux qui ont étudié les aciers à haute température conseillent d'utiliser les données qu'ils ont publiées, c'est-à-dire comment ils conseillent de choisir les tensions admises pratiquement.

a) La firme Krupp adopte dans la formule de Bach pour les enveloppes cylindriques, comme tension de calcul, les limites élastiques des tableaux de Fischer correspondant à la température de saturation de la vapeur, divisées par 2,35. (Le coefficient de sécurité 4, que le règlement actuel applique à la charge de rupture, correspond très sensiblement au coefficient de sécurité 2,35 appliqué à la limite élastique apparente.)

b) Galibourg et Pomp n'ont, à notre connaissance, pas indiqué la tension qu'on pouvait admettre dans les pièces.

c) Hatfield considère que l'on peut admettre une *tension effective*, égale aux deux tiers de la tension qu'il a appelée « Time Yield ».

d) Le Laboratoire national anglais conseille de prendre pour la *tension effective* de service, une tension égale au tiers de la « Limiting creep stress ».

e) Baumann, de la Société Vickers, propose de baser les calculs sur la tension correspondant à une certaine vitesse d'allongement (« Creep rate »), considérée comme admissible et dont la valeur est estimée différemment suivant les cas. A titre d'exemples, Baumann considère comme normales :

une vitesse d'allongement de $\frac{1}{10^9}$ pour les disques de turbines calés à la presse sur l'arbre;

une vitesse d'allongement de $\frac{1}{10^8}$ pour les boulons et brides boulonnées;

une vitesse d'allongement de $\frac{1}{10^7}$. pour les tuyauteries de vapeur et les tubes de chaudières.

Toutefois, Baumann fixe la moitié de la limite de proportionnalité L P, résultant d'un essai de courte durée, comme limite maximum ne pouvant être dépassée en aucun cas. Pratiquement, cela revient à prendre directement cette dernière limite jusqu'à une température généralement située entre 400 et 500° et à prendre au delà de cette température, la tension correspondant au « creep rate » précité.

Pour l'acier à 44 kgs et à 0,15 % de carbone, la rencontre des deux courbes (moitié de la limite proportionnelle et « Creep rate » 10^{-7}) a lieu vers 480°.

Quoique la proposition de Baumann soit très intéressante, puisqu'elle s'appuie pour les aciers au carbone jusque vers 480°, sur des essais courts, nous n'avons pu la retenir pour les trois raisons suivantes :

1°) Baumann fait entrer dans ses calculs, entre autres la limite de proportionnalité; nous estimons qu'il convient pour les calculs de résistance à haute température de ne pas prendre cette limite en considération, parce qu'elle dépend dans une trop forte mesure de la sensibilité des appareils employés;

2°) Baumann ne semble pas tenir compte de la différence entre la tension réelle ou effective et la tension calculée, ce qui paraît illogique, sauf dans le cas de pièces pour lesquelles le calcul peut être fait très exactement;

3°) Les tensions qui, d'après Baumann, provoquent une vitesse d'allongement de $\frac{1}{10^7}$ par heure sont notablement inférieures à celles qui, d'après le Laboratoire national anglais, produisent une vitesse d'allongement de $\frac{1}{2{,}4 \times 10^6}$ par heure après 30 jours d'application, ce qui paraît contradictoire.

f) De l'ouvrage de Tapsell déjà cité, sur « The Creep of metals », nous extrayons le tableau suivant, très intéressant, qui donne les *valeurs comparatives* de la tension de travail pour de l'acier demi-dur *au-dessus* de 400°, sur la base d'une tension de travail de 4 tonnes par pouce carré (ou 6,3 kgs/mm²) à 400° C.

Expérimentateurs.	Désignation de la limite d'écoulement qui sert de base à la fixation de la tension de travail.	Type d'essai.	Tension de travail à différentes températures, en tonnes par pouce carré. 425°.	450°.	475°.	500°.	525°.
Lea.	Creep limit.	Short time	2,9	2,25	1,7	1,25	0,95
Cournot et Savagewa.	Limit of viscosity.	Id.	3,05	2,4	1,95	1,6	1,3
Pomp et Damen.	Dauerstand-festigkeit.	Id.	3,5	3,05	2,4	1,65	—
Wiberg.	Idem.	Id.	3,1	2,45	1,9	1,4	1,0
Hatfield.	Time Yield.	Id.	3,45	3,0	2,5	2,0	1,6
Tapsell.	Limiting creep Stress.	Long time	3,15	2,5	1,85	1,3	0,85
French.	Stress corresponding to 0,1 % déformation in 1.000 hours.	Id.	3,35	2,85	2,4	2,0	0,65
Kanter et Spring.	Stress corresponding to 1 % déformation in 10 years. (Cast Steel Only).	Id.	3,5	2,8	2,1	1,55	1,0
Bailey.	—	Id.	3,1	2,5	1,9	1,45	1,05
Valeurs moyennes (1)			3,21	2,64	2,10	1,60	1,06

PARAGRAPHE D.

Comme points de départ, la sous-commission a admis :

1°) que jusqu'à la température de 250° dans la tôle, l'expérience démontre qu'on peut conserver la formule simple de l'ancien règlement : $e = \frac{p\,d}{2\,b\,\frac{t}{a}}$

p étant exprimé en kgs par mm²;

2°) qu'à 400°, conformément à l'opinion de M. Vinçotte, l'expérience semble démontrer que pour l'acier à 38 kgs/mm², on peut, dans le calcul des réservoirs assécheurs, admettre la même formule simple dans laquelle $\frac{t}{a}$ ne serait qu'environ 4 kgs

(1) Ne comprenant pas les résultats de Bailey et de Kanter et Spring.

par mm² (cas des rivures à double couvre-joint), au maximum 4,2 kgs/mm²;

3°) qu'à 450°, il semble bien que pour le même acier et les mêmes appareils, il faille se borner à environ 2,5 kgs/mm² pour $\frac{t}{a}$;

4°) qu'en vue d'éviter le danger de recristallisation des aciers extra doux, il convient d'exiger dans les appareils à haute pression que l'acier ait au moins une charge de rupture de 38 kgs/mm² à la température ordinaire;

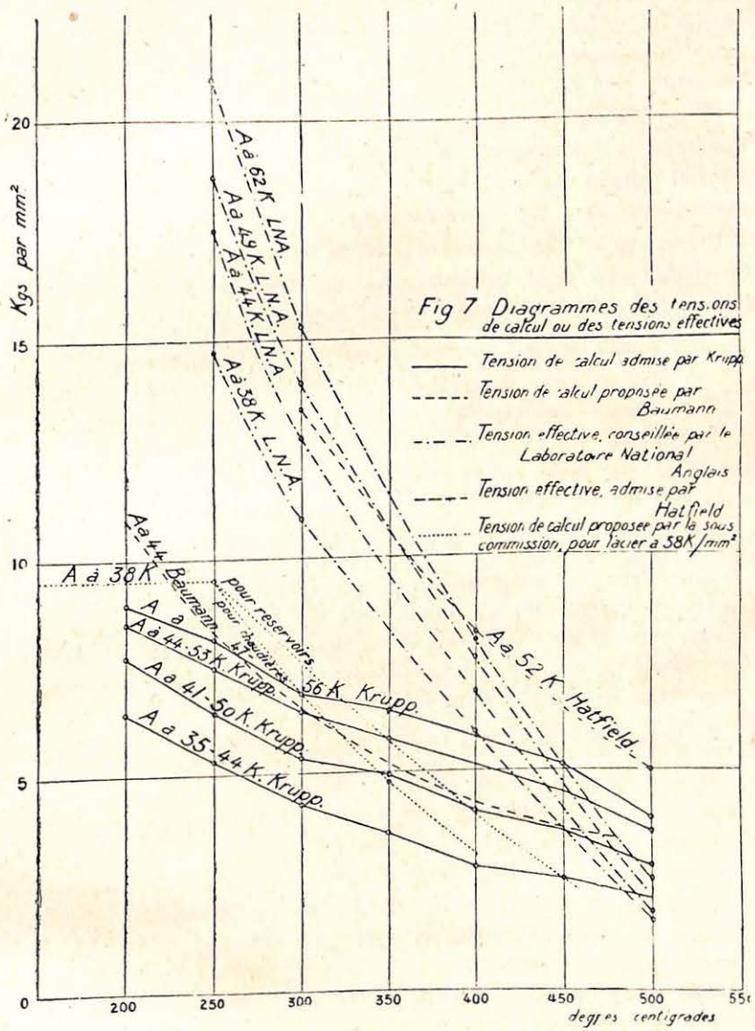
5°) qu'il convient que la nouvelle formule qui sera proposée donne à 250° la même épaisseur que la formule de l'ancien règlement.

La sous-commission a estimé que les résultats des essais de faible durée (Krupp-Galibourg) ne pouvant être admis pour toutes les températures auxquelles l'acier au carbone est employé actuellement dans les appareils à vapeur (température voisine de 450°), ces essais ne pouvaient servir de base à la nouvelle formule.

Quoique les résultats des essais de Pomp soient très intéressants, leur allure au-dessus de 400° a porté la sous-commission à ne pas les retenir actuellement; elle espère que de nouvelles recherches permettront à l'avenir d'utiliser ces résultats, qui présentent l'avantage de n'exiger que des essais de 6 heures.

Quant aux essais de Hatfield, tout en reconnaissant leur grande valeur et tout en appréciant la grande utilité qu'il y aurait à pouvoir se baser sur des essais de 72 heures (Hatfield) au lieu d'essais de 50 jours (Laboratoire national anglais), la sous-commission a estimé qu'au-dessus de 400° environ, les tensions déduites des essais de Hatfield étaient trop élevées, mais elle a noté que sous 400°, les tensions indiquées par Hatfield coïncidaient avec celles fournies par le L. N. A. ou leur étaient légèrement inférieures (voir sur la fig. 7 les courbes A à 52 kgs Hatfield et A à 49 kgs L. N. A.).

Pour toute l'étendue des températures auxquelles les aciers au carbone sont employés, il ne reste à considérer *à l'heure actuelle* que les diagrammes déduits des essais du Laboratoire national anglais.



A) *Récipients-assécheurs.*

Sur la fig. 7, nous avons tracé les diagrammes de la tension effective, conseillée par le Laboratoire national anglais. Cette tension effective ne peut être introduite dans les formules de calcul des épaisseurs, sans avoir été divisée par un certain coefficient de sécurité.

Ce coefficient est absolument nécessaire pour tenir compte notamment de l'écart entre la tension réelle dans la pièce et la tension calculée et de l'écart entre les propriétés du matériau employé et celles du matériau essayé, préalablement normalisé.

Reprenons les valeurs admises par la sous-commission au début du paragraphe D et comparons-les aux tensions effectives conseillées par le Laboratoire national anglais.

Acier à 38 kgs/mm².

Température du métal.	Tension de calcul admise par la sous-commission.	Tension conseillée par le L.N.A.	Rapport.
250°	9,5	14,7	1,55
400°	4,0	5,8	1,45
450°	2,5	3,85	1,54

soit en moyenne un coefficient de sécurité de 1,5.

Généralisant cette conclusion, la sous-commission propose d'admettre provisoirement dans le calcul des réservoirs de vapeur, comme tension de calcul, les deux tiers de la tension effective conseillée par le L. N. A., c'est-à-dire les 2/9 de la « Limiting creep stress » définie par ce laboratoire.

M. Legein a signalé que la formule :

$$\theta = \frac{R}{a} \frac{(550-t)\,(1200-t)}{285.000}$$

dans laquelle :

R = charge de rupture à la température ordinaire,
a = coefficient de sécurité du règlement actuel,
t = température du métal,

répondait exactement aux principes admis comme points de départ de ce paragraphe D aux pages 23 et 24 de la note.

Cette formule donne d'ailleurs des résultats très voisins de ceux qu'on obtient en prenant les 2/9 de la « Limiting creep stress », ainsi que le montre le tableau suivant des tensions de calcul θ_1 obtenues en prenant les 2/9 de la « Creep limit » et θ_2 déduites de l'équation de M. Legein.

Températures en degrés C.	Acier à 38 kgs		Acier à 44 kgs		Acier à 49 kgs	
	θ 1	θ 2	θ 1	θ 2	θ 1	θ 2
250	9,8	9,5	11,6	11	12,4	12,25
300	7,3	7,5	8,5	8,7	9,3	9,7
350	5,5	5,7	6,3	6,6	7,1	7,3
400	3,9	4,0	4,5	4,7	5,5	5,2
450	2,6	2,5	3,0	2,9	3,4	3,2
500	1,2	1,16	1,5	1,35	1,7	1,5

La sous-commission s'est ralliée à la formule de M. Legein.

En présence des divergences des résultats obtenus par les expérimentateurs sur les aciers au carbone au delà de 450° d'une part et des faibles résistances unitaires de ces aciers au delà de 460° d'autre part, la sous-commission estime que les aciers au carbone ne devraient pas être utilisés au delà de 460°.

La température t à introduire dans l'équation de θ est la température normale de fonctionnement du réservoir, mais la sous-commission estime que les tensions ainsi déterminées permettent un certain dépassement temporaire de cette température sans danger de compromettre la sécurité.

Nous reviendrons plus loin sur la formule de calcul.

B) *Corps cylindriques de chaudières.*

Si les fortes surchauffes (pour fixer les idées, disons les surchauffes supérieures à 350°) sont employées depuis de nombreuses années, il n'en est pas de même des fortes pressions : les installations de chaudières à plus de 50 kgs (températures de saturation égale à 264° seulement) ne sont pas très nombreuses et sont relativement récentes; celles à plus de 100 kgs (température = 310°) sont rares.

L'expérience des chaudières à haute pression est donc peu étendue et une très grande prudence s'impose dans le choix de la tension de calcul, car l'expérience des réservoirs-assécheurs de vapeur surchauffée ne peut pas s'appliquer sans réserves aux corps de chaudières. En effet, il y a dans ces derniers des tensions secondaires qui n'existent pas dans les réservoirs ou au moins

qui n'agissent pas défavorablement dans ces réservoirs; nous citerons : 1°) les tensions créées par la différence de température entre les fibres intérieures et les fibres extérieures, qui s'ajoutent aux tensions circonférencielles primaires des fibres intérieures (tandis que dans les assécheurs, elles se retranchent); 2°) les tensions de flexion dues au mode de suspension des corps de chaudières; 3°) les fatigues spéciales produites par le mandrinage des tubes et l'action de la pression de la vapeur à l'intérieur des tubes sur la partie mandrinée.

Il s'ensuit que le coefficient de sécurité à admettre dans le calcul des corps de chaudière devra être supérieur à celui des assécheurs. En outre, comme ces tensions secondaires particulières aux chaudières sont indépendantes de la pression (sauf la 2e partie du 3°), il faudra que ce coefficient de sécurité augmente avec la température.

Développons davantage ce dernier point :

Si nous admettons, à titre d'exemple, que la tension de dilatation soit 1 kgr./mm² (ce qui est souvent dépassé) et que la fatigue due au mandrinage ne soit que de 2 kgs/mm² avec l'acier à 38 kgrs, dont la fatigue calculée à 250° est de 9,5 kgs/mm², ces deux tensions supplémentaires porteront cette fatigue de 9,5 à 12,5 kgs/mm² et le coefficient de sécurité par rapport à la tension effective du L. N. A., tombera de $\frac{14,7}{9,5} = 1,55$ à $\frac{14,7}{12,5} = 1,17$. Mais à 350°, la fatigue calculée, qui est de $\frac{8,2}{1,5} = 5,5$ kgs, serait en réalité portée à 5,5 + 1 + 2, soit 8,5 kgs par le fait de ces deux tensions secondaires, c'est-à-dire qu'il n'y aurait plus de coefficient de sécurité.

Cet exemple montre qu'il est de toute nécessité pour les corps de chaudières, d'augmenter le coefficient de sécurité au fur et à mesure que la température s'élève si l'on veut garder la même sécurité qu'à 250°.

Quant à déterminer comment ce coefficient de sécurité doit croître, nous reconnaissons que l'expérience ne nous fournit que bien peu d'éléments et si nous essayons de calculer cet accroissement par un raisonnement, nous entrons en plein dans les hypothèses arbitraires.

A titre d'exemples, essayons de déterminer le coefficient de sécurité à appliquer aux tensions effectives du L. N. A. à 350°, pour que la tension de calcul augmentée de 1, ou de 2, ou de 3 kgs/mm² de tensions secondaires donne la même sécurité qu'à 250°.

A 250°, les coefficients de sécurité pour les trois sortes d'acier sont respectivement :

avec 1 kgr./mm² de tensions supplémentaires :

$$k_1 = \frac{14,7}{9,5+1} = 1,40 \qquad \frac{17,5}{11+1} = 1,45 \qquad \frac{18,7}{12,25+1} = 1,41;$$

avec 2 kgs/mm² de tensions supplémentaires :

$$k_2 = \frac{14,7}{9,5+2} = 1,28 \qquad \frac{17,5}{11+2} = 1,34 \qquad \frac{18,7}{12,25+2} = 1,31;$$

avec 3 kgs/mm² de tensions supplémentaires :

$$k_3 = \frac{14,7}{9,5+3} = 1,17 \qquad \frac{17,5}{11+3} = 1,25 \qquad \frac{18,7}{12,25+3} = 1,22;$$

soit en moyenne $k_1 = 1,4$, $k_2 = 1,3$ et $k_3 = 1,2$.

A 350°, un calcul inverse conduira à la tension de calcul :

avec 1 kgr./mm² de tensions supplémentaires :

$$\frac{8,2}{1,4} - 1 = 4,85 \qquad \frac{9,5}{1,4} - 1 = 5,8 \qquad \frac{10,7}{1,4} - 1 = 6,7;$$

avec 2 kgs/mm² de tensions supplémentaires :

$$\frac{8,2}{1,3} - 2 = 4,3 \qquad \frac{9,5}{1,3} - 2 = 5,3 \qquad \frac{10,7}{1,3} - 2 = 6,2;$$

avec 3 kgs/mm² de tensions supplémentaires :

$$\frac{8,2}{1,2} - 3 = 3,8 \qquad \frac{9,5}{1,2} - 3 = 4,9 \qquad \frac{10,7}{1,2} - 3 = 5,9.$$

Par rapport aux tensions effectives du L. N. A., ces tensions de calcul supposent les coefficients de sécurité suivants :

$$k'_1 = \frac{8,2}{4,85} = 1,69 \qquad \frac{9,5}{5,8} = 1,64 \qquad \frac{10,7}{6,7} = 1,60;$$

$$k'_2 = \frac{8,2}{4,3} = 1,91 \qquad \frac{9,5}{5,3} = 1,89 \qquad \frac{10,7}{6,2} = 1,73;$$

$$k'_3 = \frac{8,2}{3,8} = 2,1 \qquad \frac{9,5}{4,9} = 2,04 \qquad \frac{10,7}{5,9} = 1,82.$$

Après examen de ce tableau, la sous-commission propose d'admettre à 350° provisoirement un coefficient de sécurité de 1,8 au lieu de 1,5 à 250° et de faire croître le coefficient de sécurité proportionnellement à la température, de 250 à 400°; l'avenir nous apprendra si ce coefficient est trop fort ou trop faible.

La formule

$$\theta = \frac{R}{a} \frac{(550-t)\,(1200-t)}{285.000}$$

donnant la tension de calcul pour les réservoirs-assécheurs serait remplacée par la formule

$$\theta' = \frac{R}{a\,[(1+0.002\,(t-250)]} \times \frac{(550-t)(1200-t)}{285.000}$$

A titre de comparaison, pour une chaudière à 100 kgs/c², rapprochons cette tension θ', de la tension θ'' admise par la firme Krupp. A 100 kgs/c², t_s est égale à 310° et t de la tôle, d'après la sous-commission, est égal à 330°.

θ' pour 330° et pour l'acier à 44 kgs, est égale à

$$\frac{44}{4\,[(1+0.002(330-250)]} \times \frac{(550-330)(1200-330)}{285.000}$$

$$= \mathbf{6,37\ kgs/mm^2}.$$

θ'' pour 310° et pour l'acier à 44 kgs, est égale à 6,35 kgs/mm².

Pour la même pression, mais avec de l'acier à 38 kgs/mm², on trouve :

$\theta' = 5,5$ kgs/mm²;

$\theta'' = 4,4$ kgs/mm².

C) *Choix de la formule de calcul.*

Il convient de noter tout d'abord que les formules de calcul indiquées sous les nos 2, 3 et 4 du paragraphe A de ce chapitre sont toutes basées sur les déformations élastiques du métal et qu'elles ignorent les écoulements visqueux qui se produisent aux températures élevées. Nous ignorons comment ces écoulements modifient les conclusions de la théorie de l'élasticité, mais nous pouvons raisonnablement supposer qu'ils tendent à uniformiser les tensions dans l'épaisseur du métal.

Appliquons les quatre formules indiquées dans le paragraphe A au cas d'un corps cylindrique de chaudière de 1 mètre de diamètre intérieur, en acier de 44 kgs/mm², dont le coefficient b de déforcement est de 0,50 et dont le métal est porté successivement à 250°, 300°, 330°, 350°. Nous dresserons ainsi le tableau suivant :

p. kgs/cm²	Tempér. de la vapeur saturée.	Tension de calcul. kgs/mm²	Formule du règlement actuel. mm.	Formule de Lamé. mm.	Formule de Bach. mm.	Formule déduite de la loi de Guest. mm.
27,4	230°	11	24,9	24,7	21,8	26,0
64,2	280°	7,9	81,3	84,6	79,0	92,7
99,4	310°	6,4	155,3	169,5	153,6	204,4
129,8	330°	5,5	235,6	272,4	257,0	377,2

Ce tableau montre que la formule du règlement actuel pourrait être employée sans danger jusqu'à la pression de 100 kgs/c².

La sous-commission propose de conserver la formule simple du règlement actuel, même au delà de 100 kgs/c².

D) *Emploi des aciers au Ni, Cr, W, etc.*

Tout ce qui précède se rapporte aux aciers au carbone.

Malgré toutes les études déjà publiées sur les aciers spéciaux, il n'est pas possible à l'heure actuelle de donner des formules de calcul applicables à ces aciers spéciaux.

Pour les aciers autres que ceux au carbone, la sous-commission statuera sur chaque cas particulier qui lui sera soumis; provisoirement, elle appliquera les mêmes coefficients de sécurité que pour les aciers au carbone, à savoir :

1°) pour les assécheurs, 1,5 à la tension effective conseillée par le L. N. A., c'est-à-dire 4,5 au « Creep limit » de ce laboratoire; ou bien jusque 400°, 2,25 à la « Time Yield » définie par Hatfield;

2°) pour les chaudières, les coefficients de sécurité 1,5 ou 4,5 et 2,25 des assécheurs seront multipliés par $1+0,002\,(t-250)$, t étant la température du métal.

Afin de pouvoir statuer, la sous-commission devra recevoir du constructeur des résultats d'essais en nombre suffisant pour tra-

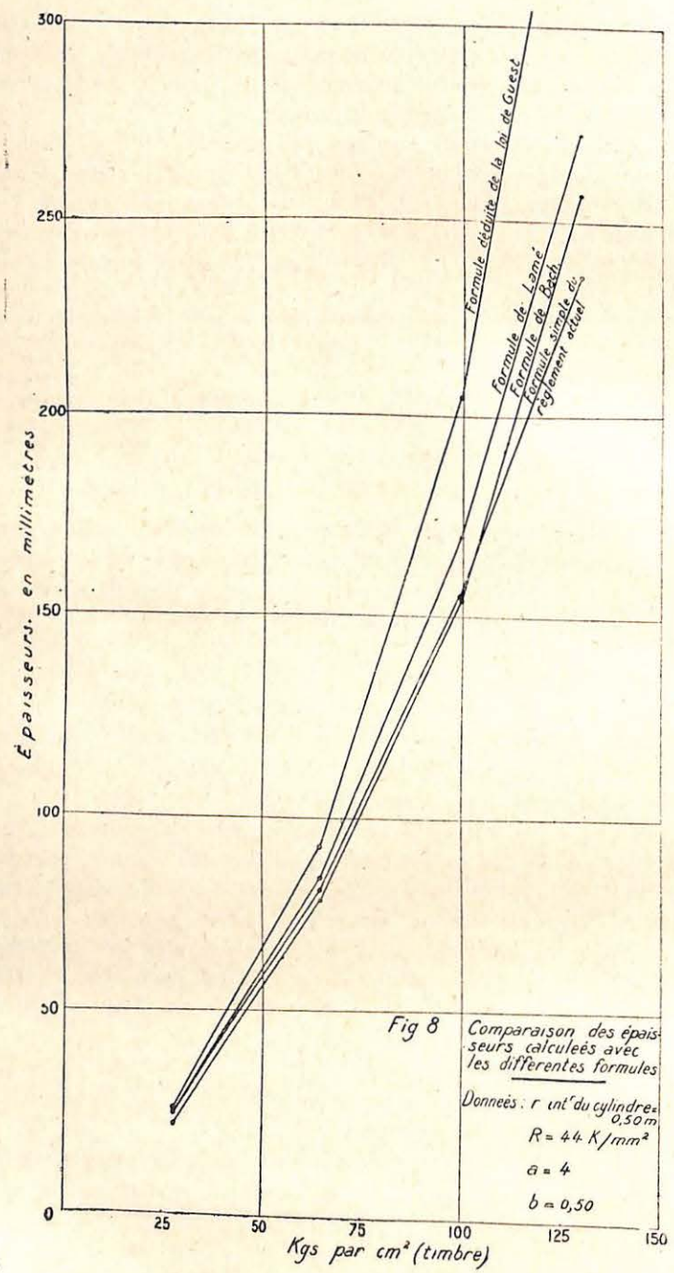


Fig 8 Comparaison des épaisseurs calculeés avec les differentes formules

cer le diagramme de la « Creep limit » ou de la « Time Yield » du métal mis en œuvre.

Tenant compte des difficultés que présentent des essais de 30 à 50 jours exécutés suivant la méthode du L. N. A., la sous-commission tient à faire remarquer dès maintenant qu'elle n'entend nullement exiger de tels essais pour toutes les tôles en aciers spéciaux des réservoirs destinés à être portées à plus de 400°. Elle se rallie à l'avis de Tapsell qui, dans l'ouvrage déjà cité, estime que pour un acier inconnu, un essai de 30 à 50 jours est nécessaire et suffisant pour édifier complètement sur la manière dont cet acier se comportera dans le temps et qui admet que pour des aciers connus (aciers au carbone ou aciers spéciaux à faible alliage), un essai de courte durée suivant la méthode de Hatfield est suffisant.

Mais au-dessus de 400°, la sous-commission appliquera à la « Time Yield » un coefficient de sécurité supérieur à 2,25 et déduit de la comparaison de la « Creep limit » et de la « Time Yield » des aciers au carbone, au-dessus de 400°.

E) *Cas des chaudières et des récipients fonctionnant actuellement à une température supérieure à 250°.*

Lorsque la Commission aura proposé un règlement pour le calcul des chaudières à haute pression et que ce règlement aura été accepté par Arrêté Ministériel, il conviendra qu'à la lumière des développements qui précèdent, les épaisseurs des chaudières et des récipients qui fonctionnent à plus de 250°, soient vérifiées par les fonctionnaires de l'inspection des chaudières.

Les dossiers des appareils qui ne satisferont pas au nouveau règlement seront transmis à la Commission, avec les observations des propriétaires et les avis des ingénieurs-chefs de service pour la surveillance des appareils à vapeur.

La sous-commission examinera ces dossiers et proposera à la Commission des tolérances ou des abaissements de timbre ou des abaissements de température de surchauffe.

Après cet examen, tout récipient ancien, comme tout récipient nouveau, portera sur sa plaque de timbre l'indication de sa température normale de fonctionnement.

Les Membres, *Le Secrétaire,*

P. Daubresse, F. Legein, R. Vinçotte. M. Guérin.

Bruxelles, le 28 avril 1932.

Note sur une installation d'épuration de gaz sulfureux servant à la fabrication d'acide sulfurique par le procédé de contact aux usines de Baelen de la Société de la Vieille Montagne

PAR

P. GERARD,

Ingénieur au Corps des Mines, à Hasselt.

En ces dernières années, la fabrication de l'acide sulfurique par le procédé dit « de contact » que le catalyseur soit le platine ou les oxydes de vanadium ou de fer, a pris de plus en plus d'extension.

On connaît le principe de ce procédé; il se trouve résumé dans sa forme la plus concise par les deux équations fondamentales :

$$2\ SO^2 + O^2 = 2\ SO^3$$
$$SO^3 + H^2O = H^2SO^4.$$

La première représente une action réversible entre les trois gaz anhydride sulfureux, oxygène et anhydride sulfurique. Pour une température donnée, il s'établit entre ces gaz un équilibre caractérisé par un degré d'oxydation bien déterminé; à 400-450° notamment, la combinaison de l'anhydride sulfureux et de l'oxygène est pratiquement totale et elle diminue quand la température s'élève pour devenir nulle à 1.000-1.100°. Malheureusement, aux températures intéressantes, c'est-à-dire qui correspondent à l'oxydation totale de l'anhydride sulfureux, la vitesse de réaction est excessivement réduite et c'est pour la rendre industrielle que l'on a recours à des catalyseurs conditionnés de manière à amorcer la réaction à des températures plus élevées (550 à 600°) et à la parfaire aux températures optima requises (400 à 450°).

Quant à la seconde équation, elle rend compte de la combinaison de l'anhydride sulfurique avec l'eau, en vue de la formation de l'acide sulfurique, opération qui, comme on le sait, se fait par l'intermédiaire de l'acide sulfurique concentré à 97-98 % de H^2SO^4, qui déversé sur les gaz oxydés en réalise la condensation totale par dissolution et transformation en acide sulfurique.

Le point délicat du procédé de fabrication de l'acide sulfurique par contact est le maintien à l'état actif du catalyseur. Quel que soit celui-ci, son action catalytique ne subsiste, en effet, que pour autant que les gaz qui viennent à son contact, soient très purs et notamment tout à fait exempts de certaines impuretés telles que l'arsenic, le fluor, le plomb, le mercure et qu'ils aient, en outre, été soumis à un séchage très complet. Lorsque les gaz sufureux admis dans les chambres de contact ne sont pas purs, le rendement de la transformation de l'anhydride sulfureux en anhydride sulfurique tombe rapidement et l'opération n'est plus économique. Le catalyseur est alors « empoisonné » et il ne retrouve son activité qu'après un traitement spécial, demandant un arrêt très important de la fabrication. La nécessité d'éviter cet inconvénient entraîne donc la sujétion d'une épuration très poussée des gaz sulfureux, avant leur envoi à la catalyse; épuiration qui est toutefois tout au profit de la qualité de l'acide produit.

Nous décrirons ici l'installation établie aux usines de la Vieille-Montagne à Baelen, pour réaliser une telle épuration

Cette installation, la première aussi complète en Belgique, est basée sur le principe de la précipitation électrique des poussières et des buées condensées en refroidissant les gaz. Elle fut réalisée par la « Lurgi Apparatebau Gesellschaft », de Francfort s/M., qui a repris les brevets *Cottrell* et *Moeller* pour l'Europe en 1914.

Rappelons brièvement le principe du procédé Cottrell-Moeller qui à l'heure actuelle, a reçu des applications nombreuses tant dans l'industrie chimique que dans l'industrie métallurgique (1). Sous l'influence d'un champ électrique intense, les

(1) Cfr. « Le procédé Cottrell-Moeller », par P. Ver Eecke, *Bulletin de la Fédération des Industries Chimiques de Belgique*, t. 7, nos 7, 8, 9 et 10, 1928.

molécules d'un gaz ou d'une vapeur s'ionisent c'est-à-dire que leurs électrons négatifs se séparent du noyau positif; or, les électrons négatifs libres attirés vers le pôle positif jouissent de la propriété d'entraîner toute particule rencontrée sur leur parcours; si donc on fait circuler entre des électrodes maintenues à une différence de potentiel élevée, des gaz chargés de poussières, celles-ci seront collectées vers l'électrode positive dont il suffira de les détacher pour les récolter par des procédés appropriés. Schématiquement, une installation Cottrell-Moeller est composée (fig. 1) d'un cylindre, précédé de carneaux

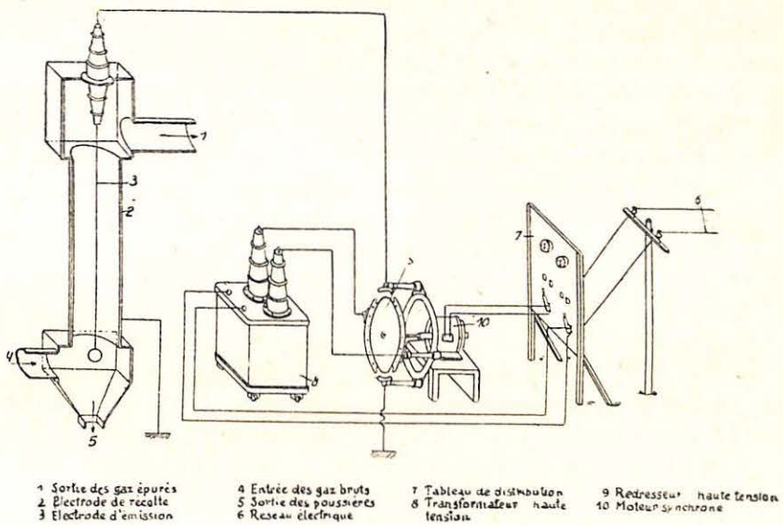


Fig 1

d'amenée des gaz bruts et suivi d'un collecteur de gaz épurés. cylindre dans l'axe duquel est tendu un conducteur émetteur. Celui-ci, isolé électriquement du cylindre, est relié à une source de courant continu à haute tension tandis que le cylindre est mis à la terre. L'espace libre est parcouru par les gaz chargés d'impuretés. Sous l'influence du champ électrique intense ainsi créé, les gaz s'ionisent et accrochent les particules de poussières qu'ils entraînent vers les parois du cylindre. Une fois

en contact avec celles-ci, les électrons négatifs se déchargent de leur électricité et libèrent les particules solides qui se déposent. Ces particules agglomérées en complexes tombent par gravité vers le point le plus bas de l'appareil ou sont détachées des parois par simple choc (1).

Voyons comment ces principes ont été mis en application dans le cas considéré.

Aux usines de Baelen, les gaz sulfureux servant à la fabrication de l'acide sulfurique par le procédé de contact, proviennent du grillage des blendes. Ce grillage exécuté dans des fours mécaniques de Spirlet, est poussé aussi loin que possible en vue du traitement de la blende grillée dans les fours Dwight-Lloyd de supergrillage de l'usine, d'après le procédé breveté par la Société de la Vieille-Montagne (2).

Les fours de Spirlet sont à quatre soles superposées de 5 m. 70 de diamètre, leur capacité de production est de 10 tonnes de blende grillée par jour. Les blendes traitées ont une teneur en soufre variant de 28 à 32 %, leur teneur en zinc varie de 48 à 50 %, la désulfuration est poussée jusqu'à laisser 3 à 4 % de soufre dans la blende grillée. Sauf pour l'allumage des fours, le grillage se fait sans apport de calories extérieures; l'allumage se fait à l'aide de bois d'abord, de charbon très maigre ensuite; les fumées produites à ce moment sont évacuées par une cheminée ad hoc.

Les fours de Spirlet sont réunis par groupe de trois à une unité de fabrication d'acide; la quantité de blende traitée par groupe et par jour correspond à 10 tonnes de soufre utilisable. Entre la chambre de catalyse de cette unité et les fours est établie l'installation d'épuration que nous décrirons et qui est schématisée au croquis ci-après (fig. 3).

Cette installation est calculée pour une production journalière de 30 tonnes d'acide sulfurique monoïde c'est-à-dire pour

(1) Une description d'une installation Cottrell-Moeller existant à la Société Métallurgique de Hoboken a fait l'objet d'un rapport administratif de M. Vrancken, Ingénieur en Chef-Directeur du 10e Arrondissement des Mines, *Annales des Mines de Belgique*, 1925, tome XXVI.

(2) Cfr. « Le supergrillage de la blende et ses divers modes d'application », par Eug. Prost, *Revue Universelle des Mines* du 15-10-1929, p. 238.

un débit de 3,25 m³/sec. de gaz à 6 % de SO^2 et à la température de 400°.

L'installation d'épuration comporte d'abord deux chambres de dépoussiérage — chambre mécanique de dépôt et chambre électrique Cottrell — parcourues par les gaz sortant des fours de Spirlet. Dans la première de ces chambres, où les poussières se déposent par gravité grâce aux variations de vitesse et de direction imposées au courant gazeux, on recueille une blende semi-grillée, peu riche en zinc, qui s'ajoute au minerai grillé pour être traitée aux fours Dwight-Lloyd de supergrillage.

La chambre électrique de dépoussiérage est du type Cottrell ordinaire, à électrodes collectrices constituées par des treillis de fil de fer; elle est pourvue d'un équipement de battage mécanique des fils d'émission tandis que le battage des treillis collecteurs se fait à la main. Cette chambre fonctionne sous une tension de 45.000 à 50.000 volts. Les gaz sulfureux y sont dépoussiérés à moins de 0,25 gr/m³, alors qu'à la sortie des fours ils contiennent de 5 à 12 gr. de poussières par mètre cube suivant le minerai traité. La composition du produit recueilli dans cette chambre varie fortement avec le minerai traité, il est composé en majeure partie de sulfates de plomb et de zinc et est traité aux fours à plomb de l'usine.

La température des gaz au moment de leur passage dans la chambre électrique de dépoussiérage varie de 350 à 400°; à cette température, certaines des impuretés les plus dangereuses, l'arsenic notamment, sont à l'état de vapeur et, conséquemment, ne sont pas retenues dans cette chambre. Leur élimination s'opère dans des tours de précipitation électrique dites tour de désarsénication. Mais avant leur admission dans ces tours, les gaz doivent être refroidis à une température inférieure au point de sublimation des acides arsénieux et divisés à l'état de brouillard. Ce refroidissement préalable s'opère en deux stades : les gaz passent d'abord dans une tour de refroidissement de construction analogue à celle d'une tour Glover ordinaire et dans laquelle se fait un ruissellement d'acide sulfurique froid, dilué à 55° Bé; puis à travers un serpentin, en tuyaux en plomb, arrosé extérieurement d'eau.

Ainsi refroidi à 35-40°, les gaz sufureux sont admis aux tours de désarsénication. L'épuration qui se fait dans ces tours est

fractionnée : une première purification se fait dans deux tours de désarsénication placées en parallèle ; puis, après avoir passé par une tour dite de défluoration, les gaz sont soumis à une seconde désarsénication dans quatre nouvelles tours, deux à deux en parallèle.

Les tours de désarsénication ainsi au nombre de six par installation d'épuration constituent le point délicat de celle-ci. Il est à noter, en effet, que ces tours travaillent dans des conditions tout à fait différentes des chambres ordinaires de dépoussiérage électrique, les gaz qu'elles reçoivent étant froids et humides.

Chaque tour de désarsénication, dont la figure 2 donne une vue d'ensemble, est constituée par la superposition de trois caisses parallélipipédiques en plomb, d'un volume total de 15,3 m³. L'appareil de précipitation proprement dit comporte des plaques en plomb faisant office d'électrodes positives entre lesquelles sont suspendus des fils à âme en cuivre entourée de plomb.

Dans les tours d'épuration primaire, les plaques sont placées perpendiculairement au courant gazeux tandis que dans chacune des tours d'épuration secondaires, ces plaques tout en étant plus rapprochées, sont disposées parallèlement au courant gazeux. Cette différence d'orientation assure un meilleur brassage des gaz et partant une meilleur épuration ; quant au plus grand écartement des plaques des tours d'épuration primaire, il se justifie par le fait que les gaz sont moins purs lors de leur admission dans ces tours, qu'à leur entrée dans les suivantes et qu'ainsi les risques de court-circuit sont plus grands dans les premières. Les tours de désarsénication sont pourvues de couvercles à ouverture vitrée par où on peut observer à n'importe quel moment, à l'aide d'une forte lampe d'éclairage y disposée, la distribution des gaz et l'efficacité de l'opération.

Chaque tour est, d'autre part, munie d'appareils automatiques de sécurité ; le déclanchement de l'interrupteur à maxima allume une lampe rouge et actionne une sirène avertisseuse. Le surveillant peut ainsi grâce à des cloches plongeantes à fermeture rapide, installées à l'entrée et à la sortie, isoler rapidement la tour où le déclanchement s'est produit.

L'arsenic est recueilli sous forme d'acide arsénieux et s'écoule au bas des tours d'où il entre dans le circuit d'acide servant à l'arrosage de la tour de refroidissement signalée ci-dessus. Aux

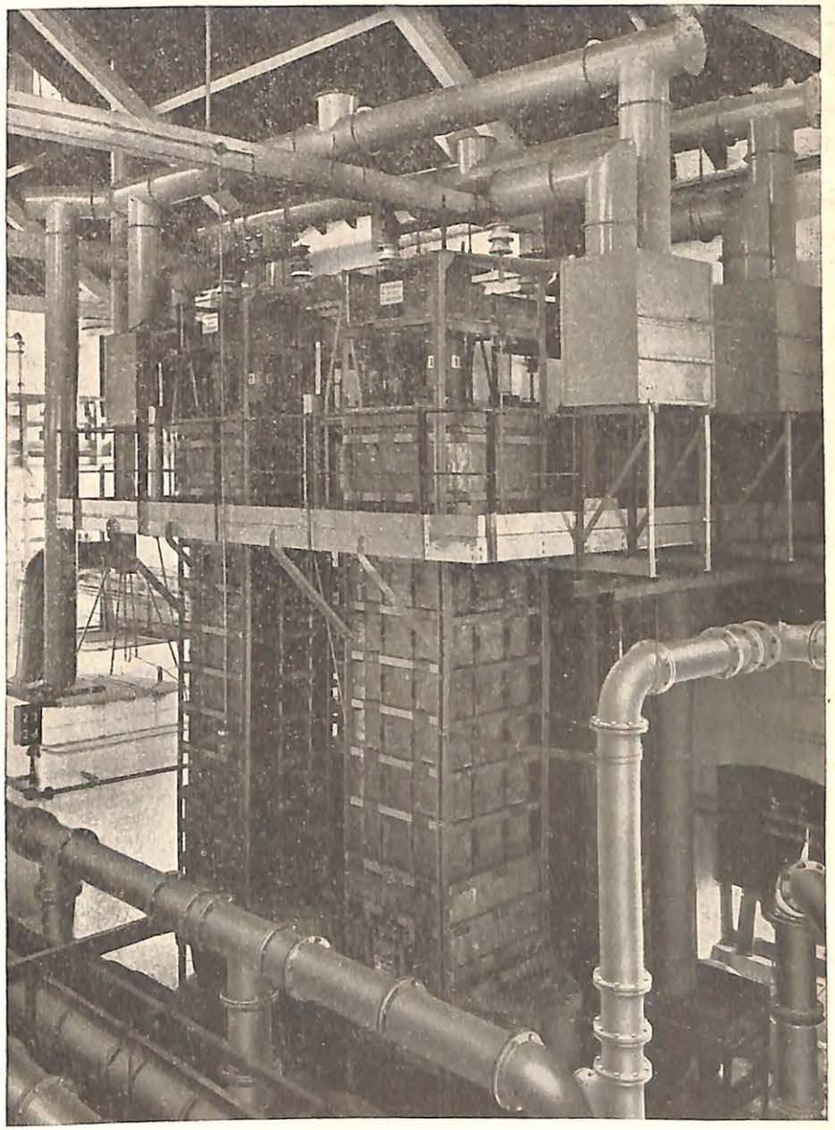


Fig. 2. — Tours de désarsénication

tours d'épuration primaire, une certaine quantité de boues contenant principalement du plomb et de l'arsenic est encore recueillie, ces schlamms sont entraînés dans un bac décanteur, d'où ils sont évacués périodiquement vers les fours à plomb. L'acide recueilli au bas des tours est à 25° Bé environ aux tours d'épuration primaire et à 10° Bé aux tours d'épuration secondaire; il reste en roulement dans le circuit d'arrosage de la tour de refroidissement jusqu'à ce que sa concentration en arsenic atteigne 1 à 1,5 gr./kg.

La tension de service des tours d'épuration secondaire varie de 45.000 à 50.000 volts; aux tours d'épuration primaire, elle ne dépasse pas 40.000 volts, les fils, dans ces dernières, se recouvrant encore d'un léger enduit de poussières.

Quant à la tour de défluoration, c'est une tour ordinaire, en plomb, que les gaz traversent de bas en haut et à la partie supérieure de laquelle est déversée de l'eau sous forme pulvérisée. Le fluor contenu dans les gaz sulfureux s'y dissout et est recueilli au bas de la tour sous forme d'acide fluorhydrique ou plutôt, ce à cause du revêtement en briques de la tour de refroidissement, sous forme d'acide fluo-silicique.

L'eau d'arrosage de la tour est évidemment laissée le plus longtemps possible en circuit fermé pour diminuer les pertes par entraînement d'anhydride sulfureux. Quand la teneur en fluor des gaz traités est faible, ce liquide à environ 2° Bé est ajouté de temps à autre à l'acide dilué ruisselant dans la tour de refroidissement précitée, ce qui supprime toute perte. Outre l'élimination complète du fluor, la tour de défluoration a aussi un heureux effet sur le second stade de la désarsénication; elle humidifie, en effet, les gaz qui la traversent et maintient ainsi l'arsenic qu'ils contiennent encore à l'état de brouillard, forme propice pour son élimination subséquente.

L'installation d'épuration proprement dite se complète par les appareils nécessaires pour sécher et ramener à la température optima de 400°, les gaz épurés qui sortent froids et humides des tours de désarsénication secondaire. Il est à noter toutefois que ces tours réalisent sous l'influence du courant à haute tension, un premier séchage des gaz car à cause du brassage des gaz provoqué par le phénomène du vent électrique, la vapeur d'eau forme avec les petites quantités de

SO^3 y contenues, de l'acide sulfurique dont le « brouillard » s'écoule le long des surfaces de récolte. C'est ainsi qu'à la sortie de ces tours, on obtient un gaz dont la teneur en vapeur d'eau est considérablement inférieure à celle qui correspond à la tension de vapeur à la température considérée. De cette manière, le fonctionnement de la tour de séchage dont le bon rendement doit être surveillé soigneusement, surtout dans le cas d'une masse catalytique, à base de vanadium, est considérablement facilité.

Le séchage final s'opère dans une tour remplie d'éléments triangulaires en grès artificiel assurant un contact efficace des gaz qui la traversent avec l'acide sulfurique concentré, déversé à sa partie supérieure.

Le réchauffage se fait dans un échangeur de chaleur du type tubulaire ordinaire dans lequel les gaz sulfureux oxydés chauds venant des caisses de contact se refroidissent en réchauffant les gaz épurés se rendant vers ces caisses.

Un appareil réchauffeur à combustion de charbon est prévu mais il est normalement hors circuit et n'est utilisé que lors de la mise en marche de l'unité pour apporter la chaleur nécessaire à l'amorçage de la réaction.

Quant au passage des gaz à travers les appareils décrits, il est assuré par un ventilateur centrifuge. Ce ventilateur, capable d'un débit de 150 m^3/minute, est placé à la suite de la tour de séchage; c'est, en effet, l'endroit le plus propice pour lui assurer un bon fonctionnement, les gaz au sortir de cette tour étant purs, froids et secs. Le ventilateur est protégé, du côté de l'aspiration, par une chaudière retenant les particules d'acide éventuellement entraînées par les gaz à leur sortie de la tour de séchage; du côté du refoulement, une seconde chaudière arrête l'huile éventuellement emportée par les gaz.

De l'échangeur de chaleur où ils sont refoulés par le ventilateur, les gaz passent aux deux chambres de contact de l'unité de fabrication. Ces chambres sont disposées en quantité, l'oxydation des gaz sulfureux s'y fait en employant, comme catalyseur, le vanadium disséminé sur des supports poreux.

A la sortie de ces chambres, les gaz oxydés après avoir été refroidis dans l'échangeur de chaleur susdit, gagnent la tour d'absorption où ils abandonnent leur anhydride sulfurique.

Cette partie de l'installation est identique aux installations ordinaires de fabrication d'acide sulfurique par le procédé de contact, nous ne la décrirons pas ici.

L'appareillage électrique nécessaire au fonctionnement des installations de purification est logé dans un bâtiment annexe à un étage. Il comprend, pour chaque unité de fabrication, deux équipements identiques, l'un établi au rez-de-chaussée et servant à l'alimentation de la chambre de dépoussiérage électrique; l'autre disposé à l'étage et alimentant les diverses tours de désarsénication.

Chacun de ces équipements comporte : *a)* un transformateur de 15 Kw. alimenté en courant alternatif par le réseau extérieur et faisant passer la tension du courant de 220 volts à 40.000, 45.000 ou 50.000 volts; *b)* un petit moteur synchrone de 0,6 HP. de puissance actionnant le redresseur mécanique qui transforme le courant alternatif à haute tension fourni par le transformateur en un courant unidirectionnel.

A chaque niveau du bâtiment existe, en outre, un équipement de réserve.

Un moteur synchrone de 0,26 HP. de puissance assure, d'autre part, le battage mécanique des fils d'émission de la chambre initiale de dépoussiérage électrique.

Résultats. — La première unité de fabrication d'acide par le procédé de contact, fut montée en 1928; à l'heure actuelle, cinq unités identiques sont en service et une sixième à laquelle sont raccordés quatre fours de Spirlet de même capacité que ceux décrits ci-dessus a été récemment mise en marche.

Dès leur mise au point, les appareils de purification ont donné complète satisfaction, tant au point de vue du degré de pureté de l'acide sulfurique obtenu qu'à celui du prix de revient. Aux essais de réception des chambres de dépoussiérage Cottrell des trois premières unités de fabrication, la puissance absorbée a été respectivement de :

Unité I : 6,62 Kw. pour un dépoussiérage poussé à 0,279 gr/m³;

Unité II : 8,10 Kw. pour un dépoussiérage poussé à 0,187 gr/m³;

Unité III : 8,62 Kw pour un dépoussiérage poussé à 0,2 gr/m³.

Ultérieurement, la puissance nécessaire au fonctionnement de ces chambres a varié de 6 à 8 Kw. pour un dépoussiérage allant de 0,18 à 0,45 gr/m³.

En ce qui concerne les tours de désarsénication, leur consommation d'énergie est fortement influencée par le degré d'humidité des gaz dépoussiérés qui y sont admis; la Société Lurgi garantit leur fonctionnement normal pour une puissance maxima de 5 Kw. Aux essais, l'ensemble des six tours de désarsénication que comporte chacune des trois premières unités a exigé une puissance respective de 2,68 Kw., 4,68 Kw. et 3,35 Kw; par la suite, ces appareils ont continué à absorber des puissances aussi faibles.

Les tours de désarsénication sont d'une efficacité remarquable; l'épreuve de Marsh exécutée sur l'eau dans laquelle le gaz épuré a barboté pendant trois jours à raison de 20 litres/heure, n'indique aucune trace d'arsenic.

L'installation réalisée qui supprime les filtres à coke et les dispositifs de lavage si encombrants assure donc une grande pureté des gaz admis aux chambres de contact; aussi a-t-on pu améliorer sensiblement le rendement moyen de transformation catalytique, lequel atteint jusque 97 %.

D'autre part, par suite de la faible perte de charge dans les appareils de désarsénication, une économie sérieuse est réalisée sur la consommation d'énergie exigée par le ventilateur. Pour les unités de fabrication actuellement en service, le ventilateur est actionné par un moteur électrique de 65 HP., mais ce moteur est trop puissant pour le travail qu'il doit fournir.

Enfin, signalons que les appareils décrits grâce aux dispositifs automatiques dont ils sont munis n'exigent presque aucune surveillance; pour l'ensemble des six unités que comporte le hall de fabrication d'acide par le procédé de contact, trois ouvriers suffisent à assurer la surveillance des appareils d'épuration.

En terminant cette note, nous tenons à remercier la direction des usines de Baelen ainsi que la Société Lurgi pour l'amabilité avec laquelle elles nous ont fourni les renseignements nécessaires à son élaboration.

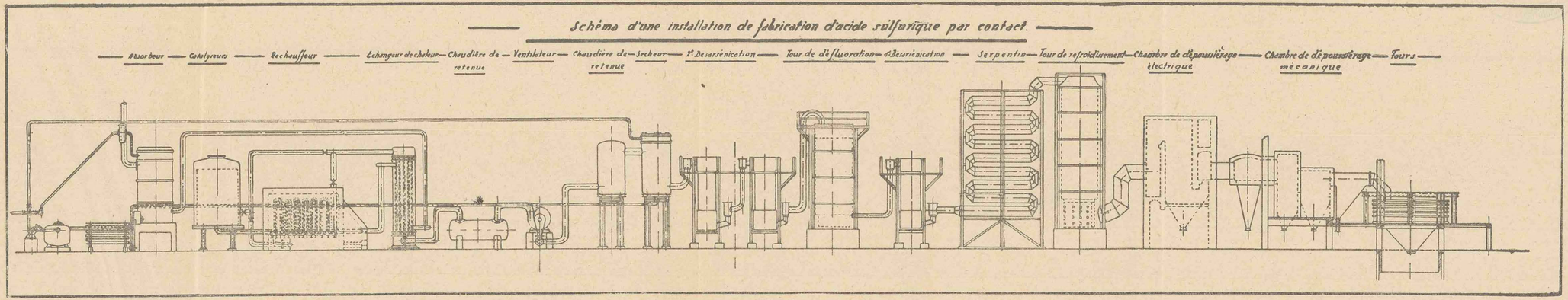

Schème d'une installation de fabrication d'acide sulfurique par contact.
Absorbeur
Catalyseurs
Réchauffeur
Échangeur de chaleur
Chaudière de retenue
Ventilateur
Chaudière de retenue
Sécheur
1re Désarsénication
Tour de défluoration
2e Désarsénication
Serpentin
Tour de refroidissement
Chambre de dépoussiérage électrique
Chambre de dépoussiérage mécanique
Fours

Fig. 3.

Aperçu sur l'activité des charbonnages du bassin houiller du Nord de la Belgique au cours du premier semestre 1932

PAR

M. J. VRANCKEN.

Ingénieur en Chef-Directeur du 10e Arrondissement des Mines à Hasselt.

1. — CONCESSION DE BEERINGEN-COURSEL.

Siège de Kleine Heide, à Coursel.

Les **travaux d'aménagement des puits** ont eu pour objet l'installation de nouvelles plates-formes d'encagement et de barrières aux recettes de 789 mètres. Au puits n° 1 (retour d'air), des guides de serrage en bois ont de plus été placés sous la recette inférieure et l'on a terminé le creusement d'un rampant d'aérage à l'accrochage Ouest de 727 mètres.

Les **travaux préparatoires de reconnaissance** ont consisté dans la poursuite du creusement des différents bouveaux principaux en travers-bancs et en direction.

A l'étage de 789 mètres, la longueur totale de ceux-ci a atteint 3.979m,70, après un avancement semestriel de 550m,60, au cours duquel le bouveau Nord, première direction, a recoupé les veinettes 65, 66 et 67, et le travers-bancs Est, les veinettes 69 à 66, toutes inexploitables.

A l'étage de 727 mètres, l'avancement total, qui a été de 532m,30, a porté la longueur totale des bouveaux à 2.717m,10; le bouveau Sud-Est n° 3 a recoupé la veine 71.

Les **travaux préparatoires d'exploitation**, dont la nature varie suivant les conditions de chaque chantier, ont consisté en puits

intérieurs, dits burquins, quand ils ne servent qu'à l'aérage, balances, de 4 mètres de diamètre intérieur et revêtues en claveaux, quand ils sont affectés au transport des produits; en bouveaux de recoupe ou à travers des failles, horizontaux ou montants; en bouveaux de contour au pied ou en tête des balances ou burquins; en montages ou grâles en veine et traçages.

Ces travaux ont eu comme objectif d'assurer la préparation ou le renouvellement d'exploitations :

dans le quartier Est, dans les veines 70 et 75;

dans le quartier Nord, dans les veines 59 à 64, réserve faite toutefois pour les veines 60 et 61, éventuellement inexploitables par suite d'une trop faible ouverture;

dans le quartier Sud, dans les veines 61, 62, 64 et 71.

La longueur totale des galeries en roche ainsi creusées au cours du semestre a été de 942^{m},55.

Comme *travaux préparatoires divers*, il faut encore signaler le creusement d'une remise à locomotives dans le contour Nord du puits n° 2 à 789 mètres, sur une longueur totale de 25^{m},20;

les amorces d'accrochage dans la balance Est n° 11 au passage des couches 71 et 72 et le prolongement de cette balance jusqu'au niveau de 820 mètres (hauteur totale, 95^{m},80).

Production du semestre : 317.830 tonnes.

Stock au 30 juin : 133.170 tonnes.

Exhaure journalier : 1.450 mètres cubes.

Aux **installations de surface**, on a exécuté les travaux et les modifications nécessaires pour porter la capacité horaire du lavoir à charbon à 200 tonnes.

A la cité ouvrière, on a poursuivi la construction de 38 maisons.

Le **personnel de la mine** se répartissait comme suit :

	Au 31-12-31.	Au 30-6-32.
Fond	2.937	2.777
Surface	870	860
Total	3.807	3.637

2. — CONCESSION DE HELCHTEREN.

Siège de Voort, à Zolder

Parmi les *travaux de premier établissement*, il convient de signaler l'aménagement de la chambre d'accrochage et des recettes du puits 2 à 800 mètres, qui assure actuellement la majeure partie de l'extraction; d'autre part, des passerelles d'encagement du personnel ont été placées à l'étage de 720 mètres au puits 1.

Travaux préparatoires.

Au Sud des puits, on a poursuivi le creusement des bouveaux principaux avec revêtement en claveaux de béton : le travers-bancs au Couchant a progressé de 25^{m},80 en direction Nord-Est, tandis que les travers-bancs Sud à 720 et 800 mètres ont été prolongés respectivement de 39^{m},60 et 19^{m},60.

D'autre part, des aménagements d'exploitation de nouvelles tailles en veines 23, 24 et 25 ont été réalisés par cinq bouveaux inclinés et galeries horizontales d'accès; la longueur creusée de ces galeries se chiffre à 137^{m},30 et celle des bouveaux inclinés à 137^{m},35.

Dans le quartier Nord, *au niveau de 800 mètres*, le bouveau costresse en direction Sud-Est a progressé de 114^{m},80 et les avancements respectifs des 1er et 2^{e} travers-bancs Nord-Est ont été de 22 et 24^{m},73.

Au niveau de 720 mètres, le premier bouveau Nord-Est, devenu costresse, a été prolongé de 149^{m},16 en veine 11, tandis que le bouveau en direction Nord-Ouest de retour d'air a été creusé et revêtu de claveaux sur une longueur de 46^{m},25.

Comme dans le quartier Sud, des aménagements d'exploitation nouvelles en veines 11, 14, 19 et 20 ont été faits, par trois bouveaux inclinés et une cheminée d'aérage de 216^{m},21 de longueur totale, avec des voies d'accès horizontales de 118^{m},30 de développement.

Travaux d'exploitation.

Au Nord, on a continué le déhouillement en veine 19 et 20 par cinq tailles chassantes de 80 à 100 mètres de longueur. Au Sud, l'exploitation de la veine 23 s'est poursuivie par deux tail-

les chassantes; dans cette région ont été rencontrés des terrains peu consistants et affectés de multiples dérangements; les difficultés d'exploitation qui en résultent se sont encore trouvées accrues par suite du chômage imposé par la limitation de la production.

La production a été de 142.800 tonnes au cours du premier semestre.

Le stock au 30 juin était de 44.780 tonnes.

L'exhaure journalier moyen a été de 258 mètres cubes.

Installations de surface.

Au puits I, deux poulies spéciales, destinées à faciliter les opérations de remplacement de câbles ont été placées dans le châssis à molettes.

Dans le compartiment Ouest du puits II, on a terminé l'équipement définitif d'extraction par cages à huit chariots avec câble d'équilibre et pousseur à commande électrique assurant les manœuvres de wagonnets à la recette du jour; une signalisation électrique et un câble téléphonique desservent les divers étages.

A la chaufferie, les grilles des foyers des chaudières ont été modifiées et des essais de combustion à vent soufflé ont eu lieu, en vue de permettre l'utilisation des combustibles inférieurs (mixtes et schlamms) produits par le siège.

Le triage-lavoir est en service normal. On procède à l'installation d'une reprise séparée des mixtes définitifs et des fins.

La fabrication des claveaux de béton est restée inactive cette année, le stock au 30 juin 1932 est de 270.240 claveaux.

A la cité ouvrière, un groupe de 126 maisons est terminé; le nombre total des maisons construites atteint 480 dont 219 sont occupées.

Personnel ouvrier.

	Au 31-12-31.	Au 30-6-32.
Charbonnage :		
Fond	961	966
Surface	495	481
Entrepreneurs . .	40	14
Total	1.496	1.461

3. — CONCESSION DE HOUTHAELEN.

Siège de Houthaelen, en construction

(Houiller à 599 mètres)

Fonçage des puits.

Au puits n° 1, le creusement et la pose du cuvelage ont progressé de 148m,50 au cours du semestre et atteignent la profondeur de 517m,02; la hauteur des passes à terre nue a varié de 1 à 7 anneaux (1m,50 à 10m,50); l'entretien du mur de place a été assuré par deux machines frigorifiques de 300.000 frigories-heure chacune.

Le puits n° 2 a atteint, creusement et cuvelage, la profondeur de 358m,53, ce qui correspond à un avancement semestriel de 148m,50. Comme au puits n° 1, la hauteur des passes a été de 1 à 7 anneaux, et la congélation s'est poursuivie à l'aide de deux ou trois machines frigorifiques de 300.000 frigories-heure.

A la tête du tuffeau, rencontré à 350m,80, on constata des mouvements de terrain dûs à l'occlusion d'eau sous pression.

Au cours d'un sondage effectué le 18 mai au centre du puits, à l'aide d'un trépan de 62 millimètres, au niveau de 344m,50, cette eau se dégagea avec violence; la venue totale fut de 19.400 litres.

Peu auparavant, la poussée de terrain avait provoqué un aplatissement local du congélateur n° 14 de 115/130 millimètres de diamètre, fait décelé par une diminution du débit de saumure par ce sondage; le 14 mai, il donna lieu à une fuite de 400 litres de saumure et ce sondage fut mis hors circuit. Au cours des travaux de sauvetage, consistant à retirer les tubes intérieurs de 50 60 millimètres, à fraiser la partie aplatie et à placer dans le sondage un congélateur de secours de 98 millimètres, on constata que la déformation commençait à 351m,70. Il y eut d'autre part une perte de 1.100 litres de saumure contenue dans le congélateur, ce qui provoqua un dégel partiel du mur de glace.

Tandis que ces travaux se poursuivaient, le creusement à l'outil était en cours au niveau de 359m53, soit à un mètre sous la base du cuvelage, posé anneau par anneau; au centre du puits, il existait un noyau non congelé d'environ 3 mètres de diamètres, les températures aux parois du creusement étant comprises entre — 5 et — 9 degrés.

Le 3 juin, à 17 heures, une venue d'eau de 4.800 litres/heure se produisit à la limite Nord du noyau, tandis que deux cassures verticales étaient apparues, délimitant un arc de 80 degrés à la paroi Sud-Est; le claveau ainsi délimité intéressant, du Sud à l'Est, les sondages congélateurs nos 14, 12, 10 et 6, s'avança de 5 centimètres dans le puits le long de la cassure Est; la venue d'eau augmenta rapidement pour atteindre 169 mètres cubes-heure à 21 heures, et le puits fut noyé. Par suite de ce mouvement de terrain, le sondage n° 6 fut déformé et donna également lieu à perte de saumure; les mêmes travaux de sauvetage qu'au n° 14 y ont été entrepris.

La durée de ces travaux est estimée à deux mois et celle de la reformation consécutive du mur de glace, à trois mois, soit un retard de cinq mois dans le creusement du puits.

Des poussées de terrain se manifestent également à la transition des terrains sablo-argileux tertiaires au tuffeau, qui est plus aquifère, à cause de la variation brusque de perméabilité calorifique de ces terrains, variation encore accrue par la présence d'un tubage extérieur de 188 millimètres, placé depuis la surface jusqu'à 1 mètre sous la crête du tuffeau. Au puits 1, il y eut également, à ce niveau, déformation d'un congélateur et perte de 1.600 litres de saumure; mais le terrain étant là plus consistant, le déforcement du mur de glace n'a pas amené sa rupture.

Personnel ouvrier.

	Au 31-12-31.	Au 30-6-32.
Personn. des Entrepreneurs.	26	55
Personn. du Charbonnage .	193	138
Ensemble	219	193

4. — CONCESSION DES LIEGEOIS.

Siège de Zwartberg à Genck

Travaux de premier établissement.

Le puits n° 2 de retour d'air a atteint la profondeur de 951 mètres, après un avancement de 39 mètres, au cours duquel le diamètre du revêtement en claveaux de béton a été porté de

5m,40 à 5m,60. Le guidage métallique frontal en rails de 50 kilogrammes/mètre, pour quatre cages, a été posé depuis la surface jusqu'à la profondeur de 780 mètres.

D'autre part, à l'étage de 840 mètres, l'envoyage Ouest de ce puits a été prolongé de 44 à 226 mètres, et des contours d'une longueur totale de 253 mètres ont été creusés.

Travaux préparatoires.

Dans le quartier Sud, les bouveaux travers-bancs de direction Midi ont progressé dans le gisement dense de la tête du faisceau de Genck, situé au Sud de la faille de Zwartberg; les avancements ont été de 193, 124 et 76 mètres respectivement aux niveaux d'étage de 714, 780 et 840 mètres; à ce dernier niveau, le bouveau Midi a été arrêté à la recoupe de la veine 34, dans laquelle un chantier de deux tailles chassantes a été établi, sous le niveau d'étage; ce chantier est desservi par deux burquins d'extraction de 23 et 38 mètres de profondeur, le retour d'air se faisant par un burquin de 33 mètres, avec voie d'accès de 20 mètres.

On a commencé le creusement de deux travers-bancs Sud, situés à 400 mètres à l'Ouest des précédents, pour préparer l'exploitation d'un nouveau panneau du même gisement; les longueurs atteintes ont été de 55 mètres au niveau de 780 mètres et de 160 mètres, dont 25 mètres d'avancement, à l'étage de 714 mètres.

Des accès et des circuits de retour d'air ont en outre été aménagés, pour une taille en veine 33, à 840 mètres, et une taille en veine 27, à 780 mètres, par trois burquins d'une hauteur totale de 83 mètres, ainsi que 59 mètres de voie d'accès vers ceux-ci; de plus, le circuit de retour d'air général des chantiers Midi a été mis en relation directe avec le niveau de 714 mètres, par l'achèvement d'un burquin de 71 mètres de hauteur, et le creusement de 40 mètres de recoupe, en tête de celui-ci.

Dans le quartier Est, n'est plus en exploitation qu'un panneau en veine 19, au niveau de 840 mètres. Après avoir progressé de 7 mètres dans le remplissage d'une faille de renfoncement, d'amplitude indéterminée, le 2e bouveau Nord a été relié par une recoupe de 19 mètres à la voie de roulage d'une taille cou-

chant du panneau, tandis qu'une taille Levant a été préparée par une recoupe de 16 mètres, suivie d'une cheminée de 8 mètres.

A l'Ouest des puits, on a poursuivi, en direction Nord, le creusement des travers-bancs, sur des longueurs de 23 et 157 mètres, aux niveaux respectifs de 780 et 840 mètres, le bouveau Ouest de 780 mètres ayant d'autre part progressé de 162 mètres; dans ce quartier, on a préparé, à l'étage de 840, l'accès en trois tailles en veine 23, par deux burquins, un bouveau incliné et des recoupes d'une longueur totale de 110 mètres; le bouveau de retour d'air à 812 mètres de la veine 25 a été prolongé de 25 mètres.

Enfin, à l'Est des puits, le 1er bouveau Nord à 780 mètres a été prolongé de 106 mètres, ce qui a permis d'entreprendre la préparation de quatre tailles en veine 16, grâce à l'achèvement d'un burquin de 60 mètres et au creusement de deux bouveaux inclinés de retour d'air, une cheminée et diverses recoupes d'un développement total de 141 mètres. En outre, un bouveau incliné de 69 mètres assure le retour d'air du chantier veine 17.

Une seconde issue des produits de l'étage de 780 mètres a été ménagée vers le niveau de 840 mètres, par l'établissement d'une recoupe de 88 mètres, vers un burquin d'étage revêtu de claveaux de béton.

Travaux d'exploitation.

Au niveau de 714 mètres ont été activés, en veine 16, des tailles chassantes sur 326 mètres de front; à 780 mètres, on a exploité les veines 27 et 29 sur des fronts respectifs de 145 et 220 mètres, et à 840 mètres, les longueurs de front ont été de 163 mètres en veine 19, 174 mètres en veine 25, 127 mètres en veine 33 et 118 mètres en veine 34.

La production du semestre a atteint 265.300 tonnes.

Le stock au 30 juin était de 66.460 tonnes.

L'exhaure journalier moyen s'est chiffré à 700 mètres cubes.

Installations de surface.

On a mis en service une installation complète d'alimentation du siège et de la cité ouvrière en eau potable; celle-ci est puisée par turbo-pompes électriques dans cinq puits filtrants de 12 mètres de profondeur, établis dans la bruyère aux abords du siège, et accumulée dans un réservoir souterrain en béton de 1.000 mètres cubes.

On a mis en service un appareil d'épuration par la soude, de l'eau d'alimentation des chaudières; celles-ci ont été munies de purges continues, dont la décharge réchauffe l'eau à traiter.

D'autre part, les eaux usées sont traitées par la chaux et décantées dans des bassins en béton.

On a commencé la construction du bâtiment de recette du puits n° 2, dans lequel se trouvera la salle définitive des ventilateurs.

Des travaux d'extension sont en cours au lavoir à charbon.

Personnel ouvrier.

	Au 31-12-31.	Au 30-6-32.
Fond	2.538	2.343
Surface	927	931
Cité	50	36
Total	3.515	3.310

5 — CONCESSION DE WINTERSLAG.

Siège de Winterslag, à Genck

Travaux préparatoires.

A l'étage de 600 mètres, le bouveau Levant a progressé de 93 mètres, en allure régulière et le bouveau Sud-Est, de 27 mètres, recoupant les veines nos 9, 8 et 7.

Au Couchant, le 1er bouveau a recoupé, après un avancement de 73 mètres, le groupe de veines 32-33 présentant 1m,38 d'ouverture; l'intercalation schisteuse, d'abord faible, s'est bientôt trouvée accrue jusqu'à 1m,25.

Les bouveaux de retour d'air Levant et Sud-Est à 540 mètres ont d'autre part été prolongés respectivement de 88 et 16 mètres et le bouveau de retour d'air Couchant, à 600 mètres, de 119m,35.

A l'étage de 660 mètres, le bouveau Nord branché sur le bouveau Nord-Est a progressé de 13 mètres et le bouveau Nord-

Ouest, de 71 mètres; ce dernier a recoupé la veine n° 12 sous 0m,53 d'ouverture.

Au Sud des puits, le bouveau Sud-Est a atteint la longueur de 50 mètres; vers le Levant, les bouveaux d'entrée et de retour d'air ont progressé respectivement de 85m,40 et 71m,40.

Au nouvel étage de 735 mètres, les avancements des bouveaux Nord-Ouest furent de 60m,90 à l'entrée d'air et de 26m,50 au retour.

Au total, la longueur de galeries creusées en roche, en y comprenant quatre burquins, a été de 1.196m,65.

Travaux d'exploitation.

On a continué le déhouillement des veines précédemment exploitées, par tailles chassantes d'environ 120 mètres de longueur, au nombre de 17 en moyenne.

La production du semestre a été de 317.570 tonnes.

Le stock au 30 juin était de 159.470 tonnes.

L'exhaure journalier se chiffre à 750 mètres cubes.

Aucune extension ou construction nouvelle n'a été faite à la *surface*, ni dans la *cité ouvrière*.

Personnel ouvrier.

	Au 31-12-31.	Au 30-6-32.
Fond	2.310	2.292
Surface	965	946
Cité	23	18
Total	3.298	3.256

6. — CONCESSION ANDRE DUMONT SOUS-ASCH.

Siège de Waterschei à Genck

Fonçage des puits.

Après un avancement de 48m,15, l'avaleresse sous stot du puits n° 1 a atteint la profondeur de 931m,35; le revêtement du puits consiste en maçonnerie de claveaux.

Travaux préparatoires.

A l'étage de 608 mètres, les bouveaux existants n'ont pas été prolongés, mais on a entrepris en deux endroits le creusement d'un bouveau Est de retour d'air qui a atteint une longueur de 159m,50.

A l'étage de 658 mètres, à l'Ouest des puits, le premier bouveau Midi a progressé de 124 mètres; le deuxième bouveau Midi a recoupé la veine H après un avancement de 15m,40. Le creusement du bouveau Nord a été repris sur 43 mètres, tandis qu'à l'Est, tous les travaux préparatoires sont restés inactifs.

A l'étage de 700 mètres, on a repris le creusement du bouveau costresse Levant sous la veine de 1m,13; il a atteint la longueur de 338m,50 après un avancement de 45m,50.

Le premier bouveau Nord-Ouest a progressé de 71 mètres et le premier bouveau Sud-Est, après un avancement de 110 mètres, a atteint la longueur de 1.279 mètres et a été arrêté à 25 mètres de l'esponte.

La veine I a été recoupée par le deuxième bouveau Sud-Est (avancement : 4 mètres); le troisième bouveau de même direction est resté inactif, mais le bouveau Est, branché sur celui-ci, a progressé de 53m,50.

On a aussi prolongé de 155 mètres le troisième bouveau Nord-Ouest à travers le massif Couchant situé à l'Ouest de la faille Ouest.

Le deuxième bouveau de la recoupe Midi, au Couchant, a progressé de 105m,30.

A l'étage de 747 mètres, seul le bouveau Ouest a été poursuivi; il a progressé de 85m,60.

A l'étage de 807 mètres, on a établi un total de 241 mètres de contours pour wagonnets autour des puits et creusé 25 mètres de salle de pompe. Les avancements respectifs des bouveaux Ouest, Est et premier bouveau Nord ont été de 160 mètres, 14m,60 et 138m,70. Le circuit d'aérage entre les niveaux de 747 et 807 mètres a été établi par un montage en veine H.

Travaux d'exploitation.

Le déhouillement s'est poursuivi dans les couches précédemment en exploitation par tailles chassantes; une taille du chantier en veine E a atteint la limite de concession.

La production du semestre a été de 471.600 tonnes.

Le stock au 30 juin 1932 était de 172.630 tonnes.

L'exhaure journalier moyen se chiffre à 811 mètres cubes.

Installations de surface.

A la centrale électrique, on procède au raccordement des circuits à un nouveau tableau.

A la chaufferie, on édifie le bâtiment destiné à une troisième chaudière Ladd-Belleville, qui est commandée.

Le montage d'un nouveau compresseur d'air de 35.000 mètres cubes/heure aspirés est en cours.

Personnel ouvrier.

	Au 31-12-31.	Au 30-6-32.
Fond	3.474	3.289
Surface :		
Exploitation . .	1.046	1.000
Divers	187	196
Total	4.707	4.485

7. — CONCESSIONS SAINTE-BARBE ET GUILLAUME LAMBERT.

Siège d'Eysden

Travaux de premier établissement.

A l'étage de 700 mètres, on a terminé le creusement d'une nouvelle tenue d'eau et d'une salle de pompe; la longueur de cet ensemble de galeries est de 208 mètres.

Travaux préparatoires.

Etage de 600 mètres.

Le premier bouveau Nord-Sud au Levant, branché sur le bouveau Levant-Sud, a progressé de 63m,90 vers Nord, recoupant une couche non identifiée, de 1m,08 de puissance utile; le même bouveau a été amorcé en direction Sud sur 1m,25.

L'avancement du premier bouveau Couchant Sud a été de 84m,50.

Dans la direction Sud, le premier et le deuxième bouveaux Midi ont atteint les longueurs respectives de 1.612m,90 et 1.004m,60, après des avancements de 92m,15 et 24m,90. Le bouveau Levant vers la couche 11 a été prolongé de 117m,50.

Au Nord, les premier et deuxième bouveaux Couchant ont été prolongés de 116m,80 et 104m,30.

Après avoir recoupé la veine 28, le premier bouveau Nord-Sud au Couchant a été prolongé de 65m,75, recoupant ainsi la couche 29 de 1m,37 d'ouverture et de 0m,87 de puissance.

Etage de 700 mètres.

Au Sud, la longueur du deuxième bouveau Sud a été portée à 1.585m,45, après un avancement de 97m,50.

Au cours du creusement en direction Nord, sur une longueur de 69m,15, le premier bouveau Nord-Sud Levant a recoupé une couche non déterminée de 0m,62 de puissance.

Le premier bouveau Couchant Sud a avancé de 49m,55 et atteint la longueur de 1.120m,30.

Au Nord, le premier bouveau Nord-Sud au Couchant, en creusement à deux fronts, a progressé de 125m,60.

Les premier et deuxième bouveaux Nord au Couchant ont été prolongés respectivement de 107m,20 et 131m,90.

La longueur totale des galeries creusées en roche, en y comprenant trois burquins, se chiffre à 2.284m,75.

Travaux d'exploitation.

Le déhouillement s'est continué par tailles chassantes dans les veines précédemment exploitées, le remblayage se faisant par matériaux rapportés.

La production du semestre a été de 345.010 tonnes.

Le stock au 30 juin 1932 était de 104.150 tonnes.

L'exhaure journalier moyen se chiffre à 1.125 mètres cubes.

Installations de surface.

L'édification des nouveaux bureaux du siège a atteint le niveau du premier étage. On construit les bâtiments d'un nouvel atelier à l'usage du service électromécanique et on a commencé les fondations d'un nouvel atelier de charpenterie.

Le long du canal de Maestricht à Bois-le-Duc, on a entamé la construction d'un mur de quai de 300 mètres de longueur. Une station de pompage capable d'un débit horaire de 1.000 mètres cubes a été installée pour refouler dans le canal les eaux usées de l'exploitation après décantation préalable dans des bassins.

A la chaufferie, on a transformé deux chaudières en vue de l'application du chauffage au charbon pulvérisé; la maçonnerie des massifs est terminée et le montage des appareils pulvérisateurs et de leurs chaînes d'alimentation est en cours.

La gravière a produit 8.800 tonnes de gravier et 1.100 tonnes de sable graveleux 0/2 millimètre.

La cité ouvrière comprend actuellement 757 maisons et quatre hôtelleries pour ouvriers célibataires; en dehors de la cité, la Société dispose de 221 logements pour ouvriers.

Personnel ouvrier.

	Au 31-12-31.	Au 30-6-32.
Fond	2.215	2.095
Surface	1.258	1.387
Total	3.473	3.482

L'Industrie Houillère en Hollande pendant l'année 1931

PAR

B. F. PEETERS,

Fonctionnaire de l'Administration des Mines des Pays-Bas.

Ensemble du pays

Pour la première fois dans l'histoire de l'industrie houillère de la Hollande, la production des mines néerlandaises a été plus grande que la quantité de combustibles consommée dans le pays. D'après le Bulletin mensuel du Bureau de Statistique des Pays-Bas (décembre 1931), l'excédent des exportations sur les importations de houille, de coke et d'agglomérés, y compris le charbon de soute, a été, en 1931, de 59.019 tonnes.

La production de houille y compris les schlamms utilisables ayant été de 12.901.391 tonnes, la consommation intérieure a été de 12.842.372 tonnes.

Le tableau I donne les fluctuations des soldes des importations et des exportations, de la production des mines néerlandaises et des quantités qui sont restées disponibles pour la consommation intérieure, au cours des dernières années.

TABLEAU I.

Consommation intérieure de houille, coke et d'agglomérés.

Années	Excédent des importations sur les exportations		Excédent des exportations sur les importations		Production des mines néerlandaises		Disponible pour la consommation intérieure	
	Quantités globales en tonnes	% de la consommat.	Quantités globales en tonnes	% de la consommat.	Quantités globales en tonnes	% de la consommat.	Quantités globales en tonnes	Par habitant
1926	1.500.629	14.78	—	—	8.842.687	85.22	10.343.316	1.384
1927	1.833.866	16.44	—	—	9.488.412	83.56	11.322.278	1.494
1928	927.857	7.98	—	—	10.920.054	92.02	11.847.911	1.543
1929	1.584.635	12.04	—	—	11.581.202	87.96	13.165.837	1.692
1930	736.321	5.69	—	—	12.211.086	94.31	12.947.407	1.642
1931	--	—	59.019	0.46	12.901.391	100.46	12.842 372	1.606

Dans la production totale de houille, les mines de l'Etat sont intervenues pour 56 %, et les mines privées, pour 44 %.

Les résultats de l'exploitation des mines de l'Etat et des mines privées, pendant les six dernières années, sont consignés dans le tableau II suivant :

TABLEAU II.

Production de houille en tonnes (1).

Années	des Mines de l'Etat		des Mines privés		Total des Mines néerlandaises	
	Quantités globales	Participation en o/o dans la production totale	Quantités globales	Participation en o/o dans la production totale	Quantités globales	o/o
1926	5.273.543	59,9	3.526.844	40,1	8.842.687	100
1927	5.870.073	61,9	3.618.339	38,1	9.488.412	100
1928	6.966.935	63,8	3.953.119	36,2	10.920.054	100
1929	6.857.345	59,2	4.723.857	40,8	11.581.202	100
1930	6.987.966	57,2	5.223.120	42,8	12.211.086	100
1931	7.247.628	56,2	5.653.763	43,8	12.901.391	100

Au point de vue de la teneur en matières volatiles, qui sert de base à la classification des houilles néerlandaises en charbons gras, demi-gras, demi-maigres et maigres, la répartition de la production totale est donnée par le tableau III.

En 1931, la consommation des mines proprement dites s'est élevée à 376.413 tonnes *houille* ou 2,92 % de la production totale. Quant aux industries annexées aux mines, elles ont absorbé 3.969.391 tonnes ou 30,76 % de la production totale; le reste, soit 8.470.381 tonnes ou 65,65 % de la production totale, a été vendu au marché et fourni gratuitement ou à très bas prix aux indigents.

(1) Y compris les schlamms utilisables.

TABLEAU III.

Nature des charbons produits.

Années	GRAS		DEMI-GRAS		DEMI-MAIGRE		MAIGRE		Production totale des mines néerlandaises en tonnes
	Quantités globales en tonnes	En o/o de la production totale	Quantités globales en tonnes	En o/o de la production totale	Quantités globales en tonnes	En o/o de la production totale	Quantités globales en tonnes	En o/o de la production totale	
1926	4.278.328	48,6	347.794	4,0	3.025.627	33,9	1.190.938	13,5	8.800.387
1927	4.834 824	51,0	354.177	3,7	3.097.161	32,6	1.202.275	12,7	9.488.412
1928	5.706.179	52,2	427.177	3,9	3.534.258	32.4	1.252.440	11,5	10.920.054
1929	5.506.697	47,6	472.667	4,1	4.183.990	36,1	1.417.848	12,2	11.581.202
1930	5.659.635	46,3	547.417	4,5	4.526.573	37,1	1.477.461	12,1	12.211.086
1931	5.883.543	45,6	623.637	4,8	4.885.035	37,9	1.509.176	11,7	12.901.391

La répartition de la production, de la vente, de la consommation pour les besoins des mines et des quantités absorbées par les industries annexées aux mines pendant l'année sous revue et les cinq années précédentes, est indiquée dans le tableau IV.

TABLEAU IV.

Années	Production totale (en tonnes)	Vente (en tonnes)	Consommation (en tonnes)	Quantités absorbées par les industries annexées (en tonnes)
	Quantités globales en tonnes.			
1926	8.842.687	6.923.469	433.547	1.587.812
1927	9.488,412	7.199.380	416.915	1,814.665
1928	10.920.054	8.588.032	452.118	1.852.530
1929	11.581.202	8.141.823	440.657	3.122.269
1930	12.211.086	8.127.565	414.910	3.512.085
1931	12.901.391	8.470.381	376.413	3.969.391
	Participation en % dans la production totale.			
1926	100	78,3	4,9	18,0
1927	100	75,9	4,4	19,1
1928	100	78,6	4,1	17,0
1929	100	70,3	3,8	27,0
1930	100	66,6	3,4	28,8
1931	100	65,6	2,9	30,8

La production des agglomérés (briquettes et boulets de houille) par les mines néerlandaises a été, en 1931, de 1.161.648 tonnes. Elle accuse une augmentation importante par rapport à l'année précédente. L'excédent des exportations sur les importations ayant été de 65.255 tonnes; il est resté dans le pays pour la consommation intérieure : 1.096.393 tonnes. Le tableau V indique les fluctuations de la production et des quantités qui sont restées disponibles pour la consommation intérieure au cours des dernières années.

TABLEAU V.

Consommation intérieure d'agglomérés.

Années	Excédent des importations sur les exportations		Excédent des exportations sur les importations		Production des mines néerlandaises		Diponible pour la consommation intérieure	
	Quantités globales en tonnes	% de la consommation	Quantités globales en tonnes	% de la consommation	Quantités globales en tonnes	% de la consommation	Quantités globales en tonnes	% de la consommation
1926	242,549	25	—	—	675.405	75	917.954	0,123
1927	286.471	30	—	—	662.210	70	948.681	0,125
1928	256.314	25	—	—	785.829	75	1.042.143	0,136
1929	222.663	19	—	—	958.186	81	1.180,849	0,151
1930	136.632	13	—	—	945.939	87	1.082.571	0,137
1931	—	—	65.255	6	1.161.648	106	1.096.393	0,137

La production de *coke métallurgique* dans les Pays-Bas a atteint 2.739.343 tonnes, dont 1.961.691 tonnes provenant des mines de l'Etat et 777.652 tonnes des usines sidérurgiques. Les mines privées ne possèdent pas de fours à coke. La production de coke accuse une augmentation assez importante par rapport à l'année précédente. Les usines à gaz en Hollande ont produit environ 700.000 tonnes de *coke de gaz*.

Comme l'excédent des exportations sur les importations de coke métallurgique et de coke de gaz a été de 1.817.856 tonnes, 1.621.487 tonnes de coke métallurgique et de coke de gaz ont été disponibles pour le marché intérieur.

Le tableau VI indique le développement de la fabrication du coke métallurgique et de coke de gaz et les quantités disponibles pour le marché intérieur.

TABLEAU VI.

Années	Excédent des exportations sur les importations	Production de coke métallurgique des mines de l'état et des usines sidérurgiques	Production de coke de gaz des usines à gaz	Production totale	Disponible pour la consommation intérieure	
					Total	Par habitant
Quantités globales en tonnes.						
1926	678.462	1.198.609	800.000	1.998.609	1.320.147	0,176
1927	867.786	1.478.822	850.000	2.328.822	1.461.036	0,193
1928	831.809	1.573.392	850.000	2.423 392	1.591.583	0,207
1929	1.569.473	2.402.566	800.000	3.202.566	1.633.093	0,210
1930	1.790.270	2.599.403	700,000	3.299.403	1.509.133	0,191
1931	1.817.856	2.739.343	700.000	3.439.343	1.621.487	0,203
Participation en % dans la consommation.						
1926	51	91	61	152	100	—
1927	59	101	58	159	100	—
1928	52	99	54	153	100	—
1929	96	147	49	196	100	—
1930	118	172	46	218	100	—
1931	112	169	43	212	100	—

Le nombre moyen d'*ouvriers mineurs* a été de 38.291 dont 27.075 occupés dans les travaux souterrains; le tableau VII permet de comparer les nombres moyens d'ouvriers mineurs occupés dans les mines néerlandaises pendant les années 1926-1931.

TABLEAU VII.

Années	Nombre moyen d'ouvriers (1)					
	de l'intérieur	de la surface	de l'intérieur et de la surface réunis	de l'intérieur	de la surface	de l'intérieur et de la surface réunies
	Chiffres globaux			En % de l'intérieur et de la surface réunis		
1926	23.203	8.463	31.666	73,27	26,73	100
1927	24.547	9.091	33.638	72,97	27,03	100
1928	24.481	9.556	34.037	71,92	28,08	100
1929	25.133	10.624	35.757	70,29	29,71	100
1930	26.584	11.061	37 645	70,62	29,38	100
1931	27.075	11.216	38.291	70,71	29,29	100

Les *salaires* bruts (2) journaliers de ces ouvriers durant la période 1926-1931 sont indiqués dans le tableau VIII

TABLEAU VIII.

Catégorie d'ouvriers	Salaires journaliers des ouvriers des mines néerlandaises, en florins					
	1926	1927	1928	1929	1930	1931
Hayeurs	6.20	6.24	6 22	6.42	6.49	6.20
Ouvriers de l'intérieur (3).	5.44	5.50	5.55	5.75	5.85	5.64
Ouvriers de la surface . .	3.93	3.96	3.99	4.13	4.28	4.23
Ouvriers de l'intérieur et de la surface réunis . .	5.01	5.07	5.10	5.26	5.38	5.22

(1) Non compris les fonctionnaires ou employés qui sont en relation avec l'exploitation technique des mines.
(2) Y compris les cotisations ouvrières d'assurances sociales, les allocations familiales, la valeur des allocations de charbon et de logement, mais déduction faite des bonifications pour travail supplémentaire.
(3) Y compris les hayeurs.

A la fin de l'année 1931, les ouvriers des mines néerlandaises étaient au nombre de 37.946 dont 26.790 occupés dans les travaux souterrains et 11.156 à la surface.

Environ 69 % des ouvriers étaient des Hollandais, 19 % des des Allemands, 3 % des Polonais et des Yougoslaves, 2 % des Autrichiens, 1 % des Belges et 2 % de nationalités diverses.

Les productions moyennes par ouvrier et par jour sont données dans le tableau IX par catégories d'ouvriers pour les années 1926-1931.

TABLEAU IX.

Années	Production moyenne journalière par ouvrier			
	de l'intérieur (en tonnes)		de l'intérieur et de la surface réunis (en tonnes)	
	Quantités globales	1926 = 100	Quantités globales	1926 = 100
1926	1,381	100	0,991	100
1927	1,415	102	1,018	103
1928	1,636	118	1,162	117
1929	1,711	124	1,247	126
1930	1,690	122	1,246	126
1931	1,760	127	1,308	132

Le nombre total des accidents, c'est-à-dire des accidents mortels et des accidents qui ont causé au moins une incapacité de plus de deux jours, a été pendant l'année sous revue de 7.544 au fond et 905 à la surface; pour l'année 1930, ces chiffres ont été respectivement 7.955 et 984.

Le tableau X permet de comparer la situation pendant les années 1930 et 1931 pour les diverses catégories d'accidents.

TABLEAU X.

Répartition des accidents survenus en 1930 et 1931.

Années	Accidents qui ont causé une incapacité de travail								Accidents mortels			TOTAL		
	de plus de 2 jours et moins que 21 jours			de plus de 21 jours et moins que 42 jours			plus de 42 jours							
	Chiffres globaux	Par 100 accidents	Par 1000 personnes (1)	Chiffres globaux	Par 100 accidents	Par 1000 personnes (1)	Chiffres globaux	Par 100 accidents	Par 1000 personnes (1)	Chiffres globaux	Par 100 accidents	Par 1000 personnes (1)	Chiffres globaux	Par 100 accidents	Par 1000 personnes (1)
de l'intérieur.															
1930	6547	82,30	239,21	1059	13,31	38,69	324	4,07	11,84	25	0,32	0,91	7955	100	290,66
1931	6259	82,97	225,30	956	12,67	34,41	306	4,06	11,01	23	0,30	0,83	7544	100	271,55
de la surface.															
1930	782	79.47	73,03	153	15,55	14,29	46	4,67	4,29	3	0,31	0,28	984	100	91,89
1931	696	76,91	64,15	151	16,68	13,92	54	5,97	4,98	4	0,44	0,37	905	100	83,43
de l'intérieur et de la surface réunis.															
1930	7329	81,99	192,48	1212	13,55	31,83	370	4,15	9,72	28	0,31	0,74	8939	100	234,76
1931	6955	82,32	180,05	1107	13,10	28,66	360	4,26	9,32	27	0,32	0,70	8449	100	218,72

(1) Y compris les fonctionnaires et employés qui sont en relation avec l'exploitation technique des mines.

D'après les Bulletins mensuels du Bureau de Statistique des Pays-Bas, sont dressés les tableaux ci-après sur les *importations et les exportations de houille, coke, agglomérés (briquettes de houille), de lignite et des briquettes de lignite pendant les dernières années :*

Importations.

	1928 (tonnes)	1929 (tonnes)	1930 (tonnes)	1931 (tonnes)
Houille	8.759 801	9.618.406	9.113.241	8.500.731
Coke	301.294	370.822	289.275	315.663
Briquettes de houille	333.652	327.283	330.518	398.931
Lignite	536	—	55	32
Briquettes de lignite	168.775	185.657	164.887	191.771

Proviennent d'Allemagne : houille, 6.123.329 tonnes, ou 72,03 % des importations; coke, 272.813 tonnes, ou 86,43 %; briquettes de houille, 378.932 tonnes, ou 94,99 %, et briquettes de lignite, 191.241 tonnes, ou 100 %.

Au surplus, pour les mêmes années 1928 à 1931, les importations de houille se répartissent comme suit, par pays d'origine :

	Total	Allemagne	%	Angleterre	%	Belgique	%
1928	8.759.801	6.464.727	73,80	1.790.259	20,44	408.321	4,66
1929	9.618.406	6.966.358	72,43	2.180.815	22.67	324.698	3.38
1930	9.113.241	6.598.795	72,41	2.104.455	23,09	337.914	3,71
1931	8.500.731	6.123.329	72,03	1.735.477	20,42	462.585	5,44

Exportations.

	1928 (tonnes)	1929 (tonnes)	1930 (tonnes)	1931 (tonnes)
Houille	3.923.577	3.621.238	3.899.514	4.093.087
Coke	1.133.103	1.940.295	2.079.545	2.216.787
Briquettes de houille . . .	77.338	104.620	193.886	464.186
Lignite	--	—	—	—
Briquettes de lignite . . .	16.212	28.849	14.920	10.510
Charbon de soute aux bateaux étrangers	2.144.443	1.973.368	1.818.523	1.734.203
Charbon de soute aux bateaux des Pays-Bas . .	1.188.344	1.092.355	1.005.245	766.081

Dans le tableau ci-après, sont indiquées les quantités de houille, coke et briquettes de houille exportées en 1931 :

PAYS	Houille (tonnes)	Coke (tonnes)	Briquettes de houille (tonnes)
Belgique	2.604.792	334.080	226.183
France	1.341.107	858.810	143.882
Allemagne	622.159	354.729	64.146
Suisse	96.110	78.096	22.757
Norvège, Suède et Danemark	—	223.209	—
Luxembourg	11.402	351.170	—
Autres pays	17.517	16.693	7.218

Quant aux quantités de charbon de soute et de briquettes de houille livrées aux vaisseaux et bateaux, — des Pays-Bas et d'autres pays, — elles sont détaillées dans le tableau suivant :

Nationalité du vaisseau ou bateau	Quantités (tonnes)	Nationalité du vaisseau ou bateau	Quantités (tonnes)
Pays-Bas	766.081	Suède	142.582
Allemagne	404.359	Danemark	31.033
Grande-Bretagne . . .	390.141	Italie, Fiume	133.488
France	129.686	Grèce	112.507
Norvège	163.648	Espagne	63.537
		Autres pays	58.825

Les exportations vers la France et la Belgique, pour les quatre dernières années, abstraction faite des charbons de soute et des briquettes de houille livrés aux vaisseaux et bateaux, sont reprises ci-après :

France.

	HOUILLE		COKE		BRIQUETTES	
	Quantités en tonnes	Pourcentage des exportations totales	Quantités en tonnes	Pourcentage des exportations totales	Quantités en tonnes	Pourcentage des exportations totales
1928	831.437	21,27	612.361	54,04	33 196	42,93
1929	784.500	21,66	1.147.074	59,12	48.645	46,49
1930	1.281.475	32,86	1.120.488	53,88	96.692	49,87
1931	1.341.107	32,76	858.810	38,74	143,882	31,00

Belgique.

	HOUILLE		COKE		BRIQUETTES	
	Quantités en tonnes	Pourcentage des exportations totales	Quantités en tonnes	Pourcentage des exportations totales	Quantités en tonnes	Pourcentage des exportations totales
1928	2.147.425	54,73	226.261	19,97	8.646	11,18
1929	2.076.683	57,35	358.799	18,49	18.430	17,62
1930	1.810.119	46,42	287.482	13,83	42.612	21,98
1931	2.004.792	48,98	334.080	15,07	226.183	48,73

Mines de l'Etat

D'après le rapport annuel des mines de l'Etat pour l'année 1931, la production de charbon sans schlamm de ces mines, pendant les cinq dernières années, est détaillée dans le tableau suivant :

	Wilhelmina (tonnes)	Emma (tonnes)	Hendrik (tonnes)	Maurits (tonnes)	Total (tonnes)
1927	1.121.058	1.808.724	1.730.576	1.170.753	5.831.110
1928	1.240.730	1.952.024	1.774.614	1.937.430	6.904.797
1929	1.323.233	1.915.150	1.629.828	1.943.753	6.811.964
1930	1.313.866	1.984.155	1.672.632	1.988.734	6.959.387
1931	1.350.611	2.009.337	1.751.642	2.110.824	7.222.414

Le nombre moyen des ouvriers ayant travaillé en 1931 aux mines de l'Etat s'est élevé à 21.016, tandis qu'à la fin de l'année, il y avait 21.050 ouvriers, dont 4.339 à la mine Wilhelmina, 5.523 à la mine Emma, 4.534 à la mine Hendrik et 6.447 à la mine Maurits.

Par journée de travail, l'extraction moyenne en tonnes a été :

Pour	Wilhelmina	Emma	Hendrik	Maurits
Le travail à la veine . . .	2,78	3,74	3,41	3,21
L'ensemble des travaux du fond	1,63	2,14	1,87	1,98
L'ensemble des travaux du fond et de la surface . .	1,17	1,43	1,38	1,45

Depuis 1928, les salaires moyens en florins, par journée de travail, pour les différentes catégories d'ouvriers, ainsi que la proportion d'ouvriers de chaque catégorie, sont indiqués dans le tableau suivant :

Catégories d'ouvriers	Salaire moyen par journée				Pourcentage du nombre total des ouvriers du fond			
	1928	1929	1930	1931	1928	1929	1930	1931
Piqueurs	6,37	6,59	6,58	6,30	39,1	42,9	45,2	44,4
Piqueurs-boiseurs	6,06	6,19	6,34	6,13	9,0	10,0	10,9	12,2
Boiseurs	5,45	5,54	5,73	5,54	5,7	5,3	4,4	4,1
Aides-piqueurs	5,43	5,62	5,65	5.43	17,4	16,0	14,3	12,2
Hiercheurs > 18 ans	4,33	4,49	4,55	4,38	16,7	13,0	12,1	11,5
Hiercheurs < 18 ans	2,85	3,01	2,97	2,82	2,0	1,7	1,7	2,2
Autres ouvriers	6,33	6,60	6,68	6,53	10,1	11,1	11,4	13,4
Ouvriers du fond	5,71	6,01	6.09	5.87	100	100	100	100
Ouvriers de la surface	4,22	4,41	4,60	4,52	—	—	—	—
Ouvriers du fond et de la surface réunis	5,29	5,50	5,61	5,43	—	—	—	—

Dans les dernières années, la vente des produits des mines de l'Etat s'est répartie comme suit :

	Houille en tonnes		Coke en tonnes		Briquettes de houille en tonnes	
	à l'intérieur	à l'étranger	à l'intérieur	à l'étranger	à l'intérieur	à l'étranger
1927	2.702.343	1.445.704	192.065	689.111	314.725	25 011
1928	3.104.256	2.131.531	184.812	618.578	363.292	19.196
1929	2,835.632	1.359.743	270.999	1.335.554	398.048	19.675
1930	2.674.859	1.235 658	243.228	1.603.908	316.418	58.095
1931	2.760.281	1.188.279	257.249	1.692.094	312.752	94.585

Les quantités de houille consommées par les mines et celles fournies aux fours à coke et aux fabriques de briquettes des mines, ne sont pas comprises dans ces chiffres.

Pour l'année 1931, le prix de revient par tonne extraite des mines de l'Etat s'est établi comme suit :

	Wilhelmina — (florins)	Emma et Hendrik — (florins)	Maurits — (florins)	Toutes les mines — (florins)
Frais généraux	1,01	0,80	0,78	0,83
Assurances sociales	0.58	0,47	0,46	0,49
Salaires	3,87	3,15	3,23	3,31
Allocations familiales	0,20	0,16	0,19	0,18
Matériaux, explosifs, bois, etc.	1,37	1,15	1.42	1,27
Force motrice et divers	0,83	0,81	0,65	0,77
	7,85	6,55	6,73	6,84

Le prix de vente moyen à la tonne des produits des mines de l'Etat, y compris la consommation des charbonnages mêmes, a été, en 1931 :

Florins : 7,75 pour le charbon ;
Florins : 11,54 pour le coke, y compris les sous-produits ;
Florins : 9,03 pour les briquettes de houille.

Les résultats financiers des mines de l'Etat par tonne extraite sont, pour l'année 1931, représentés au tableau suivant :

	Wilhelmina — (florins)	Emma et Hendrik — (florins)	Maurits — (florins)	Moyennes pour toutes les mines — (florins)
Prix de réalisation	9,96	7,06	8,13	8,32
Prix de revient	7,85	6,65	6,73	6,84
Bénéfice brut	2,11	0,51	1,40	1,48
Amortissement	0,30	0,40	1,40	0,96
Bénéfice net	1,82	0,11	—	0,18
Intérêt sur les emprunts hypothécaires	—	—	—	0,27

Le capital investi dans les mines de l'Etat se monte à 78.000.000 de florins et se compose de 43.000.000 de florins de capital d'actions et 35.000.000 de florins de deux emprunts hypothécaires; un de 16.000.000 de florins à 5 % et l'autre de 19.000.000 de florins à 4 1/2 %.

Les mines de l'Etat ont versé en 1931, à la caisse du Trésor, 1.655.000 florins comme intérêt des deux emprunts hypothécaires et peuvent faire à cette caisse un versement du montant de 1.290.000 florins du capital d'actions investi, soit 3 % de ce capital.

DIVERS

Association Belge de Standardisation
(A. B. S.)

Echantillonnage et analyse des huiles de graissage et des graisses lubrifiantes

Mesure de la viscosité des huiles de graissage

(Projet soumis à l'enquête publique.)

L'Association Belge de Standardisation met à l'enquête publique le projet d'une méthode standard de mesure de la viscosité des huiles en unités du système C. G. S.

Ce travail est le résultat d'une nouvelle étude faite par la Commission qui a rédigé le Rapport n° 52 : *Echantillonnage et Analyse des Huiles de graissage et des Graisses lubrifiantes*, dont l'A. B. S. publiera prochainement la première édition.

Dès l'origine de ses travaux (le 10 janvier 1928) et, tout en décidant de standardiser la méthode Engler, généralement suivie en Belgique, la Commission exprima l'opinion que, dans l'avenir, la viscosité devrait être mesurée en unités du système C. G. S.

Cette détermination de la viscosité s'étant introduite, au cours des années suivantes, dans la pratique de laboratoires importants du pays, la Commission estima que le moment était venu pour l'A. B. S. d'examiner cette méthode de mesure et sa standardisation éventuelle et, en séance du 29 mai 1931, elle chargea une sous-commission des travaux préparatoires.

Comme conclusion à son étude, effectuée avec l'aide de laboratoires qui mesurent la viscosité des huiles en unités du système C. G. S., la Sous-commission décida qu'il était utile et opportun de présenter à la Commission un projet de standardisation s'inspirant d'une bonne pratique déjà suivie par ces laboratoires.

Dans sa séance du 8 juillet 1932, la Commission entendit le rapport de sa sous-commission et, après un examen approfondi, elle approuva le projet qui lui était soumis.

Le texte publié par l'A. B. S. comprend le rapport de la sous-commission, une note sur la viscosité et sa mesure en unités C. G. S. qui y était jointe, et le projet de méthode standardisée, ce dernier constituant l'aboutissement de l'étude.

Un exemplaire du projet mis à l'enquête publique sera envoyé à toute personne qui versera la somme de 3 francs au compte postal n° 218.55 de M. Gustave L. Gérard, à Bruxelles.

Toutes les observations et remarques auxquelles les propositions de la Commission technique donneraient lieu seront reçues avec empressement au Secrétariat de l'Association Belge de Standardisation, 33, rue Ducale, à Bruxelles, *jusqu'au 31 mars 1933*.

DIVERS

Association belge de Standardisation

(A. B. S.)

PUBLICATIONS

RAPPORT N° 15.

Instructions relatives aux ouvrages en béton armé.

Conformément à la règle qu'elle s'est imposée dès sa fondation, en 1919, l'Association Belge de Standardisation procède à des revisions périodiques de ses travaux, afin de maintenir ceux-ci au niveau des progrès de la technique.

La Commission spéciale compétente va entreprendre, prochainement, la deuxième revision du Rapport N° 15 : *Instructions relatives aux ouvrages en béton armé*, en vue d'y apporter, éventuellement, des modifications que justifieraient les progrès techniques réalisés depuis la publication, en 1929, de la deuxième édition du rapport, et des indications nouvelles sur des points dont l'étude n'a pu être terminée au cours de la première revision.

L'Association Belge de Standardisation invite tous les intéressés qui auraient des observations à formuler concernant le texte actuel des « Instructions » à vouloir bien les communiquer au Secrétariat, 33, rue Ducale, à Bruxelles, *avant le 31 janvier 1933*.

MINISTERE DE L'INDUSTRIE ET DU TRAVAIL

ADMINISTRATION DES MINES

STATISTIQUE

DES

Industries extractives et métallurgiques

ET DES

APPAREILS A VAPEUR

ANNÉE 1931

Monsieur le Ministre,

J'ai l'honneur de vous adresser le rapport contenant, pour l'année sous revue, les renseignements statistiques rassemblés par la Direction générale des Mines.

Ce rapport comprend d'abord deux chapitres consacrés, l'un aux industries extractives auxquelles sont rattachées les fabriques de coke et d'agglomérés, l'autre aux industries métallurgiques.

Les accidents survenus au cours de l'année dans ces diverses industries font l'objet d'un troisième chapitre.

Enfin, le rapport se termine par un relevé des appareils à vapeur existant dans le royaume.

Les principaux résultats statistiques sont disposés en quinze tableaux hors-texte à la fin du rapport.

Les tableaux I, II et III, relatifs à l'exploitation des mines de houille, sont dressés en grande partie à l'aide des déclarations que les concessionnaires de ces mines

sont tenus de fournir en vertu de l'article 7 de l'arrêté royal du 20 mars 1914, relatif aux redevances. Ces déclarations sont vérifiées par les ingénieurs des mines conformément à l'article 9 du même arrêté.

La première partie du tableau IV relative aux mines métalliques est établie de la même façon.

Le tableau XIV donnant la statistique des accidents dans les mines de houille est établi au moyen des procès-verbaux dressés par les ingénieurs des Mines. Il en est de même des tableaux intercalés dans le texte du rapport et qui sont relatifs aux accidents dans les carrières et dans les usines.

Le tableau XV condense les données des états descriptifs tenus pour les appareils à vapeur par les ingénieurs des Mines et par les Inspecteurs du Travail.

Quant aux autres tableaux, ils ont été préparés par la Direction générale des Mines au moyen de déclarations que les exploitants de carrières et d'usines ont fournies suivant un usage établi de longue date. Ces déclarations ont été contrôlées dans la mesure du possible par les ingénieurs des Mines, mais l'exactitude rigoureuse ne peut en être certifiée.

Les renseignements complémentaires ou récapitulatifs donnés dans le texte du rapport sont empruntés, en général, aux mêmes sources que ceux contenus dans les tableaux correspondants.

Le paragraphe spécial consacré à l'outillage mécanique a été développé. Les chiffres contenus dans ce paragraphe résultent d'une enquête effectuée par l'administration des Mines, qui a vérifié ces chiffres autant que possible.

La table des matières ci-après facilitera la consultation du présent rapport.

Veuillez agréer, Monsieur le Ministre, l'hommage de mon respectueux dévouement.

Le Directeur général des Mines,
J. LEBACQZ.

Bruxelles, le 1er décembre 1932.

TABLE DES MATIÈRES

			Pages du rapport	Numéros des tableaux hors texte
CHAPITRE PREMIER. — *Industries extractives.*				
A. Industries extractives	I Charbonnages	1. Importances, conditions et résultats de l'exploitation	1051	I, II, III
		2. Outillage mécanique des travaux souterrains	1084	
		3. Relevé des lampes en service au 31 décembre 1931, dans les travaux souterrains	1098	
		4. Relevé des moteurs à air comprimé et des moteurs électriques en service au 31 décembre 1931	1099	
	II Mines métalliques		1103	IV
	III Exploitation libre de minerai de fer		1103	
	IV Carrières		1104	V
	V Récapitulation		1105	
B. Fabrication du coke et des agglomérés de houille	I Fabriques de coke		1107	VI
	II Fabriques d'agglomérés		1109	VII
C. Mouvement commercial et consommation de houille			1111	
CHAPITRE II. — *Industries métallurgiques.*				
I Sidérurgie	*a.* Hauts-fourneaux		1113	VIII
	b. Aciéries		1117	IX
	c. Fabriques de fer puddlé		1121	X
	d. Laminoirs		1123	XI
II Fonderies des métaux autres que le fer et l'acier	*a.* Fonderies de zinc		1127	XII
	b. Laminoirs à zinc		1130	
	c. Autres usines		1131	
Récapitulation générale des industries extractives et métallurgiques				XIII
CHAPITRE III. — *Accidents survenus dans les mines, minières, carrières et usines*			1133	XIV
Relevé des appareils à vapeur au 31 décembre 1931				XV

STATISTIQUE

DES

INDUSTRIES EXTRACTIVES ET METALLURGIQUES

ET DES

APPAREILS A VAPEUR

EN BELGIQUE

pour l'année 1931

CHAPITRE PREMIER

A. — INDUSTRIES EXTRACTIVES

I. — Charbonnages. (Tableaux I, II et III hors texte.)

1. — Importance, conditions et résultats de l'exploitation

BASSIN DU SUD

a) *Concessions et sièges d'exploitation.*

Nombre et étendue des mines de houille.

L'étendue totale des concessions a diminué de 507 hectares par rapport à l'année précédente a la suite, d'une part de la révocation de deux concessions d'une superficie totale de 1.836 hectares dans le Hainaut et d'une concession de 93 hectares dans la province de Namur, d'autre part d'une extension de 1.237 hectares accordée dans le Hainaut et d'une extension de 185 hectares accordée dans la province de Liége. Le nombre de concessions a diminué de 3 dans le Hainaut, par suite des deux révocations qui viennent d'être indiquées et d'une réunion de deux concessions. Ce nombre a diminué d'une unité dans la province de Namur, par suite de révocation et d'une

unité dans la province de Liége, par suite de la réunion de deux concessions.

Au total, le nombre de concessions existantes est donc réduit de cinq (1).

Mines de houille concédées. (*Bassin du Sud*)

	Nombre	Etendue en hectares
Hainaut	61	88.681
Namur.	25	12.689
Liége	50	38.001
Luxembourg . . .	1	127
Total. . .	137	139.498

Nombre et étendue des concessions en activité

Le nombre et la superficie des concessions de houille qui ont été en activité, c'est-à-dire en exploitation ou en préparation (2) au cours de l'année sous revue, sont les suivants. (Les concessions réunies au cours de l'année ne comptent ensemble que pour une unité; la superficie est est celle au 31 décembre 1932.)

Concessions de houille en activité (*Bassin du Sud*) :

	Nombre	Etendue en hectares
Hainaut.	52	82.883
Namur	4	2.019
Liége	27	28.983
Total. . .	83	113.885

Par rapport à l'année précédente, les nombres de concessions ci-dessus sont en diminution d'une unité pour le Hainaut, à cause de la réunion de deux concessions, d'une unité pour la province de Namur, à cause de la cessation

(1) Voir *Annales des Mines de Belgique*, année 1932, t. XXXIII, 1re liv., p. 445.

(2) Sont également incluses les concessions dont l'exploitation a cessé, mais où des ouvriers sont encore occupés à des travaux divers (remblayage de puits, etc.).

d'activité d'une mine et d'une unité pour la province de Liége, à cause de la réunion de deux concessions.

Sièges d'exploitation

Par siège d'extraction, il faut entendre un ensemble de puits ayant des installations communes ou tout au moins en grande partie communes. On ne considère pas, toutefois, comme siège d'extraction spécial, un puits d'aérage par lequel se ferait, par exemple, une petite extraction destinée principalement à fournir le charbon nécessaire aux chaudières du dit puits : dans ce cas, le tonnage extrait est porté au compte du siège d'exploitation proprement dit.

Ne sont, d'autre part, considérés comme sièges en réserve, que des sièges possédant encore des installations pouvant permettre éventuellement leur remise en activité.

Nombre de sièges d'extraction (*Bassin du Sud*).

		1913	1927	1928	1929	1930	1931
Nombre de sièges d'extraction	en activité . .	271	240	230	223	227	221
	en réserve . .	18	19	15	16	13	11
	en construction.	16	8	8	2	5	5
	Total . .	305	267	253	241	245	237

b). — *Production et vente.*

Vente. — La quantité de charbon vendu et la valeur de ce charbon, résultent des déclarations des exploitants. La valeur est le produit réel de la vente. En ce qui concerne le charbon livré aux usines annexées aux mines (fabriques de coke et d'agglomérés, usines métallurgiques et autres), il est évalué à son prix de vente commercial.

Distribution. — Aux termes d'une convention, chaque famille d'ouvrier mineur reçoit gratuitement du charbon à raison de 300 kilogrammes par mois d'été et de 400 kilogrammes par mois d'hiver, soit 4,2 tonnes par an. Les charbonnages ne délivrent plus gratuitement du charbon aux ouvriers pensionnés ni aux veuves d'ouvriers pensionnés.

Le charbon gratuit est évalué à sa valeur commerciale.

Indépendamment de cette distribution, une certaine quantité de charbon est livrée à prix réduit aux ouvriers de la mine ; elle est portée, avec sa valeur commerciale, au chapitre de la vente et la différence entre la valeur commerciale et le prix payé est portée aux dépenses sous la rubrique : *dépenses afférentes à la main-d'œuvre.*

Le charbon livré gratuitement aux ouvriers des usines annexées aux charbonnages est compris dans la vente à ces usines.

Consommation. — Le charbon consommé est la partie de l'extraction utilisée à chaque mine pour les services de l'exploitation ; il ne comprend pas le charbon que certaines mines achètent pour leurs propres besoins. La valeur du charbon consommé est fixée au prix des qualités correspondantes vendues au dehors.

Stocks. — La valeur des stocks est déterminée de manière à se rapprocher le plus possible du prix auquel ces stocks auraient pu être réalisés, eu égard à la nature et à la qualité des divers produits qui les constituent.

Production. — La production est la somme des quantités vendues distribuées et consommées, augmentée ou diminuée de la différence entre les stocks du commencement et de la fin de l'année.

La valeur de la production est déterminée de la même manière.

Les charbons extraits sont classés comme suit, d'après leurs teneurs en matières volatiles :

1° charbons Flénu : ceux qui renferment plus de 25 % ;
2 » gras : » de 25 à 16 % ;
3° » demi-gras : » de 16 à 11 % ;
4° » maigres : » moins de 11 %.

Fluctuation de la production

La production de houille dans le bassin du Sud a été pendant l'année sous revue de 22.865.320 tonnes, soit 3,1 % de moins que l'année précédente.

D'autre part, l'année se termine avec un stock total pour ce bassin de 2.969.290 tonnes; ce stock est supérieur de 843.110 tonnes à celui qui existait au début de l'année.

Production par district

Le tableau ci-dessous donne les productions de chacun des districts en 1913, pendant l'année sous revue et les quatre années précédentes.

(*Bassin du Sud*)

DISTRICTS MINIERS	PRODUCTION EN TONNES					
	1913	1927	1928	1929	1930	1931
	Tonnes	Tonnes	Tonnes	Tonnes	Tonnes	Tonnes
Couchant de Mons	4.406.550	5.890.610	5.823.670	5.720.870	5.541.010	5.073.550
Centre	3.458.640	4.522.660	4.517.870	4.320.070	4.351.920	4.249.690
Charleroi . . .	8.148.020	8.396.680	8.107.270	7.763.000	7.791.480	7.681.110
Namur	829.900	459.850	433.120	416.660	424 690	363.700
Liége	5.998 480	5.848 140	5.805.280	5.479.460	5.491.320	5.497.270
Total. . .	22.841.590	25.117.490	24.687.210	23.700.060	23.600.450	22.865.320

On voit que, par rapport à l'année précédente, la production a diminué dans tous les districts, sauf dans celui de Liége, où elle a légèrement augmenté. La production totale n'a été supérieure à celle de l'année 1913 que de 0,1 %.

Au point de vue de l'importance relative des différents districts, on remarque d'après le tableau ci-après que la part des bassins du Couchant de Mons et du Centre dans l'extraction continue à être supérieure, tandis que celle des autres bassins reste inférieure par rapport à la situation en 1913.

(*Bassin du Sud*)

Districts	Participation en pour-cents de chacun des districts dans la production du Bassin du Sud			
	1913	1929	1930	1931
Couchant de Mons. .	19,3	24,1	23,5	22,2
Centre	15,1	18,2	18,4	18'6
Charleroi	35,7	32,8	33,0	33,6
Namur	3,6	1,8	1,8	1,6
Liége	26,3	23,1	23,3	24,0
	100,0	100,0	100,0	100,0

Production moyenne par concession.

La production moyenne par concession varie notablement d'un district à l'autre. Par rapport à l'année précédente, on constate des concentrations dans les bassins de Liége, de Charleroi et de Namur. Par rapport à l'année 1913, la modification est beaucoup moins sensible dans le district de Charleroi que dans les autres régions.

DISTRICTS	1913		1930		1931	
	Nombre de concessions actives	Production par concession	Nombre de concessions actives	Production par concession	Nombre de concessions actives	Production par concession
Couchant de Mons	24	183.610	12	461.800	12	422.800
Centre , . . .	11	314.420	9	483.500	9	472.200
Charleroi . . .	35	232.800	32	243.500	31	251.300
Namur	12	69.160	5	84.900	4	90.900
Liége	43	139.500	28 (1)	196.100(1)	27	203.400
Bassin du Sud. .	125	182.730	86	265.100(1)	83	275.500

(1) Nombres rectifiés.

Décomposition de la production suivant la teneur en mat. vol. du charbon

Au point de vue de la teneur en matières volatiles, qui sert de base à la classification des houilles belges en charbons flénus, gras, demi-gras et maigres, la répartition de la production est donnée par le tableau suivant. Il résulte notamment de ce tableau que la proportion de charbon flénu a diminué tout en restant plus élevée qu'en 1913; la proportion de charbon maigre a augmenté et est également plus élevée qu'en 1913.

(*Bassin du Sud*)

Nature des Charbons	1913		1930		1931	
	Quantités globales	%	Quantités globales	%	Quantités globales	%
Flénu	2.110.790	9,2	3.290.990	13,9	3.095.690	13,5
Gras.	5.453.620	23,9	5.061.580	21,4	4.651.310	20,3
Demi-gras . . .	9.715.610	42,6	9.445.280	40,1	9.158.540	40,1
Maigre . . .	6.561.570	24,3	5.802.600	24,6	5.959.780	26,1
	22.841.590	100,0	23.600.450	100,0	22.865.320	100,0

La répartition par qualités varie considérablement d'un district à l'autre. Le tableau ci-après résume à cet égard les indications plus détaillées contenues dans le tableau I hors texte.

	Couchant de Mons	Centre	Charleroi	Namur	Liége
	%	%	%	%	%
Proportion de charbons flénus et gras	78,9	63,2	8,7	0	7,0
Proportion de charbons demi-gras et maigres. . . .	21,1	36,8	91,3	100,0	93.0
Total. .	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Décomposition de la production suivant la destination

La part de la production de charbon consommée pour les besoins des mines a été de 9,9 % contre 10 % l'année précédente; toutefois, cette part varie d'un district à

l'autre, de même que la proportion du charbon vendu, comme on le voit sur le tableau ci-après.

Comme les années précédentes, la proportion des charbons consommés par les mines est la plus élevée dans le district du Couchant de Mons et dans le Centre, ainsi que l'indique le tableau ci-après, qui fournit également la proportion des charbons délivrés gratuitement et la proportion des charbons vendus. La somme des trois pourcentages est inférieure ou supérieure à 100, suivant que du charbon a été mis en stock ou a été repris au stock.

(*Bassin du Sud*)

Districts	Pourcentage par rapport à la production de :		
	la consommation %	la distribution gratuite %	la vente %
Couchant de Mons. .	10,5	2,0	81,9
Centre	12,8	1,8	78,9
Charleroi	8,4	1,6	85,2
Namur	8,2	2,0	87,6
Liége.	9,3	2,0	90,4
Le Bassin du Sud . .	9,9	1,8	84,6

Valeur du charbon

Les valeurs moyennes des charbons vendus par les charbonnages ou livrés aux fabriques de coke et d'agglomérés des concessionnaires sont données dans le tableau suivant par districts miniers et pour l'année 1913, pour l'année sous revue, ainsi que pour les quatre années qui précèdent celles-ci. En vue de faciliter les comparaisons, les prix en 1913 ont été indiqués non seulement en francs de l'époque, mais aussi en francs de la monnaie actuelle, la conversion étant faite d'après le rapport adopté lors de la stabilisation monétaire (1 franc de 1913 = 6,94 francs actuels).

Ce tableau indique que le prix de vente a diminué fortement dans les différents districts par rapport à l'année précédente. Pour l'ensemble du bassin du Sud, la réduction a été de plus de 31 fr. par tonne et a ramené le prix moyen à une valeur voisine du prix moyen de l'année 1928, lequel constitue le minimum des cinq dernières années et se rapproche lui-même fortement du prix de 1913 exprimé en francs actuels. Toutefois, on n'arrive pas tout à fait aux mêmes conclusions en considérant isolément les divers districts. On constate notamment que, dans le Couchant de Mons, le prix de 1931 a diminué d'environ 31 francs par rapoprt à 1930, mais que ce prix est sensiblement inférieur à celui de 1928 et que celui de 1928 était déjà inférieur à celui de 1913.

Prix moyen de vente des charbons en francs par tonne

(*Bassin du Sud*)

Districts	1913 fr. de 1913	1913 fr. actuels	1927	1928	1929	1930	1931
Couchant de Mons .	19,35	134,29	154,17	132,70	153,38	155,77	125,88
Centre . . .	18,86	130,82	157,61	132,70	164,46	162,66	132,06
Charleroi . .	19,34	134,22	156,36	134,00	169,17	171,48	138,65
Namur . . .	17,73	123,05	130,60	111,90	153,32	149,81	129,93
Liége. . . .	19,93	138,31	169,05	145,95	182,20	180,40	146,92
Bassin du Sud .	19,36	134,27	158,69	135,90	167,26	168,03	136,74

Dans ce bassin, le prix moyen a été, au cours des trois dernières années, sensiblement plus faible que dans les autres districts (à l'exception du district peu important de Namur). Ainsi qu'il a été signalé plus haut, le bassin du Couchant de Mons se distingue des autres par la forte proportion de charbons flénus et gras qu'on y extrait.

Les deux tableaux ci-après indiquent les valeurs d'un index établi en prenant comme point de comparaison dans chaque bassin, pour le premier tableau, le prix de 1913 exprimé en francs actuels, pour le second, le prix de l'anneé 1927, année qui a suivi celle où la stabilisation monétaire a été effectée (1). Ces tableaux montrent bien les fluctuations des prix, mais il ne faut pas perdre de vue qu'ils ne permettent pas de comparer, d'un bassin à l'autre la hauteur absolue des prix, puisque le nombre 100 ne correspond pas à un même prix pour les divers districts.

INDEX DU PRIX MOYEN DE VENTE DES CHARBONS *(Bassin du Sud)*

Prix de 1913 exprimés en francs actuels = 100.

DISTRICTS	1913	1927	1928	1929	1930	1931
Couchant de Mons.	100	115	99	114	116	94
Centre . . .	100	120	101	126	124	101
Charleroi . .	100	116	100	126	128	103
Namur . . .	100	106	91	125	122	106
Liége . . .	100	122	106	132	130	106
Bassin du Sud.	100	118	101	125	125	102

INDEX DU PRIX MOYEN DE VENTE DES CHARBONS *(Bassin du Sud)*

Prix de 1927 = 100.

DISTRICTS	1927	1928	1929	1930	1931
Couchant de Mons.	100	86	99	101	82
Centre . . .	100	84	104	103	84
Charleroi . .	100	86	101	110	89
Namur . . .	100	86	117	115	99
Liége . . .	100	86	108	107	87
Bassin du Sud.	100	86	105	106	86

(1) Les index de prix des marchandises qui sont dressés par le Ministère de l'Industrie, du Travail et de la Prévoyance Sociale ont comme point de comparaison le mois d'avril 1914 ou la période avril 1927-mars 1928.

c) *Superficie exploitée et puissance moyenne.*

La *superficie exploitée* est calculée ou mesurée suivant le développement des couches.

La puissance moyenne est déterminée en adoptant pour densité moyenne du charbon en roche le chiffre de 1.350 ; on divise donc par 1.350 la production par mètre carré exploité.

Elle pourrait être calculée soit d'après la production brute (c'est-à-dire y compris les pierres mélangées au charbon extrait), soit d'après une production nette dont on aurait éliminé les pierres. Elle est calculée, en réalité, d'après la production des charbonnages évaluée comme il est dit ci-dessus et dont une partie seulement a passé par les lavoirs. Cette production, comme la puissance moyenne, varie donc suivant les soins apportés au triage des pierres à l'intérieur des mines et à la surface et suivant l'importance et l'utilisation des lavoirs des charbonnages.

Puissance moyenne

La puissance moyenne calculée d'après la production nette, a été de $0^m,75$ pendant l'année sous revue contre $0^m,73$ pendant l'année précédente, comme on le voit sur le tableau ci-après :

Année	Puissance moyenne (Bassin du Sud)
1913	0,64 mètre.
1927	0,71 »
1928	0,71 »
1929	0,74 »
1930	0,73 »
1931	0,75 »

La puissance moyenne des couches calculée par concession varie de $0^m,52$ à $1^m,23$ dans le Couchant de Mons, de $0^m,58$ à $0^m,85$ dans le Centre, de $0^m,50$ à $1^m,06$ à Charleroi, de $0^m,52$ à $0^m,74$ à Namur et de $0^m,35$ à $1^m,06$ à Liége.

d) *Personnel ouvrier.*

Le *nombre de jours de présence* est relevé sur les feuilles de salaires.

On entend par ouvriers à veine, les haveurs, les hayeurs et le rappresteurs qui concourent à l'abatage du charbon.

Pour chaque mine, le nombre de jours d'extraction de l'année est le total des jours où au moins l'un des puits d'extraction a été en activité. On en détermine la moyenne composée pour avoir le nombre moyen de jours d'extraction par district et pour l'ensemble du bassin (1).

Dans chaque concession, on calcule un *nombre moyen d'ouvriers* en divisant le nombre de jours de présence pendant les jours d'extraction par le nombre moyen de jours d'extraction de la mine. On totalise ces nombres d'ouvriers pour avoir le personnel des charbonnages.

La répartition du personnel suivant le sexe et l'âge se fait en prenant quatre quinzaines normales de travail, une par trimestre ; on fait le classement par catégorie pour chacune d'elles, on prend les moyennes et on applique celles-ci aux nombres d'ouvriers de l'intérieur et de la surface calculés comme il est dit ci-dessus.

La production moyenne journalière par ouvrier est obtenue en divisant le nombre de tonnes produites par le nombre de jours de présence.

La production moyenne annuelle par ouvrier est obtenue en divisant le nombre de tonnes produites par le nombre d'ouvriers calculé comme il est expliqué ci-dessus.

Nombre de jours d'extraction

Le nombre moyen de jours d'extraction pour le bassin du Sud a été de 289,30 pendant l'année sous revue, contre 296,65 pendant l'année précédente.

Les nombres de jours d'extraction dans les divers districts, ne sont guère écartés de cette moyenne, sauf dans le district de Namur, où, dans deux mines sur quatre, le travail n'a pas été régulier.

(1) Cette moyenne composée est obtenue en divisant le nombre de journées effectuées par les ouvriers à veine par le nombre d'ouvriers à veine déterminé comme il est indiqué plus loin. Dans chaque concession, on détermine le nombre moyen d'ouvriers à veine en divisant le nombre de journées faites par les ouvriers à veine par le nombre de jours où l'on a procédé d'une manière normale à l'abatage du charbon.

Districts :	Nombres de jours d'extraction :
Couchant de Mons	289,07
Centre	291,89
Charleroi	287,20
Namur	266,48
Liége	292,36

Personnel ouvrier

Le nombre moyen d'ouvriers mineurs de diverses catégories occupés dans le Bassin du Sud, est donné dans le tableau suivant :

(*Bassin du Sud*)

ANNÉES	NOMBRE MOYEN D'OUVRIERS			
	à veine	de l'intérieur (1)	de la surface	de l'intérieur et de la surface réunis
1913	**24.844**	**105.801**	**39.536**	**145 .337**
1921	23.387	111.145	48.818	159.963
1922	21.265	100.560	46.902	147.462
1923	21.707	104.554	47.308	151.862
1924	22.868	112.582	49.198	161.780
1925	21.358	103.726	46.806	150.532
1926	20.921	102.193	45.724	147.917
1927	22.010	110.570	46.808	157.378
1928	20.602	101.785	43.954	145.739
1929	18.617	92.405	40.826	133.231
1930	18.411	94.307	40.511	134.818
1921-1930 (2)	**21.115**	**103.383**	**45.685**	**149.068**
1931	18.246	91.840	40.341	132.181

Pour toutes les catégories, l'effectif a été plus faible au cours de l'année sous revue qu'au cours de l'année antérieure.

Par rapport à 1913, il y a eu 6.598 ouvriers à veine de moins. Sur l'ensemble des ouvriers de l'intérieur, y compris les ouvriers à veine, la diminution est de 13.961 unités. Le personnel de la surface est supérieur de 805 unités à celui de 1913.

(1) Y compris les ouvriers à veine.
(2) Moyenne annuelle.

Pour l'ensemble du fond et de la surface, la diminution est de 13.156 unités.

Il y a également une diminution importante par rapport aux effectifs moyens de la période décennale 1921-1930 : cette diminution est de 2.869 unités pour les ouvriers à veine, de 11.542 unités pour les ouvriers de l'intérieur, de 5.344 unités pour les ouvriers de la surface et de 16.887 unités pour l'ensemble du personnel ouvrier.

Mais il ne faut par perdre de vue que, comme il est indiqué plus loin, le bassin du Nord a occupé, d'autre part, de plus en plus d'ouvriers jusqu'en 1930 et a conservé en 1931 à peu près autant d'ouvriers qu'en 1930.

La répartition du personnel suivant le sexe et l'âge est donnée par le tableau ci-après :

(Bassin du Sud)

CATÉGORIES			PROPORTION %	
Intérieur	Hommes et garçons	de 21 ans ou plus	64,1	
		de 18 à 20 ans	3,8	69,5
		de 14 à 17 ans	1,6	
Surface	Hommes et garçons	de 21 ans ou plus	23,7	
		de 18 à 20 ans	1,5	26,5
		de 14 à 17 ans	1,3	
	Femmes et filles	de 21 ans ou plus	2,8	
		de 14 à 17 ans	1,2	4,0

Les trois groupes d'ouvriers : ouvriers à veine, autres ouvriers de l'intérieur et ouvriers de la surface, dont l'ensemble constitue le personnel ouvrier des charbonnages, n'ont pas la même importance relative dans les différents

districts houillers du pays. C'est dans les districts de Namur et de Mons que la proportion des ouvriers à veine est la plus forte, et à Liége qu'elle est la plus faible, ainsi qu'on le voit par l'examen du tableau ci-après. Il en était de même en 1927 et en 1913.

(Bassin du Sud.)

DISTRICTS		Ouvriers à veine — %	Ouvriers du fond non compris les ouvriers à veine — %	Ouvriers de la surface — %
Mons	1931	15,6	56,0	28,4
	1927	15,9	56,1	28,0
	1913	**19,5**	**56,1**	**24,4**
Centre	1931	13,8	53,7	32,5
	1927	14,8	56,6	28,6
	1913	**18,2**	**54,4**	**27,4**
Charleroi	1931	13,5	53,4	33,1
	1927	13,4	53,6	33,0
	1913	**16,0**	**53,6**	**30,4**
Namur	1931	15,5	54,4	30,1
	1927	16,2	55,0	28,8
	1913	**18,8**	**56,8**	**24,4**
Liége	1931	12,5	59,7	27,8
	1927	12,4	59,6	28,0
	1913	**15,6**	**58,6**	**25,8**
Bassin du Sud	1931	13,8	55,7	30,5
	1927	14,0	56,3	29,7
	1913	**17,1**	**55,7**	**27,2**

Par rapport à l'année 1913, la proportion des ouvriers à veine a sensiblement diminué dans tous les districts; pour l'ensemble du bassin du Sud, elle a passé de 17,1 en 1913 à 14,0 % en 1927 et à 13,8 % en 1931. Cependant, dans les districts de Charleroi et de Liége, cette proportion est légèrement plus élevée en 1931 qu'en 1927.

La proportion des ouvriers de la surface qui était, dans tous les districts, sensiblement plus élevée en 1927 qu'en 1913, a encore augmenté partout sauf dans le bassin de Liége. Dans l'ensemble, cette proportion s'est élevée de 27,2 % en 1913 à 29,7 % en 1927 et à 30,5 % en 1931.

Quant à la proportion d'ouvriers du fond autres que les ouvriers à veine, on la retrouve en 1931 égale à ce qu'elle était en 1913 pour l'ensemble du bassin du Sud.

Production journalière

e) *Production par ouvrier.*

Les productions moyennes par ouvrier et par jour, sont données dans les tableaux ci-dessous par catégories d'ouvriers et par districts pour 1913, pour l'année sous revue et pour les quatre années qui ont précédé celle-ci.

Districts miniers	Production moyenne journalière par ouvrier à veine (en tonnes)					
	en 1913	en 1927	en 1928	en 1929	en 1930	en 1931
Couchant de Mons .	2,422	3,429	3,571	3,623	3,749	3,796
Centre	3,457	3,851	4,133	4,504	4,617	4,615
Charleroi . . .	3,937	4,118	4,398	4,653	4,563	4,481
Namur	3,146	4,160	4,251	4,228	4,074	4,252
Liége.	3,406	3,853	4,117	4,446	4,467	4,501
Le Bassin du Sud .	3,160	3,823	4,061	4,280	4,321	4,332

Districts miniers	Production moyenne journalière par ouvrier de l'intérieur y compris les ouvriers à veine (en tonnes)					
	en 1913	en 1927	en 1928	en 1929	en 1930	en 1931
Couchant de Mons .	0,613	0,737	0,773	0,797	0,797	0,812
Centre	0,744	0,786	0,854	0,904	0,904	0,929
Charleroi . . .	0,894	0,804	0,869	0,909	0,871	0,886
Namur	0,764	0,929	0,978	0,971	0,915	0,909
Liége.	0,704	0,656	0,720	0,764	0,745	0,746
Le Bassin du Sud .	0,731	0,747	0,805	0,844	0,827	0,839

Districts miniers	Production moyenne journalière par ouvrier de l'intérieur et de la surface réunis (en tonnes)					
	en 1913	en 1927	en 1928	en 1929	en 1930	en 1931
Couchant de Mons .	0,460	0,525	0,548	0,562	0,564	0,574
Centre	0,535	0,556	0,603	0,629	0,631	0,648
Charleroi . . .	0,575	0,533	0,567	0,590	0,576	0,585
Namur	0,573	0,654	0,671	0,674	0,643	
Liége.	0,517	0,468	0,513	0,540	0,530	0,533
Le Bassin du Sud .	0,538	0,520	0,556	0,578	0,572	0,580

Pour les ouvriers à veine, l'effet utile journalier durant l'année sous revue a marqué un progrès sur l'année précédente, sauf pour les bassins du Centre et de Charleroi.

En ce qui concerne les ouvriers de l'intérieur, l'effet utile a été plus élevé dans tous les districts, sauf dans celui de Namur.

Pour les ouvriers de toute catégorie, les variations ont été dans le même sens que pour les ouvriers de l'intérieur.

En groupant les résultats des divers districts, on trouve que l'effet utile moyen de chacune des catégories a été

plus élevé que pendant chacune des quatre années antérieures, sauf cependant que celui des ouvriers de l'intérieur a été meilleur en 1929 qu'en 1931.

En ce qui concerne la production annuelle par ouvrier, on constate au contraire presque partout, par rapport à l'année antérieure, soit un fléchissement soit le maintien de la même production. Il n'y a augmentation qu'en ce qui concerne le Centre pour les ouvriers de l'intérieur. La différence entre le sens des fluctuations de la production journalière et celui de la production annuelle s'explique par la diminution du nombre de jours de travail en 1931.

Production annuelle

Production annuelle en tonnes	Couchant de Mons		Centre		Charleroi		Namur		Liége		Le bassin du Sud	
	1930	1931	1930	1931	1930	1931	1930	1931	1930	1931	1930	1931
Par ouvrier à veine .	1.105	1.097	1.366	1.347	1.353	1.287	1.203	1.133	1.340	1.316	1.282	1.253
Par ouvrier de l'intérieur	240	239	271	276	264	260	275	251	227	227	250	249
Par ouvrier de l'intérieur et de la surface réunis . . .	171	171	191	186	177	174	196	175	164	164	175	173

f). — *Salaires.*

On comprend dans les salaires globaux tous ceux qui ont été gagnés par les ouvriers des mines, désignés comme tels au registre tenu en exécution de la loi du 15 juin 1896 sur les règlements d'atelier, et non ceux payés par certains entrepreneurs pour travaux effectués à forfait, tels que construction de bâtiments, montage de machines, etc.

Dans es salaires bruts ne sont pas compris le coût des explosifs consommés dans les travaux à marché ni celui des fournitures d'huile pour l'éclairage ni les indemnités pour détérioration du matériel, etc.; mais les sommes retenues pour l'alimentation des caisses de secours et de prévoyance y sont incluses.

La détermination des salaires journaliers moyens bruts et des salaires journaliers moyens nets est obtenue en divisant le montant total des salaires des ouvriers, bruts d'une part, nets de l'autre, par le nombre de jours de présence.

Le salaire annuel moyen est obtenu en divisant le montant total des salaires par le nombre d'ouvriers établi comme il est dit ci-dessus.

Salaires

La somme totale des salaires *bruts* a été pendant l'année sous revue de 1.733.469.900 francs. Les autres dépenses afférentes à la main-d'œuvre se sont élevées à 250.014.800 francs, soit à 14,4 % des salaires bruts, contre 11,3 % l'année précédente. L'augmentation de ce pourcentage provient de ce que plusieurs de ces dépenses sont restées constantes tandis que le taux des salaires diminuait.

Le tableau suivant permet de comparer les salaires journaliers nets en 1913, pendant l'année sous revue et les quatre années précédentes :

(*Bassin du Sud*).

Catégories d'ouvriers	Salaires journaliers nets						
	1913	1913	1927	1928	1929	1930	1931
	Francs 1913	Francs actuels	Francs actuels	Francs actuels	Francs actuels	Francs actuels	Francs actuels
	—	—	—	—	—	—	—
Ouvriers à veine . .	6,54	45,38	48,91	48,99	56,97	61,31	50,88
Ouvr. de l'intérieur (1).	5,76	39,97	44,14	44,75	52,30	55,83	46,63
Ouvriers de la surface.	3,65	25,33	30,98	31,61	36,61	39,08	33,52
Ouvriers de l'intérieur et de la surface réunis	5,17	35,88	40,13	40,60	47,37	50,67	42,58

Pendant l'année sous revue, les salaires ont donc subi une baisse importante qui les a ramenés à un niveau intermédiaire entre ceux des années 1928 et 1929.

(1) Y compris les ouvriers à veine.

Dans les tableaux ci-après, les salaires de 1931 sont exprimés en pour cents des salaires de 1913 convertis en francs actuels sur la base du rapport établi lors de la stabilisation monétaire (1 franc de 1913 = 6,94 francs actuels) ; ils sont également exprimés en pour cents des salaires de 1927.

(*Bassin du Sud*)

Catégories d'ouvriers	Salaires journaliers moyens nets					
	en 1913		en 1927	en 1931		
	fr. 1913	fr. actuels	fr. actuels	fr. actuels	% par rapport aux salaires de 1913 exprimés en fr. actuels	% par rapport aux salaires de 1927
Ouvriers à veine	6,54	45,38	48,91	50,88	112	104
Ouvriers de l'intérieur (1)	5,76	39,97	44,14	46,63	117	106
Ouvriers de la surface	3,65	25,33	30,98	33,52	132	108
Ouvriers du fond et de la surface réunis	5,17	35,88	40,13	42,58	119	106

(*Bassin du Sud*)

ANNÉES	Salaires moyens nets (fond et surface réunis)		
	Francs actuels	% par rapport aux salaires de 1913 exprimés en fr actuels	% par rapport aux salaires de 1927
1913	35,88	100	89
1927	40,13	112	100
1928	40,60	113	101
1929	47,37	132	118
1930	50,67	141	126
1931	42,58	119	106

(1) Y compris les ouvriers à veine.

g). — *Dépenses d'exploitation.*

Les dépenses totales effectuées sont réparties en quelques postes principaux, ainsi qu'il est indiqué à l'arrêté royal du 20 mars 1914 relatif aux redevances fixe et proportionnelle sur les mines.

On répartit également ces dépenses en deux postes : les dépenses ordinaires et les dépenses extraordinaires.

Les dépenses extraordinaires ou de premier établissement, que l'industriel amortit généralement en un certain nombre d'années, comprennent les postes ci-dessous indiqués :

1° Creusement de puits et galeries d'écoulement et de transport;

2° Construction de chargeages, de chambres de machines, écuries et travaux de création de nouveaux étages d'exploitation ;

3° Achat de terrains;

4° Construction de bâtiments pour bureaux, machines, ateliers de triage et de lavage des produits, ateliers de charpenteries, forges, lampisteries, maisons de directeurs et d'employés, etc.;

5° Achat de machines, chaudières, moteurs divers, non compris les outils, le matériel roulant, les chevaux, etc.;

6° Les voies de communication, le matériel de transport et de traction.

Dépenses d'exploitation rapportées à la tonne vendable

Dans les deux tableaux suivants, les dépenses, y compris celles de premier établissement, sont rapportées à la production vendable, c'est-à-dire à la production nette diminuée de la consommation des mines elles-mêmes. Le premier de ces tableaux donne la décomposition des dépenses dans chaque district. Le second donne pour l'ensemble du bassin du Sud la comparaison des dépenses effectuées au cours des deux dernières années.

(Bassin du Sud.) Année 1930.

Dépenses d'exploitation rapportées à la tonne vendable	Mons Fr.	Centre Fr.	Charleroi Fr.	Namur Fr.	Liége Fr.	Le Bassin du Sud Fr.
Main d'œuvre	**99,73**	**91,25**	**91,25**	**86,85**	**104,13**	**96,27**
Salaire brut	86,43	80,48	80,09	75,35	91,10	84,14
Indemnités pour réparation des accidents de travail	2,52	1,39	2,50	1,99	2,24	2,24
Versements aux caisses de prévoyance	3,48	3,23	3,21	3,02	3,67	3,38
Valeur du charbon donné aux ouvriers	3,54	3,35	2,97	3,72	3,60	3,33
Valeur de rabais du charbon vendu à prix réduit aux ouvr.	0,41	0,27	1,37	0,05	0,11	0,21
Allocations familiales	1,71	1,54	1,50	1,50	1,67	1,59
Allocations de maladie	0,78	0,38	0,41	0,21	0,95	0,61
Autres dépenses afférentes à la main-d'œuvre	0,86	1,19	0,45	1,01	0,79	0,77
Consommation	**25,88**	**30,37**	**31,62**	**24,79**	**28,97**	**29,38**
Bois	13,52	16,71	14,09	12,48	13,08	14,17
Combustibles autres que celui de la mine	0,94	0,50	0,75	0,03	0,44	0,46
Energie électrique	3,22	1,26	5,47	2,78	3,63	3,73
Autres fournitures	9,10	11,90	11,31	9,50	11,82	11,02
Achat de machines, terrains, construction de bâtiments, etc.	**9,16**	**9,96**	**9,98**	**5,88**	**5,44**	**8,63**
Contributions, redevances, taxes	**1,13**	**1,21**	**1,86**	**2,45**	**1,72**	**1,56**
Réparations et indemnités pour dommages à la surface	**1,53**	**0,73**	**1,92**	**1,49**	**2,21**	**1,68**
Frais divers. — Appointements (y compris les tantièmes)	**6,47**	**7,83**	**7,45**	**9,22**	**10,15**	**7,99**
Total général	**143,90**	**141,95**	**144,08**	**130,68**	**152,62**	**145,51**
Travaux de premier établissement compris dans les dépenses détaillées ci-dessus	**12,55**	**11,91**	**11,62**	**6,16**	**7,20**	**10,72**

(Bassin du Sud)

Dépenses d'exploitation rapportées à la tonne vendable	Année 1930 Francs	Année 1931 Francs
Main-d'œuvre	**112,65**	**96,27**
Salaire brut	100,69	84,14
Indemnités pour réparation des accidents de travail	2,21	2,24
Versements aux caisses de prévoyance	3,03	3,38
Valeur du charbon donné aux ouvriers	3,81	3,33
Valeur du rabais du charbon vendu à prix réduit aux ouvriers	0,28	0,21
Allocations familiales	1,26	1,59
Allocation de maladie	0,61	0,61
Autres dépenses afférentes à la main-d'œuvre	0,76	0,77
Consommation	**34,17**	**29,38**
Bois	15,94	14,17
Combustible autre que celui de la mine	0,80	0,46
Energie électrique	3,84	3,73
Autres fournitures	1,59	11,02
Achat de machines, terrains, construction et bâtiments	**10,30**	**8,63**
Contributions, redevances, taxes	**1,32**	**1,56**
Réparations et indemnités pour dommages à la surface	**1,74**	**1,68**
Frais divers. — Appointements (y compris les tantièmes)	**9,06**	**7,99**
Total général	**169,24**	**145,51**
Travaux de premier établissement compris dans les dépenses détaillées ci-dessus	**13,28**	**10,72**

Pendant l'année sous revue, le prix de revient par tonne vendable a donc diminué de 23,73 francs par rapport à l'année précédente.

Cette diminution est à rapprocher de celle de 31,29 francs, mentionnée précédemment, sur le prix de vente.

En 1913, et par tonne de charbon vendable, les salaires bruts s'élevaient à fr. 11,13 (77,24 en francs actuels); le prix de revient total, y compris les travaux de premier établissement, à fr. 18,27 (126,79); les travaux de premier établissement à fr. 2,19 (15,20) et la valeur du charbon vendable à fr. 19,18 (133,11).

Les dépenses autres que les salaires, en faveur de la main-

d'oeuvre étaient moins élevées : la distribution gratuite de charbon, les allocations familiales et les allocations de maladie notamment n'existaient pas.

Décomposition de la valeur d'une tonne de houille.

La décomposition de la valeur du charbon en ses différents éléments, en 1913, 1927, 1930 et 1931, donne les résultats suivants qui, à la différence des chiffres précédents, sont établis par tonne nette de l'extraction, y compris les charbons consommés à la mine même.

La décomposition des frais autres que les salaires, rapportés à la tonne nette extraite, est donnée dans le tableau III hors texte.

(*Bassin du Sud*)

Par tonne produite	1913		1927		1930		1931	
	Francs	Pourcentage de la valeur	Francs	Pourcentage de la valeur	Francs	Pourcentage de la valeur	Francs	Pourcentage de la valeur
Salaires bruts	10,03	54,73	78,93	52,9	90,59	57,7	75,81	60,6
Autres frais.	7,48	40,75	63,65	42,7	70,14	44,7	61,58	49,3
Total.	17,51	95,48	142,58	95,6	160,73	102,4	137,39	109,9
Valeur. . .	18,34	100,00	149,23	100,0	156,88	100,00	125,00	100,0
Boni ou mali	+ 0,83	+ 4,52	+ 6,65	+ 4,4	— 3,85	— 2,4	—12,39	— 9,9

h) *Résultats de l'exploitation.*

Le résultat de l'exploitation est l'excédent de la valeur produite c'est-à-dire de la valeur de la production, sur les dépenses totales, relatives à l'exploitation liquidées au cours de l'exercice, tous frais compris, même les dépenses de premier établissement.

Le résultat de l'exploitation établi par l'Administration des mines, selon des règles fixées par la loi et en vue de l'évaluation de la redevance proportionnelle due par les concessionnaires des mines, n'est pas un bénéfice industriel ; il est différent du bénéfice que les sociétés concessionnaires inscrivent dans les bilans.

Les dépenses totales de l'année sous revue ont été supérieures à la valeur globale du charbon produit.

Il en résulte pour l'ensemble des charbonnages du bassin du Sud une perte globale de 283.420.300 francs, soit fr. 12,39 par tonne nette produite, tandis que l'exercice précédent se clôturait par une perte globale de 90 millions 910.000 francs, soit fr. 3,85 par tonne.

La perte de l'exercice 1931 est plus importante que la perte la plus élevée constatée au cours de la période décennale antérieure (fr. 9,65 de la monnaie actuelle en 1925).

Si l'on défalque des dépenses le coût des travaux de premier établissement qui s'est élevé à 220.828.500 fr., on ramène la perte à 62.591.800 francs ou à fr. 2,73 par tonne.

Ni l'un ni l'autre des résultats ainsi établis ne correspond au solde du bilan des sociétés charbonnières ; en effet, dans la comptabilité industrielle les dépenses de premier établissement sont amorties en un nombre plus ou moins grand d'années.

Il est à noter également que les bénéfices ou les pertes réalisés par les sociétés charbonnières sur la fabrication du coke et des agglomérés n'interviennent pas dans l'évaluation administrative du produit net qui ne concerne que l'exploitation des mines.

Dans le tableau suivant, on trouve le relevé des résultats annuels depuis 1911 (à l'exception de ceux des cinq années 1914 à 1919 affectées directement par la guerre). Ces résultats sont exprimés non seulement au moyen de l'unité monétaire de l'époque, mais aussi en francs de la monnaie actuelle.

En outre, les moyennes sont établies par période décennales, en écartant toutefois pour la période 1911 à 1920 les cinq années anormales ci-dessus rappelées. Les chiffres de la période 1901-1910 sont rappelés en tête du tableau.

On voit d'après ce tableau que le résultat d'ensemble de la période 1921 à 1930 n'a guère été que la moitié de ceux des périodes précédentes. Au cours de cette période,

PERIODES	Bénéfice (+) ou perte (—) de l'ensemble des charbonnages du bassin du Sud			
	en francs de la période considérée		en francs actuels	
	Valeur globale	Valeur à la tonne	Valeur globale	Valeur à la tonne
1901-1910 (moyenne annuelle)	+ 30.856.000	+ 1,36 1)	214.143.000	+ 9,44
1911	— *3.124.000*	— *0,14*	— *21.681.000*	— *0,97*
1912	+ 7.749.000	+ 0,34	+ 53.778.000	+ 2,36
1913	+ 18.945.000	+ 0,83	+ 131.478.000	+ 5,76
1919 (2)	+ 142.169.000	+ 7,75	+ 699.753.000	+ 38,15
1920 (2)	+ 115.936.000	+ 5,23	+ 304.770.000	+ 13,75
1911-1920 (moyenne des cinq années ci-dessus non affectées directement par la guerre).			+ 220.611.000	+ 10,05
1921 (2)	— *2.860.000*	— *0,14*	— *7.662.000*	— *0,38*
1922 (2)	+ 19.402.000	+ 0,93	+ 53.008.000	+ 2,54
1923 (2)	+ 240.834.000	+ 10,89	+ 446.894.000	+ 20,21
1924 (2)	+ 595.000	+ 0,03	+ 979.000	+ 0,05
1925 (2)	— *124.459.000*	— *5,66*	— *212.225.000*	— *9,65*
1926 (2)	+ 489.506.000	+ 20,84	+ 549.704.000	+ 23,40
1927	+ 167.139.000	+ 6,65	+ 167.139.000	+ 6,65
1928	— *77.641.000*	— *3,14*	— *77.641.000*	— *3,14*
1929	+ 241.187.000	+ 10,18	+ 241.187.000	+ 10,18
1930	— *90 916 000*	— *3,85*	— *90.916.000*	— *3,85*
1911-1930 (moyenne annuelle)			+ 107.047.000	+ 4,80
1931	— *283.420.300*	— *12,39*	— *283.420.300*	— *12,39*

(1) Le bénéfice de 1,27 fr. par tonne indiquée dans les *Annales des Mines* de l'année 1911 (statistique de 1910) pour la période 1901-1910 était calculé par tonne de production brute. Les chiffres ci-dessus sont rapportés à la production nette.

(2) La conversion des sommes en francs actuels a été faite en se basant sur le rapport 6,94 entre le franc d'avant-guerre et le franc actuel, ainsi que sur les index suivants du cours moyen du dollar :

En 1919 . 141; en 1920 : 264; en 1921 : 259; en 1922 : 254; en 1923 : 374; en 1924 : 421; en 1925 : 407; en 1926 : 618.

il y a eu des oscillations de grande amplitude dans les résultats annuels et quatre années sur dix ont été clôturées en perte.

La situation, déficitaire en 1930, s'est aggravée en 1931.

D'après les opérations de l'année sous revue, 16 charbonnages seulement présentent un excédent de la valeur produite sur les dépenses; le total de ces excédents ne s'est élevé qu'à un peu plus de 25 millions de francs. D'autre part, dans 57 charbonnages, la valeur produite a été dépassée par le montant des dépenses, et les mali totalisés de ces mines représentent plus de 308 millions de francs.

Pour l'ensemble des 83 charbonnages en activité, la valeur produite est inférieure aux dépenses de 283 millions 420.300 francs, ce qui représente une perte de fr. 12,39 par tonne extraite, comme il a été dit plus haut.

Chacun des districts considéré isolément est en perte.

La perte varie entre fr. 6,46 à Liége et fr. 19,25 dans le Couchant de Mons.

Districts	Couchant de Mons	Centre	Charleroi	Namur	Liége	Le Bassin du Sud
Boni . . . fr.	1.007.500	3.549.500	13.157.200	—	7.307.700	25.021.900
Mali . . . fr.	98.672.400	63.606.000	99.696.500	3.687.300	42.780.000	308.442.200
Excédent du boni + ou du mali — . . fr.	— 97.664.900	—60.056.500	—86.539.300	—3.687.300	—35.472.300	—283.420.300
Dépenses de 1er établissement . fr.	56.986.100	44.119.400	81.740.700	2.056 600	35.925.700	220.828.500
Excédent du boni ou du mali par tonne extraite fr.	— 19,25	— 14,13	— 11,26	— 10,14	— 6,46	— 12,39
Frais de 1er établissement pr tonne extraite . . fr.	11,23	10,38	10,64	5,65	6,53	9,66

Bassin de la Campine (*ou* Bassin du Nord).

Concessions et sièges en activité.

Le nombre des mines concédées a été ramené de 10 à 9 par suite de la réunion de deux concessions; l'étendue totale qui est de 35.122 hectares n'a pas été modifiée.

Sept de ces concessions sont en activité, c'est-à-dire en exploitation ou en préparation.

Production et vente

La production nette avait été de 3.814.280 tonnes en 1930; elle est passée en 1931 à 4.177.120, soit un accroissement de près de 11 %.

Le bassin de la Campine intervient ainsi pour un peu plus de 15 % dans la production totale du Royaume.

Le tableau ci-après et le diagramme n° 1 montrent l'intervention croissante de ce bassin.

ANNÉES	BASSIN DU SUD		BASSIN DU NORD		LE ROYAUME	
	Production annuelle — 1.000 t.	% de la prod. moy. an. du pays pendant la période 1921 - 1930	Production annuelle — 1.000 t.	% de la prod. moy. an. du pays pendant la période 1921 - 1930	Production annuelle — 1.000 t.	% de la prod. moy. an. du pays pendant la période 1921 - 1930
1901-1910 .	**22.736**	**92,3**	»	»	**22.736**	**92,0**
1911-1913 .	**22 956**	—	»	»	**22.956**	**92,9**
1921-1930 .	**22.916**	[illegible]	**1.792**	**7,2**	**24.708**	**100,0**
1930 . . .	23.601	95,5	3.814	15,4	27.415	110,9
1931 . . .	22.865	2,5	4.177	16,9	27.042	109,4

La production moyenne par concession en activité est actuellement de 596.800 tonnes en Campine, tandis qu'elle n'a été que de 275.500 tonnes dans le bassin du Sud pendant l'année sous revue.

Les charbons extraits appartiennent aux catégories des charbons flénus et des charbons gras. Les premiers ont représenté pendant l'année sous revue 71 % de la production, les seconds les 29 % restants.

Diagramme n° 1. — Fluctuations de la production de houille (bassin du Sud et bassin du Nord), et comparaison avec les moyennes des périodes 1901-1910 et 1911-1913 (bassin du Sud seul).

Par rapport à 100 tonnes produites, 7,1 tonnes ont été consommées par les mines, 1,4 tonne a été affectée à la distribution gratuite et 86,5 tonnes ont été vendues. Le reste a été mis en stock. La proportion de charbon consommé continue à être notablement plus faible que dans le bassin du Sud.

Le prix de vente moyen des trois dernières années est indiqué ci-après avec les données correspondantes pour le bassin du Sud et pour le Royaume.

BASSINS	Prix de vente moyen annuel		
	1929	1930	1931
Bassin du Nord (Campine) . .	156,34	153,60	123,91
Bassin du Sud.	167,26	175,06	136,74
Royaume	**165,90**	**171,46**	**134,72**

Comme l'année précédente, le prix de vente moyen a été en 1929 sensiblement moindre en Campine que dans le bassin du Sud considéré dans son ensemble. Il continue à se rapprocher du prix moyen du district du Couchant de Mons (fr. 125,88) qui présente le plus d'analogie avec le bassin de la Campine quant à la nature des charbons extraits.

Puissance moyenne

De la production et de la surperficie exploitée dans le bassin du Nord, on déduit comme puissance moyenne des parties de couches exploitées : 1 m,01 pendant l'année sous revue, contre 0m,95 pendant l'année précédente.

Cette puissance est notablement supérieure à celle trouvée pour le bassin du Sud, qui n'a été que de 0m,75 pendant l'année sous revue.

Le nombre de jours d'extraction a été en moyenne de 301,58 alors que pour le bassin du Sud, il n'a été que de 289,30.

Personnel

Le nombre total d'ouvriers occupés a subi un léger recul en 1931 par rapport à 1930, comme le montre le tableau ci-après, mais le nombre des ouvriers à veine a augmenté ainsi que celui des ouvriers de la surface.

(*Campine*)

ANNÉES	Ouvriers à veine	Ouvriers de l'intérieur	Surface	Ouvriers de l'intérieur et de la surface réunis
1911-1913 (1)	»	**60**	467	**527**
1921	172	2.046	2.131	4.177
1922	240	2.884	2.492	5.376
1923	515	5.085	3.056	8.141
1924	689	6.399	4.106	10.505
1925	700	6.190	3.661	9.851
1926	1.046	8.422	3.858	12.280
1927	1.592	12.189	4 966	17,155
1928	1.644	12,792	4.750	17.542
1929	1.726	13.383	5.255	18,638
1930	1.961	14.854	5.725	20.579
1921-19	**1.001**	**8.424**	**4.000**	**12 424**
1931	2.111	14.570	5.962	20.532

(1) Moyenne annuelle.

La proportion d'ouvriers à veine a passé de 9,5 % en 1930 à 10,3 % en 1931, mais continue à être plus faible que dans le bassin du Sud où cette proportion atteint 13,8 %; il est à remarquer que ce rapport est influencé, notamment, par l'importance relative des travaux préparatoires en Campine, où des sièges se trouvent encore en voie de développement.

Production par ouvrier

Dans le bassin du Nord, l'effet utile général par journée, qui a été de 609 kgr. en 1930, est monté à 662 kgr. en 1931, et dépasse ainsi fortement celui du bassin du Sud, qui a été de 580 kgr. pendant l'année sous revue.

En ce qui concerne les ouvriers à veine, c'est également en Campine que le rendement par journée est le plus élevé; il a atteint 6.561 kgr. pendant l'année sous revue, contre 6.410 kgr. pendant l'année précédente.

Le tableau ci-dessous rappelle les salaires journaliers moyens nets dans les deux bassins pour les cinq dernières années.

CATÉGORIES D'OUVRIERS	SALAIRE JOURNALIER MOYEN NET									
	Bassin du Sud					Bassin du Nord				
	1927	1928	1929	1930	1931	1927	1928	1929	1930	1931
Ouvriers à veine	48,91	48,99	56,97	61,31	50,88	49,31	51,54	63,58	64,34	52,11
Ouvriers de l'intérieur (ouvriers à veine compris)	44,14	44,75	52,30	55,83	46,63	42,72	45,16	55,84	56,53	46,95
Ouvriers de surface	30,98	31,61	36,61	39,08	33,52	27,94	29,71	35,62	37,50	32,76
Ouvriers de l'intérieur et de la surface réunis	40,13	40,60	47,37	50,67	42,58	38,36	40,95	50,09	51,21	42,79

On voit que les salaires des différentes catégories d'ouvriers se rapprochent dans les deux bassins alors qu'il y avait parfois des écarts assez sensibles les années précédentes; le salaire moyen des ouvriers à veine reste toutefois sensiblement plus élevé dans la Campine que dans le bassin du Sud.

Dépenses d'exploitation

Les dépenses d'exploitation, non compris la valeur de la partie des charbons extraits consommée aux mines mêmes, mais y compris les dépenses de premier établissement, se sont élevées à 591.987.800 francs.

En rapportant ces dépenses d'exploitation à la production vendable, c'est-à-dire déduction faite du tonnage prélevé sur l'extraction pour être consommé à la mine même, on obtient les chiffres du tableau ci-après qui

Dépenses d'exploitation rapportées à la tonne vendable	Bassin du Sud	Campine	Royaume
Main-d'oeuvre	**96,27**	**82,20**	**94,04**
Salaires bruts	84,14	72,14	82,24
Indemnités pour la réparation des accidents du travail	2,24	1,79	2,17
Versements à la caisse de prévoyance	3,38	2,87	3,30
Valeur du rabais pour le charbon à prix réduit	0,21	0,08	0,19
Valeur du charbon distribué gratuitement	3,33	2,14	3,14
Allocations familiales	1,59	1,49	1,58
Allocations de maladie	0,61	0,37	0,57
Autres dépenses diverses	0,77	1,32	0,85
Consommations	**29,38**	**36,77**	**30,55**
Bois	14,17	15,96	14,45
Charbon acheté au dehors	0,46	0,74	0,51
Energie électrique	3,73	2,01	3,46
Matériaux divers	11,02	18,05	12,14
Achat de machines, terrains, etc.	**8,63**	**16,88**	**9,94**
Contributions, redevances, taxes	**1,56**	**0,49**	**1,39**
Réparations et indemnité pour dommages à la surface	**1,68**	**0,13**	**1,44**
Frais divers	**7,99**	**9,78**	**8,27**
Total.	**145,51**	**146,25**	**145,63**
Travaux de premier établissement compris dans les dépenses détaillées ci-dessus	10,72	26,06	13,15

rappelle également les chiffres correspondants du bassin du Sud et donne, en outre, ceux relatifs à l'ensemble des bassins du Nord et du Sud.

Le montant total des dépenses par tonne vendable est donc presque le même en Campine que dans le bassin du Sud. Mais si on défalque de part et d'autre le coût des travaux de premier établissement, on constate, comme l'an dernier, que le prix de revient en dépenses ordinaires est le moins élevé en Campine (fr. 120,19 contre fr. 134,79 dans le bassin du Sud).

Il a été signalé plus haut que, d'autre part, en ce qui concerne le prix de vente moyen, la situation a été moins favorable à la Campine qu'au bassin du Sud.

Dans le tableau III (hors texte), on trouve une décomposition des dépenses totales, y compris la valeur de la partie de l'extraction consommée pour les services de la mine. Ces dépenses y sont rapportées à la tonne nette produite et sont à mettre en regard, non plus du produit moyen des ventes, mais de la valeur des charbons extraits.

On peut en déduire le rapport à la valeur d'une tonne de houille, des salaires, des autres frais et du bénéfice éventuel, comme il a été fait pour le bassin du Sud.

Dans le cas présent, on constate que la perte est plus importante en Campine que dans le bassin du Sud, comme l'indique le tableau ci-après :

La perte globale a été de 99.645.400 francs, soit fr. 23,85 par tonne nette produite. Il y a lieu de considérer que plusieurs charbonnages de ce bassin sont loin d'avoir atteint leur plein développement et effectuent encore des dépenses considérables, tant en travaux préparatoires qu'en travaux de premier établissement.

Par tonne produite	Bassin du Sud		Bassin du Nord	
	Francs	Pourcentage de la valeur	Francs	Pourcentage de la valeur
Salaires	75,81	60,6	67,02	56,8
Autres frais.	61,58	49,3	74,70	63,4
Total des dépenses . .	137,39	109,9	141,72	120,2
Valeur de la tonne . .	125,00	100,0	117,87	100
Boni ou mali.	—12,89	— 9,9	—23,85	— 20,2

Les dépenses de premier établissement se sont élevées à 101.143.200 francs, soit fr. 24,21 par tonne contre fr. 26,36 pendant l'année précédente.

En les exprimant en unités d'avant-guerre sur la base du change et en les ajoutant aux dépenses antérieures de même nature, totalisées jusqu'en 1930 à la somme de 298 millions de francs-or, on arrive à une mise de fonds totale de 313 millions de francs-or environ, soit de 2.172 millions de francs de la monnaie actuelle

2. — Outillage mécanique des travaux souterrains.

(Ensemble du pays).

1°) Abatage mécanique.

L'importance, en 1931, de l'abatage mécanique dans chacun des districts houillers séparément et dans l'ensemble du pays, ressort des indications reprises au tableau ci-après :

L'abatage mécanique en 1931.

DISTRICTS	Production en tonnes	Nombre de haveuses	Nombre de marteaux-pics	PRODUCTION RÉALISÉE par l'emploi de haveuses seules	PRODUCTION RÉALISÉE par l'emploi de marteaux-pics seuls	PRODUCTION RÉALISÉE par l'emploi combiné de haveuses et de marteaux-pics	PRODUCTION RÉALISÉE au total par l'emploi d'appareils mécaniques	Pourcentage de la production totale réalisé par l'emploi de haveuses seules	Pourcentage de la production totale réalisé par l'emploi de marteaux-pics seuls	Pourcentage de la production totale réalisé par l'emploi combiné de haveuses et de marteaux-pics	Pourcentage de la production totale réalisé au total par l'emploi d'appareils mécaniques
								%	%	%	%
Mons	5.073.550	22	4.002	99.820	4.072.040	71.360	4.243.220	2,0	80,2	1,4	83,6
Centre.	4.249.690	32	3.114	191.850	3 626.550	258.160	4.076.560	4,5	85,3	6,1	95,9
Charleroi	7.681 110	74	6.564	556.110	6.248.420	136 060	6.940 590	7,2	81,4	1,8	90,4
Namur	363.700	6	302	15.230	257.600	—	272.830	4,2	70,8	—	75,0
Liége	5.497.270	14	6.463	—	5.341.180	108.870	5.450.050	—	97,1	2,0	99,1
Limbourg	4.177.120	2	3.191	—	4.034.700	30.130	4.064.830	—	96,6	0,7	97,3
Le Royaume	**27.042 440**	**150**	**23.636**	**863.010**	**23.580.490**	**604.580**	**25.048.080**	**3,2**	**87,2**	**2,2**	**92,6**

La production de charbon réalisée au total par l'emploi d'appareils mécaniques (haveuses et marteaux-pics) et la proportion pour laquelle cette production intervient dans l'extraction totale, sont mentionnées, par district et pour chacune des années 1924 à 1931, dans les deux tableaux ci-après :

Production, en tonnes, réalisée par l'emploi d'appareils mécaniques d'abatage.

DISTRICTS	ANNÉE							
	1924	1925	1926	1927	1928	1929	1930	1931
Mons	1.649.620	2.492.230	3.375.760	4.023.780	4.287.120	4.346.100	4.450.360	4.243.220
Centre	2.184.630	2.679.650	3.265 080	4.002.210	4.104.980	4.063.790	4.128.830	4.076.560
Charleroi	3.794.720	4.642.070	4.891.290	6.509.940	6.943.660	6.923.990	7.113.720	6.940.590
Namur	196.720	318.410	365.740	401.550	358.190	317 350	355.400	272.830
Liége	3.957.310	3.507.350	4.490.790	5.254 050	5 400.710	5.236.610	5.327.470	5.450.050
Limbourg	205.890	798.920	1.586,270	2.136.770	2.572 680	3.071.070	3.675.900	4.064.830
Royaume	**12.588.890**	**14.438.630**	**17.974 930**	**22.328.300**	**23.667.340**	**23.958.910**	**25.051.680**	**25.048.080**

Pourcentage de la production totale, réalisé par l'emploi d'appareils mécaniques d'abatage.

DISTRICTS	ANNÉE							
	1924	1925	1926	1927	1928	1929	1930	1931
Mons	39,2	50,5	62,0	68,3	73,6	76,0	80,3	83,6
Centre	54,7	69,4	77,9	88,5	90,9	94,1	94,9	95,9
Charleroi	48,0	61,7	62,1	77,5	85,6	89,2	91,3	90,4
Namur	31,9	66,2	82,8	87,3	82,7	76,2	83,7	75,0
Liége	71,6	67,3	81,1	89,8	93,0	95,6	97,0	99,1
Limbourg	72,8	70,3	89,4	87,8	89,0	94,8	96,4	97,3
Le Royaume	**53,9**	**62,5**	**71,2**	**81,0**	**85,8**	**88,9**	**91,4**	**92,6**

Les tableaux ci-après permettent de se rendre compte du nombre d'appareils utilisés pendant les années 1924 à 1931.

Nombre d'appareils mécaniques d'abatage.

A. — Haveuses.

DISTRICTS	ANNÉE							
	1924	1925	1926	1927	1928	1929	1930	1931
Mons	12	15	24	27	24	26	25	22
Centre	40	43	47	53	53	31	31	32
Charleroi	71	92	90	88	83	66	72	74
Namur	8	7	9	12	9	12	7	6
Liége	20	11	9	7	11	14	9	14
Limbourg	—	1	5	7	3	2	3	2
Le Royaume	**151**	**169**	**184**	**194**	183	151	147	150

B. — Marteaux-pics.

DISTRICTS	ANNÉE							
	1924	1925	1926	1927	1928	1929	1930	1931
Mons	2.575	3.111	3.493	3.817	3.873	4.000	4.143	4.092
Centre	2 075	2.423	2.882	3.008	3.238	3.063	2.830	3.114
Charleroi	3.548	4.136	4.731	5.584	5.847	5.789	6.311	6.564
Namur	186	306	347	312	324	290	293	302
Liége	4.771	5.232	5.653	6.057	6.014	6.125	6 157	6.463
Limbourg	886	1.082	1.652	2.156	2.435	2.605	2.975	3.191
Le Royaume	14.041	16.290	18.758	20.934	21.731	21.872	22.709	23.636

D'après ces tableaux, on constate qu'en ce qui concerne le nombre de haveuses en service, l'année 1931 a marqué une légère augmentation sur l'année 1930 qui, elle, était en diminution, d'ailleurs peu sensible, sur l'année précédente. L'emploi des haveuses a donc été quelque peu restreint; on constate, en effet, une diminution du pourcentage de la production totale, réalisé tant par l'emploi de haveuses seules que par l'emploi combiné de haveuses et de marteaux-pics.

En 1931, le nombre de marteaux-pics a diminué dans le district de Mons, mais a augmenté sur celui de l'année précédente dans tous les autres districts, de telle façon qu'il y a augmentation pour l'ensemble du pays.

Le nombre total des marteaux-pics utilisés dans les charbonnages belges n'a d'ailleurs cessé d'augmenter.

Le résultat final est une progression constante dans le pourcentage de la production réalisé à l'aide d'appareils mécaniques (haveuses et marteaux-pics).

En 1931, ce pourcentage a diminué dans les districts de Charleroi et Namur, mais a augmenté partout ailleurs; pour le royaume, il a été de 92,6 %, en augmentation de 1,2 unité sur le chiffre de 1930, de plus de 10 unités sur celui de 1927 et de près de 39 unités sur celui de 1924. Autrement dit, depuis 1924, l'emploi des appareils mécaniques pour l'abatage de la houille a augmenté de près de 72 %.

Avant la guerre, aucune statistique relative à l'emploi de ces appareils n'était dressée. Cependant, de certaines études parues, on peut déduire qu'en 1913, les appareils mécaniques ont été utilisés pour l'abatage de 10 % au maximum de la production totale.

Ce chiffre est à rapprocher de celui — 92,6 % — de 1931.

2°) Emploi des marteaux perforateurs dans le creusement des galeries.

Dans le tableau ci-après est exposé, pour les différents districts du pays, quel a été, pendant chacune des années 1926 à 1931, le coëfficient d'emploi des marteaux-perforateurs dans le creusement des galeries.

Il convient de noter que les marteaux-perforateurs sont parfois employés pour le sondage aux eaux.

Emploi des marteaux perforateurs dans le creusement des galeries.

DISTRICTS	Année	Longueur totale des galeries creusées Mètres	Longueur des galeries creusées à l'aide de marteaux-perforateurs Mètres	Pourcentage de la longueur totale des galeries réalisé à l'aide de marteaux-perforateurs
Mons.	1926	375.130	295.260	70,7
	1927	426.780	360.940	84,6
	1928	466 650	394.150	84,5
	1929	440.130	367.860	83,6
	1930	441.900	362 620	82,1
	1931	388.280	328.440	84,6
Centre	1926	320.570	277.800	86,7
	1927	322.090	286.550	89,0
	1928	305.070	286.870	94,0
	1929	286.590	268.220	93,6
	1930	278.500	257.000	92,3
	1931	258.470	237.180	91,8
Charleroi . . .	1926	384.900	328.050	85,2
	1927	430.740	393.420	91,3
	1928	420.400	387.090	92,1
	1929	388.640	355 020	91,3
	1930	392.060	355.500	90,7
	1931	402.580	363.120	90,2
Namur	1926	33 810	31.140	92,1
	1927	34.430	31.930	92,7
	1928	30.580	28.340	92,7
	1929	31.220	26,350	84,4
	1930	32.200	28.760	89,3
	1931	26.260	25.760	98,1
Liége.	1926	391.620	368.130	94,0
	1927	425.760	404.480	95,0
	1928	424.430	405.290	95,5
	1929	388.270	365.410	94,1
	1930	406.430	386.020	95,0
	1931	407.030	389.310	95,6
Limbourg . .	1926	39.980	39.980	100
	1927	58.370	58.370	100
	1928	64.730	64.730	100
	1929	85.290	75.050	88
	1930	90.240	79.590	88,2
	1931	97.960	88.890	91.0
Le Royaume . .	1926	**1.546.010**	**1.340.360**	**86,7**
	1927	**1.698.170**	**1.535.690**	**90,4**
	1928	**1.711 860**	**1.566.470**	**91,5**
	1929	**1.620.140**	**1.457.910**	**90,0**
	1930	**1 641.330**	**1.469.490**	**89,5**
	1931	**1.580.580**	**1.432.700**	**90,6**

Ce tableau fait ressortir, pour l'année 1931, une certaine augmentation relative de l'emploi des marteaux perforateurs, par rapport aux diverses années envisagées, sauf 1928.

Le nombre des marteaux perforateurs employés dans chacun des districts houillers du pays, pendant chacune des années 1924 à 1931, est indiqué dans le tableau suivant :

Nombre de marteaux perforateurs employés.

DISTRICTS	ANNÉE							
	1924	1925	1926	1927	1928	1929	1930	1931
Mons	1.084	1 311	1.242	1.394	1.524	1.485	1.531	1528
Centre . . .	892	1.054	1.123	1.194	1.234	1.253	1.225	1243
Charleroi . . .	2.027	2.220	2.343	2.430	2.508	2.506	2.552	2598
Namur. . . .	99	130	147	138	149	168	161	206
Liége	1.882	2.067	2.267	2 326	2.359	2.345	2.326	2225
Limbourg. . .	381	437	405	470	556	565	666	720
Le Royaume. .	**6.365**	**7.219**	**7 527**	**7.952**	**8.330**	**8.322**	**8.461**	**8520**

Ce tableau montre, pour l'ensemble du pays, une augmentation continue du nombre des appareils jusqu'en 1928; en 1929, un nombre d'appareils en service pratiquement le même que celui de l'année précédente; puis, en 1930 et 1931, une nouvelle augmentation du nombre des appareils, mais à une cadence ralentie toutefois.

3°) Transport mécanique souterrain.

A. — Dans les galeries.

La situation dans les divers districts du pays, et pour chacune des années 1926 à 1931 est condensée dans le tableau ci-après :

Il résulte de ce tableau qu'en ce qui concerne le pourcentage du transport total, effectué par locomotives dans les travaux souterrains, il y a eu, en 1931, par rapport à l'année précédente, sensiblement équivalence pour les districts du Centre et de Charleroi, diminution dans les districts de Namur et de Liége, augmentation dans les districts de Mons et du Limbourg. Dans ce dernier district, on constate un développement particulièrement sensible de l'emploi des locomotives.

Pour l'ensemble du pays, il y a eu augmentation de 28 % environ.

Quant au pourcentage du transport total, effectué par traînages mécaniques dans les travaux souterrains, il a été en forte diminution dans le district de Mons; en diminution également mais moins forte, dans le Limbourg, et en augmentation dans les districts du Centre, de Charleroi et de Liége.

Pour l'ensemble du pays, il y a eu une légère diminution.

En fin de compte, l'année 1931 a marqué une nouvelle augmentation de la proportion pour laquelle, dans les galeries souterraines, le transport par des moyens mécaniques est intervenu dans le transport total.

Le tableau suivant permet la comparaison de l'année 1931 avec les sept années antérieures, en ce qui concerne le nombre de locomotives en usage et la longueur des galeries desservies par des traînages mécaniques (par câbles ou chaînes), dans les divers districts houillers du pays et dans le Royaume :

Pour l'ensemble du pays, le nombre de locomotives en service a été supérieur de 10 unités à celui de 1930; il n'a pas changé dans les districts du Centre et de Namur; il est en légère diminution dans ceux de Charleroi et de Liége, et en augmentation dans le district de

Transport mécanique dans

DISTRICTS	Année	Transport total en T Km.	LOCOMOTIVES — Nombre		
			à essence	à air comprimé	électriques
Mons	1926	6.488.660	10	5	—
	1927	7.365.430	13	6	—
	1928	7.764.020	12	6	—
	1929	5.536 390	14	6	—
	1930	9.019.560	8	8	—
	1931	8.034.830	10	10	—
Centre	1926	7.327.540	21	—	—
	1927	7.804.530	19	—	—
	1928	6.732.980	8	—	—
	1929	6.163.590	10	—	—
	1930	6.619 680	8	—	—
	1931	6.979.890	8	—	—
Charleroi	1926	8.711.000	26	5	—
	1927	9.386.260	30	5	—
	1928	11.239.440	32	5	4
	1929	9.888.760	24	5	1
	1930	9.557.410	21	5	2
	1931	9.322.640	20	5	2
Namur	1926	4?0.020	4	—	—
	1927	454.310	3	—	—
	1928	429 120	3	—	—
	1929	347.850	3	—	—
	1930	406.640	3	—	—
	1931	496.930	3	—	—
Liége	1926	8,051.720	17	—	—
	1927	8.201.530	18	—	—
	1928	7.977.960	23	—	—
	1929	7.281.330	24	—	—
	1930	7.187.210	23	—	—
	1931	7.322.920	21	—	—
Limbourg	1926	2.221.820	2	—	—
	1927	3 291.190	2	—	—
	1928	3.973.220	—	—	—
	1929	5.235.850	—	—	2
	1930	6.228.960	—	5	5
	1931	7.224.930	—	10	9
Le Royaume	1926	**33.230.760**	**80**	**10**	—
	1927	**36.503.250**	**85**	**11**	—
	1928	**38.116.740**	**78**	**11**	**4**
	1929	**34.453.710**	**72**	**11**	**3**
	1930	**39.019.460**	**63**	**18**	**7**
	1931	**39.382.140**	**62**	**25**	**11**

les galeries souterraines.

LOCOMOTIVES		Traînage par câbles ou chaines			Pourcentage du transport total, effectué par moyens mécaniques
Transport en T Km.	Pourcentage du transport total, effectué par locomotives	Longueur des galeries desservies M.	Transport effectué en T Km.	Pourcentage du transport effectué par traînage mécanique	
637.180	9,8	2.640	225.800	3,5	13,3
693.940	9,4	3.470	175.800	2,4	11,8
811.920	10,4	5.220	408.200	5,3	15,7
618.190	11,2	7 120	633.990	11,4	22,6
828.240	9,2	8.270	1.632.810	21,4	30,6
957.360	11,9	9.020	1.011.100	12,6	24,5
720 690	9,8	18.540	1.814.730	24,8	34,6
226.430	2,9	20.990	2.462.800	31,6	34,5
139 500	2,1	21,780	2.406.730	35,7	37,8
123.640	2.0	30.920	2.102.740	34,1	36,1
65.100	1,0	36.100	2.561.140	38,7	39,7
79.320	1.1	39.730	2.838.520	40,7	41,8
800.460	9,2	6.620	542.100	6,2	15,4
764.280	8,1	9 530	613.410	6,5	14,6
1 087.880	9,7	9.400	767.070	6,8	16,5
857.050	8.7	10.070	580.510	5,9	14,6
802.260	8,4	9.720	608.470	6,4	14.8
790.190	8.5	15.240	665.640	7,1	15,6
81.500	18,9	—	—	—	18,9
85 500	18,8	—	—	—	18,8
84.130	19,6	—	—	—	19,6
84.130	24,2	—	—	—	24,2
90 270	22,2	—	—	—	22,2
97.130	19,5	—	—	—	19,5
404.080	5,0	2.830	285,970	3,6	8,6
455.750	5,6	2.830	309.260	3,8	9,4
477.540	6,0	3.460	315.920	3,9	9,9
759.810	10,4	2.810	214.210	2,9	13,3
716.870	10,0	2.050	233.730	3,2	13,2
356.860	4,9	3.900	514.360	7,0	11,9
54.320	2,4	11.480	836.920	37,7	40,1
10.080	0,3	23.710	1 426.740	43,4	43,7
—	—	34 800	2 709.140	68,2	68,2
116.000	2,2	48.400	4.129.770	78,9	81,1
817 400	13,1	73.840	4.752 560	76,3	89,4
2.022.270	28,0	78.480	4.958.010	68,6	96,6
2.698.230	**8,1**	**42.110**	**3 705.520**	**11,2**	**19,3**
2.235 980	**6,1**	**60.530**	**4.988.010**	**13,7**	**19,8**
2.600.970	**6,8**	**74.660**	**6.607.060**	**17,3**	**24,1**
2.558.820	**7,4**	**99.320**	**7.661.220**	**22,2**	**29,6**
3.320.140	**8,5**	**129.980**	**10,088 710**	**25,9**	**34,4**
4.403.130	**10,9**	**146.370**	**9.987.630**	**25,4**	**36,3**

Transport mécanique dans les galeries souterraines.

DISTRICTS	Nombre de locomotives en usage en								Longueur, en mètres, des galeries desservies par traînages mécaniques (câbles ou chaînes) en							
	1924	1925	1926	1927	1928	1929	1930	1931	1924	1925	1926	1927	1928	1929	1930	1931
Mons	17	16	15	19	18	21	16	20	—	500	2.640	3.470	5 220	7.120	8.270	9.020
Centre	15	13	21	19	8	1	8	8	18.510	20.090	18 540	20.990	21.780	30.920	36.100	39.780
Charleroi	27	28	31	35	41	30	28	27	5 780	5.780	6.620	9.530	9.400	10.070	9.720	15.240
Namur	4	4	4	3	3	3	3	3	—	—	—	—	—	—	—	—
Liége	20	21	17	18	23	24	23	21	1.990	1.990	2.830	2.830	3.460	2.816	2.050	3.900
Limbourg	2	2	2	2	—	2	10	19	35.360	28.930	11.480	23.710	34.800	48.400	73.840	78.480
Le Royaume	85	84	90	96	93	89	88	98	61.640	57.290	42.110	60.530	74 660	99.320	129.940	146.370

Mons et surtout dans le Limbourg. Quant à la longueur des galeries desservies par traînages mécaniques, elle est en augmentation dans tous les districts.

B. — Dans les tailles.

Dans le tableau ci-après est exposée la situation au point de vue du transport mécanique dans les tailles, pendant chacune des années 1926 à 1931, pour les divers districts houillers et pour l'ensemble du pays.

En ce qui concerne le transport mécanique dans les tailles, on constate que :

a) Dans le Limbourg, ce mode de transport est de nouveau appliqué à toute la production;

b) L'année 1931 marque une augmentation sur l'année précédente dans tous les districts;

c) Pour l'ensemble du pays, il y a eu, en 1931, une augmentation de près de 3,2 % par rapport à l'année 1930.

4°) Remblayage hydraulique.

La situation du remblayage hydraulique est donnée, pour chacune des années 1926 à 1931, par districts et pour l'ensemble du pays, dans le tableau ci-après :

Ce tableau révèle une nouvelle diminution dans l'application du remblayage hydraulique.

5°) Remblayage pneumatique.

Il convient de signaler que dans un charbonnage du bassin de Charleroi et dans un charbonnage du bassin de Liége, il a été fait application du remblayage pneumatique. Les tailles remblayées par cette méthode ont eu : dans le premier, une production de 49.750 tonnes, représentant 24 % de la production totale, et dans le second, une production de 35.290 tonnes, soit 21,8 % de la production totale.

Transport mécanique dans les tailles (couloirs, courroies).

DISTRICTS	Année	Production totale en tonnes	Production réalisée dans les tailles desservies par des engins mécaniques (Tonnes)	Pourcentage de la production totale, réalisé dans les tailles desservies par des engins mécaniques
Mons	1926	5.440.040	1.003.160	18,4
	1927	5.890.610	1.142.370	19,3
	1928	5 823.670	1.251.230	21,5
	1929	5.720.870	1.651.730	28,9
	1930	5.541 040	1.946.110	35,1
	1931	5.073.550	2.131.200	42,0
Centre	1926	4.189 830	465.460	11,1
	1927	4.522.600	773.980	17,1
	1928	4.517.870	743.310	16,5
	1929	4.320.070	819.930	19,0
	1930	4.351.920	888.700	20,4
	1931	4.249.690	1.003.800	23,6
Charleroi	1926	7.874.710	1.778.470	22,6
	1927	8.396.680	2 063.070	24,6
	1928	8.107.270	1.774.360	21,9
	1929	7.763.000	1.490 690	19,2
	1930	7.791.480	1.954.510	25,1
	1931	7.681.110	1.994.330	26,0
Namur	1926	441.870	7.900	1,8
	1927	459.850	25.700	5,6
	1928	433.120	15.640	3,6
	1929	416.660	690	0,2
	1930	424.690	3 750	0,9
	1931	363.700	7.420	2,0
Liége	1926	5.537 990	591.510	10,7
	1927	5.848.140	546.570	9,3
	1928	5.805.250	639.430	11,0
	1929	5 479.460	734.960	13,4
	1930	5.491.320	772.540	14,1
	1931	5.497.270	797.850	14.5
Limbourg	1926	1.775.160	1.775.160	100
	1927	2.433.020	2.433.020	100
	1928	2.891.000	2.891.000	100
	1929	3.239.870	3.239 870	100
	1930	3.814.280	3.804.690	99.7
	1931	4.177.120	4.177.120	100
Le Royaume	1926	**25.259.600**	**5.621.660**	**22,3**
	1927	**27.550 960**	**6.984.710**	**25,4**
	1928	**27.578.210**	**7.314.970**	**26,5**
	1929	**26 939.930**	**7.937.870**	**29,5**
	1930	**27.414.730**	**9.370 300**	**34,2**
	1931	**27.042.440**	**10.111.720**	**37,4**

Remblayage hydraulique.

DISTRICTS	Année	Production totale (Tonnes)	Production réalisée dans les tailles remblayées hydrauliquement (Tonnes)	Pourcentage de la production totale, réalisé dans les tailles remblayées hydrauliquement
Mons	1926	5.440.040	37.600	0,7
	1927	5.890.610	29.700	0,5
	1928	5.823.670	10.020	0,2
	1929	5.720.870	15.720	0,3
	1930	5.541.040	—	—
	1931	5.073.550	—	—
Centre	1926	4.189.830	—	—
	1927	4 522.600	—	—
	1928	4.517.870	—	—
	1929	4.320.070	—	—
	1930	4.351.920	—	—
	1931	4.249.690	—	—
Charleroi	1926	7.874.710	305.110	3,9
	1927	8.396.680	321.450	3,8
	1928	8.107.270	341.560	4,2
	1929	7.763000.	367.240	4,7
	1930	7.791.480	262,380	3,4
	1931	7.681.110	205.490	2,7
Namur	1926	441.870	—	—
	1927	459.850	—	—
	1928	463,120	—	—
	1929	416.660	—	—
	1930	424.690	—	—
	1931	363.700	—	—
Liége	1626	5.537.990	126.050	2,3
	1927	5.848.140	115.210	2,0
	1928	5.805.280	109.350	1,9
	1929	5.479.460	94.190	1,7
	1930	5.491.320	78.490	1,4
	1931	5 497.270	42.040	0,8
Limbourg	1926	1.775.160	—	—
	1927	2.433.020	—	—
	1928	2.891.000	—	—
	1929	3.239.870	—	—
	1930	3.814.280	—	—
	1931	4.177.120	—	—
Le Royaume	1926	**25.259.600**	**468.760**	**1,9**
	1927	**27.550.960**	**466.360**	**1,7**
	1928	**27.578.210**	**460.930**	**1,7**
	1929	**26.937.870**	**477.150**	**1,8**
	1930	**27.414.730**	**340.730**	**1,2**
	1931	**27.042.440**	**247.530**	**0,9**

3. — Relevé des lampes en service au 31 décembre 1931 dans les travaux souterrains des charbonnages.

DISTRICTS	Nombre			
	de lampes à huile	de lampes à essence	de lampes électriques portatives	Total
Mons	9.690	48	17,576	27.314
Centre	3.933	1.277	20.177	25.387
Charleroi . . .	14.441	4.471	27.885	46.797
Namur	—	1.029	839	1.868
Liége	6.516	20.262	16.910	43.688
Limbourg . . .	—	2.611	18.350	20,961
Le Royaume . .	**34.580**	**29.698**	**101.737**	**166.015**

4. — Relevé des moteurs à air comprimé et des moteurs électriques en service dans les charbonnages au 31 décembre 1931.

a) Travaux souterrains.

DISTRICTS	Transport sur galeries principales				Actionner des treuils de vallées ou de balances				Actionner des ventilateurs			
	Moteurs à air comprimé		Moteurs électriques		Moteurs à air comprimé		Moteurs électriques		Moteurs à air comprimé		Moteurs électriques	
	Nombre	Puissance en kw.	Nombre	Puissance en kw.	Nombre	Puissance en kw.	Nombre	Puissance en kw.	Nombre	Puissance en kw	Nombre	Puissance en kw.
Mons.	17	202	**12**	236	176	2.187	18	358	123	218	15	467
Centre	134	1261	26	670	113	1.140	16	735	208	360	8	306
Charleroi	36	258	18	318	349	3.683	25	806	270	615	5	204
Namur	—	—	—	—	20	228	2	24	10	48	1	9
Liége.	5	37	8	101	353	3.242	31	772	342	365	3	147
Campine.	590	6.395	104	1.979	100	2.106	20	558	305	573	41	904
Le Royaume	**782**	**8.153**	**168**	**3.304**	**1.111**	**12.585**	**112**	**3.253**	**1.258**	**2.179**	**73**	**2.037**

a) Travaux souterrains (suite)

DISTRICTS	Actionner des pompes				Actionner des couloirs oscillants ou des transport.				Usages divers				Tous usages			
	Moteurs à air comprimé		Moteurs électriques		Moteurs à air comprimé		Moteurs électriques		Moteurs à air comprimé		Moteurs électriques		Moteurs à air comprimé		Moteurs électriques	
	Nombre	Puissance en kw.	Nombre	Puissance en kw	Nombre	Puissance en kw.	Nombre	Puissance en kw.	Nombre	Puissance en kw.	Nombre	Puissance en kw.	Nombre	Puissance en kw.	Nombre	Puissance en kw.
Mons. . .	136	620	103	12.609	170	604	—	—	14	111	5	91	636	3.942	153	13.761
Centre . .	98	400	70	9.329	93	504	—	—	51	532	21	474	697	4.197	141	11.514
Charleroi .	146	748	194	24.528	255	2.463	5	28	505	1.902	38	674	1.561	9.674	285	26.558
Namur . .	9	16	6	875	—	—	—	—	—	—	—	--	39	292	9	908
Liége. . .	198	1.134	205	22.878	145	801	—	—	17	420	13	740	1.060	5.999	260	24.638
Campine . .	307	1.857	34	8.030	277	2.499	7	62	156	1.766	34	354	1.735	15.190	240	11.887
Le Royaume	**894**	**4.775**	**612**	**78.249**	**940**	**6.871**	**12**	**90**	**743**	**4.731**	**111**	**2.333**	**5.728**	**39.294**	**1.088**	**89 266**

b) Surface.

DISTRICTS	EXTRACTION				AÉRAGE				EPUISEMENT				USAGES DIVERS				TOUS USAGES			
	Moteurs air comprimé		Moteurs électriques		Moteurs air comprimé		Moteurs électriques		Moteurs air comprimé		Moteurs électriques		Moteurs air comprimé		Moteurs électriques		Moteurs air comprimé		Moteurs électriques	
	Nombre	Puissance en kw.	Nombre	Puissance en kw.	Nombre	Puissance en kw.	Nombre	Puissance en kw.	Nombre	Puissance en kw.	Nombre	Puissance en kw.	Nombre	Puissance en kw.	Nombre	Puissance en kw.	Nombre	Puissance en kw	Nombre	Puissance en kw.
Mons. . .	—	—	42	23.791	—	—	57	6·978	—	—	23	1.947	24	624	1.427	43.885	24	624	1.549	76.601
Centre . .	2	62	14	4.375	—	—	38	5.668	—	—	8	1.336	11	74	1.012	25.760	13	136	1.072	37.139
Charleroi .	9	183	164	21.107	2	25	91	8.251	2	15	28	2.414	32	405	2 964	66.933	45	628	3 247	98.705
Namur . .	—	—	1	200	—	—	4	346	—	—	14	2.125	3	30	102	2.012	3	30	121	4.683
Liége. . .	1	26	70	14.142	--	--	73	4.896	1	4	24	3.557	27	255	1.767	39.962	29	285	1.934	62.557
Campine. .	—	—	14	19.011	—	—	8	4.851	—	—	—	—	—	--	1.303	40,353	—	—	1.325	64.215
Royaume .	**12**	**271**	**305**	**82.626**	**2**	**25**	**271**	**30.990**	**3**	**19**	**97**	**11.379**	**97**	**1.388**	**8.575**	**218.905**	**114**	**1.703**	**9.248**	**343.900**

c) Travaux souterrains et surface.

DISTRICTS	TOTAUX			
	Moteurs à air comprimé		Moteurs électriques	
	Nombre	Puissance en kw	Nombre	Puissance en kw
Mons	660	4.566	1.702	90.362
Centre	710	4.333	1.213	48.653
Charleroi	1.606	10.302	3.532	125.263
Namur	42	322	130	5.591
Liége	1089	6.284	2.194	87.195
Campine	1735	15.190	1.565	76.102
Le royaume	**5.842**	**40.997**	**10.336**	**433.166**

II. — **Mines Métalliques.** (Tableau IV hors texte).

Six mines métalliques ont été en activité en 1931.

Elles comprennent trois mines de fer, une mine de manganèse et deux mines de zinc, plomb et pyrite.

Deux des mines de fer, situées dans le sud de la province de Luxembourg, fournissent de la limonite oolithique (minette), l'autre, située dans la province de Liége, de l'oligiste oolitique. La production totale de minerai de fer dans ces mines a été de 118.980 tonnes contre 123.030 tonnes en 1930.

La mine de manganèse est située dans la province de Liége.

Des deux mines de zinc, plomb et pyrite, l'une, située dans la province de Namur, ne comporte que des travaux préparatoires. L'autre qui se touve dans la province de Liége possède quatre sièges en activité, dont on extrait la calamine, la blende, la galène et la pyrite.

La valeur globale des minerais extraits en Belgique des mines concédées s'est élevée, en 1931, à 10.193.100 francs, au lieu de 11.610.000 francs en 1930.

L'exploitation de chacune de ces mines se clôture soit sans gain ni perte, soit en déficit.

III. — **Exploitations libres de minerai de fer.**
(Tableau IV hors texte).

La limonite des prairies a été exploitée dans les provinces de Limbourg et d'Anvers. Le tonnage extrait dans ces exploitations libres s'est élevé à 6.840 tonnes, soit moins que l'année précédente (7.960).

En ajoutant ce tonnage à celui fournit par les trois mines de fer concédées, mentionnées au chapitre précédent, on obtient un total de 125.820 tonnes de minerai de fer. La valeur en est estimée à 3.780.600 francs.

IV. — Carrières souterraines et carrières à ciel ouvert.

(Tableau V hors texte).

La statistique concerne les carrières dont la surveillance incombe à l'Administration des Mines, à savoir celles des provinces de Hainaut, de Liége, de Luxembourg, de Namur, de Limbourg et de la partie Sud du Brabant; c'est d'ailleurs la presque totalité des carrières du pays.

Le tableau ci-dessous montre l'activité de ces carrières en 1913, 1927, 1928, 1929, 1930 et 1931.

			1913	1927	1928	1929	1930	1931
Nombre de sièges d'exploitation en activité :		souterrains	481	209	230	229	206	146
		à ciel ouvert	1.075	677	667	696	710	672
Nombre d'ouvriers des carrières	souterraines	intérieur	2.178	1.517	1.458	1.366	1.302	953
		surface	1.460	1.293	1.164	1.161	914	871
		total	3.638	2.810	2.622	2,527	2 216	1.824
	à ciel ouvert		31 255	27.408	27.456	28.575	28 911	26.364
	Total général		34.893	30.218	30.078	31.102	31.127	28.188

On voit que l'exploitation d'une bonne partie des carrières souterraines a été arrêtée; le nombre total de personnes occupées, tant dans ces carrières que dans celles à ciel ouvert, a été d'un peu plus de 28.000, contre un peu plus de 31.000 en 1930 et 35.000 en chiffres ronds en 1913.

Les produits extraits des carrières, après qu'ils ont été soumis sur place à la taille, à la calcination, au lavage, etc., suivant le cas, ont une valeur globale qui s'est élevée pour l'année sous revue à 694.717.100 francs, contre 931.060.200 francs pour l'année précédente.

Dans la comparaison de ces valeurs, il faut tenir compte des variations dans les quantités extraites et dans les prix pratiqués, pour chaque catégorie de produits. En 1913, la valeur globale des produits des carrières, exprimée en francs actuels, était de 493 millions de francs en chiffres ronds.

V. — Récapitulation des industries extractives.

Le tableau ci-après permet de se rendre compte, pour toutes les industries extractives du pays, de la valeur de la production et du nombre d'ouvriers occupés en 1930 et en 1931.

	Valeur de la production (en millions de francs)		Nombre d'ouvriers (milliers)	
	1930	1931	1930	1931
Mines de houille.	4.260	3.350	155	153
Autres industries extractives	943	702	32	29
Ensemble	5.203	4.052	187	182

En 1913 et au cours des cinq dernières années, la valeur des produits des industries extractives et le nombre d'ouvriers occupés ont été les suivants :

ANNÉES	Valeur de la production (en millions de frs actuels)	Nombre d'ouvriers (milliers)
1913	3.401	181
1927	4.755	206
1928	4.354	194
1929	5.216	184
1930	5.203	187
1931	4.052	182

B. — FABRICATION DU COKE ET DES AGGLOMERES

I. — Fabriques de coke. (Tableau VI hors texte.)

Les données ci-après se rapportent : 1° aux cokeries de la partie minière du pays, placées sous la surveillance des Ingénieurs des Mines; 2° aux cokeries de la région minière qui ne sont pas placées sous cette surveillance, mais qui communiquent néanmoins à l'Administration des Mines les renseignements statistiques qui les concernent; 3° aux fours à coke faisant partie d'usines à gaz et fabriquant du coke métallurgique.

Mais les usines à gaz proprement dites, dont le coke ne convient pas, en général, à l'usage métallurgique, ne sont pas comprises dans cette statistique. Cette catégorie d'usines tend d'ailleurs à disparaître.

Le tableau ci-dessous et le diagramme n° II ci-après permettent la comparaison des périodes 1901-1910, 1911-1913, 1921-1930 et des années 1930 et 1931.

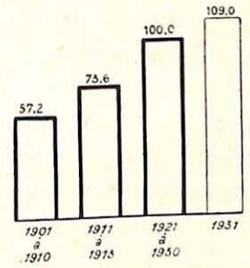
ANNÉES	Production en tonnes	Pourcentage par rapport à la production moyenne annuelle de la période 1921-1930
1901-1910 (1)	2 560 000	57,2
1911-1913 (1)	3.290.780	73,6
1921-1930 (1)	4.472.350	100,0
1930	5.265.610	118,3
1931	4.876.850	109,0

La production de coke a subi une réduction de 1930 à 1931, mais a encore été, au cours de cette dernière année, plus forte que la production moyenne de la période décennale 1921 à 1930.

La valeur moyenne de la tonne de coke métallurgique a été de fr. 154,32 en 1931, contre fr. 196,00 en 1930.

(1) Moyenne annuelle.

DIAGRAMME N° II.
Fluctuations de la production de coke.



Les usines à coke ont produit, en 1931, par tonne de houille enfournée :

709 kgr. de coke métallurgique;
et, en outre, 37 kgr. de petit coke;
96 mètres cubes de gaz vendables;
10,1 kgr. de sulfate d'ammoniaque (1);
4,1 kgr. de benzol brut;
3,1 kgr. de benzol rectifié;
24,3 kgr. de goudron.

On peut distinguer trois catégories de fabriques de coke : celles qui sont annexées à des charbonnages, celles qui sont exploitées par des usines sidérurgiques et enfin celles qui n'ont d'attaches directes ni avec les charbonnages ni avec les usines métallurgiques. Cette distinction et la situation géographique permettent de constituer cinq groupes parmi les fabriques de coke en activité :

1° Huit fabriques de coke du Couchant de Mons, dont une cokerie centrale traitant les charbons d'un groupe de mines, six cokeries appartenant à des charbonnages isolés et une cokerie indépendante;

2° Neuf fabriques de coke du Centre et du district de Charleroi qui sont annexées aux charbonnages de la zone du charbon à coke de ces bassins ;

(1) Non compris le sulfate produit au moyen d'ammoniaque synthétique.

3° Sept fabriques de coke exploitées par les usines métallurgiques des districts de Charleroi et du Centre :

4° Cinq fabriques de coke de la région de Liége appartenant sauf une, à des usines métallurgiques : sont rangées dans ce groupe des fabriques de coke exploitées par des usines métallurgiques possédant des charbonnages ; la proportion de charbon étranger que l'on y consomme enlève à ces fabriques à coke le caractère d'usines à coke annexées à des charbonnages ;

5° Onze fabriques de coke situées dans le nord du pays.

Le tableau n° VI (hors texte) indique pour chacun de ces groupes, la consistance à la fin de l'année sous revue et l'activité pendant la dite année des fabriques de coke, lesquelles ont occupé ensemble 5.379 ouvriers, contre 5.939 l'année précédente.

La consommation de houille s'est élevée en 1931 à 6.883.370 tonnes, tonnage élevé représentant plus de 22 % de la consommation totale de l'Union Economique Belgo-Luxembourgeoise.

Les charbons belges sont intervenus en 1931 dans l'approvisionnement des fours à coke pour 54 % contre 48 % en 1930 et 47,5 % en 1929. La production de charbons gras dans le bassin de la Campine semble devoir relever cette proportion qui était de 61 % avant la guerre et de 71 % en 1910.

Les charbons belges sont presque exclusivement employés dans les fours à coke annexés aux charbonnages.

Dans les cokeries annexées aux usines métallurgiques du Hainaut, les charbons belges ont été utilisés à raison de 66 % en 1931 contre 64 % en 1930 et 59 % en 1929 ; dans les cokeries annexées aux usines métallurgiques de la province de Liége, à raison de 48 % en 1931 contre 34 % en 1930 et 28 % en 1929 ; dans les cokeries du

Nord du pays, à raison de 23 % en 1931 contre 8 % en 1930 et 10 % en 1929.

D'une manière générale, il y a donc eu accroissement de proportion de charbon indigène dans la consommation des fours à coke.

CONSOMMATION DE HOUILLE DANS LES FABRIQUES DE COKE
(EN MILLIERS DE TONNES)

ANNÉES	Houille Belge	%	Houille Etrangère	%	TOTAL
1911-1913 (1)	2.735	63,6	1 567	36,4	4.302
1921-1930 (1)	2.918	47,6	3.207	52,3	6.125
1930	3.553	48,0	3.850	52,0	7.403
1931	3.739	54 3	3.144	45,7	6.883

Les houilles étrangères consommées dans les fours à coke (3.144.690 tonnes) représentent 24,6 % des importations de combustibles, exprimées en houille. Elles proviennent d'Allemagne, de Grande-Bretagne, des Pays-Bas et de France.

II. — Fabriques d'agglomérés.

(Tableau VII hors texte.)

46 fabriques d'agglomérés ont été en activité, en 1931, presque toutes dépendant de charbonnages. Ces fabriques ont occupé 1.040 ouvriers.

Elles ont consommé 1.686.130 tonnes de houille, dont 8.910 tonnes provenaient de l'étranger. Les charbons étrangers ne sont donc intervenus dans la fabrication des agglomérés que dans une proportion insignifiante.

La consommation de houille par tonne d'agglomérés a été de 911 kilogrammes.

(1) Moyenne mensuelle.

Les fabriques d'agglomérés ont mis en œuvre 164.350 tonnes de brai, dont 101.260 provenaient de l'étranger. La proportion du brai étranger s'est donc élevée à 61,6 %.

La consommation de brai par tonne d'agglomérés a été de 88,8 kilogrammes.

La production totale d'agglomérés (briquettes et boulets) a été de 1.850.360 tonnes. Elle accuse une diminution par rapport à l'année précédente.

Le tableau et le diagramme III ci-après indiquent la production des agglomérés par périodes depuis 1901 et pendant les deux dernières années.

ANNÉES	Production d'agglomérés	Pourcentage rapporté à la production moyenne annuelle de la période 1921-1930
	Tonnes	%
1901-1910 (1)	**2.005.000**	**95,2**
1911-1913 (1)	**2.692.620**	**127,9**
1921-1930 (1)	**2.105.430**	**100,0**
1930	1.875.210	89,1
1931	1.850.360	87,9

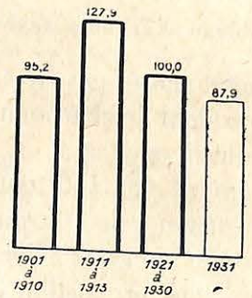


DIAGRAMME N° III. — Fluctuations de la production des agglomérés.

Le prix moyen des agglomérés pendant l'année sous revue a été de fr. 142,42 par tonne contre fr. 179,95.

(1) Moyenne annuelle.

C. — MOUVEMENT COMMERCIAL ET CONSOMMATION DE HOUILLE

La Convention conclue le 25 juillet 1921 entre la Belgique et le Grand-Duché de Luxembourg a supprimé, à partir du 1er mai 1922 la frontière douanière entre ces deux Etats.

La statistique s'applique donc à l'Union Belgo-Luxembourgeoise.

ANNÉE 1931

PAYS	Houille — 1.000 Tonnes	Coke — 1.000 Tonnes	Agglomérés — 1.000 Tonnes	Total Le coke et les agglomérés étant comptés dans le total pour leur équivalent en houille crue. — 1.000 Tonnes
Importations				
Allemagne	4.406	1.476	184	6.652
Grande-Bretagne	1.859	—	—	1.859
Pays-Bas	1.889	632	57	2.940
France	889	—	3	892
Sarre	134	—	—	134
Autres pays	251	46	—	316
Total	9.528	2.154	244	12.793
Exportations				
France	3.959	475	626	5.182
Pays-Bas	451	—	—	451
Suéde	—	209	—	294
Suisse	109	—	—	109
Congo	—	—	39	35
Autres pays	78	178	94	414
Provisions de bord	871	—	181	1.034
Total	5.468	862	940	7.519

Le tableau ci-après donne les éléments d'où l'on peut déduire la consommation de l'Union belgo-luxembourgeoise. Cette consommation a diminué en 1931 par rapport à 1930 (3).

	1913 — 1000 T.	1927 — 1000 T.	1928 — 1000 T.	1929 — 1000 T.	1930 — 1000 T.	1931 — 1000 T.
Production	22.842	27.551	27.578	26.940	27.415	27.042
Importations	10.753	13.242	12.824	16.207	14.151	12.793
Diminution (—) ou augmentation (+) des stocks (1)	+ 539	+1.691	— 681	— 815	+ 2.164	+ 1 055
Exportations	7.009	4.675	6.093	5.476	5.721	7.519
Consommation du pays (2)	26.046	34.427	34.990	38.486	33.681	31.261
Consommation des charbonnages	2.246	2.652	2.603	2.589	2 596	2.558
Consommation du pays, non comprise celle des charbonnages (2)	23.800	31.775	32.387	35.897	31.085	28.703

(1) Stocks au 31 décembre 1931 . . . . . tonnes 3.610.790
Stocks au 31 décembre 1930 . . . . . tonnes 2.556.250
Augmentation en 1931. 1.054.540

(2) Belgique en 1913, Union belgo-luxembourgeoise pour les autres années.

(3) Le mouvement commercial de la houille, en 1931, a été commenté dans la statistique provisoire (*Annales des Mines de Belgique*, 1932, t. XXXII, 1re livr.). Ce commentaire est basé sur des chiffres provisoires quant à la production et aux stocks, chiffres peu différents toutefois de ceux mentionnés ci-dessus. Les chiffres ci-dessus eux-mêmes seront encore sujets à de légères rectifications ultérieures quant aux importations et exportations en 1931.

CHAPITRE II

INDUSTRIES METALLURGIQUES

I. — Sidérurgie.

a. — Hauts-Fourneaux. (Tableau VIII hors texte.)

Nombre et groupement régional des usines.

Quatorze usines ont produit de la fonte au cours de l'année 1931. Sept de ces usines, si l'on y comprend celles de La Louvière et de Clabecq, font partie du groupe de Charleroi; quatre d'entre elles constituent le groupe de Liége et les trois dernières sont situées dans la partie Sud de la province du Luxembourg. Deux usines du Luxembourg ne produisent que de la fonte; les autres usines produisent de la fonte pour les besoins de leur aciérie.

Nombre des hauts-fourneaux et capacité de production.

Au 31 décembre 1931, 55 hauts fourneaux, soit le même nombre qu'au 31 décembre 1930, étaient en ordre de marche. Ils se répartissent comme suit, d'après la capacité de production et la situation géographique.

Capacité de prodution en 24 heures	DISTRICT DE			TOTAL
	Charleroi	Liége	Luxembourg	
Moins de 100 tonnes	»	»	4	4
» de 100 à 149 tonnes	»	»	1	1
» de 150 à 199 tonnes	10	6	2	18
» de 200 à 249 tonnes	3	12	»	15
» de 250 à 299 tonnes	10	1	»	11
» de 300 tonnes et plus.	4	2	»	6
Total.	27	21	7	55

Degré d'activité

Si l'on divise par 365, nombre de jours de l'année, le nombre de journées de marche de l'ensemble des hauts fourneaux de chacun des districts et du pays, on obtient le nombre de hauts fourneaux qui, fonctionnant à pleine capacité, auraient fourni la production de 1931 ; dans le tableau ci-après, ce nombre fictif est mis en regard du nombre réel de hauts fourneaux en ordre de marche :

	Nombre de journées de marche des hauts-fourneaux, divisé par 365	Nombre de hauts-fourneaux en ordre de marche le 31 décembre 1931
Charleroi . .	18,3	27
Liége . . .	17,9	21
Luxembourg .	5,6	7
Le Pays . . .	42,1	55

La différence montre que la capacité de production est loin d'avoir été complètement utilisée.

Nombre d'ouvriers.

Le nombre moyen des ouvriers occupés au service des hauts fourneaux a été de 5.694 contre 7.144 l'année précédente.

En 1913, pour 54 hauts fourneaux, le nombre d'ouvriers avait été de 5.289.

Consommation de coke.

Les hauts fourneaux ont absorbé 3.106.670 tonnes de coke, dont 2.840.310 tonnes provenant de cokeries du pays, mais fabriquées en partie au moyen de charbon étranger. Le coke étranger est donc intervenu dans l'approvisionnement des hauts fourneaux dans la proportion de 8,7 % contre 12,5 % l'année précédente.

D'autre part, la quantité de coke belge consommé dans les hauts fourneaux représente 64 % de la production des cokeries du pays, comme l'année précédente.

Consommation de minerai de fer.

Les minerais de fer du pays consommés par les hauts fourneaux représentent 107.850 tonnes, et ne constituent qu'un très faible appoint, calculé en fer, dans l'approvisionnement des usines belges.

La principale source d'approvisionnement des minerais de fer consommés en Belgique est le gisement des minerais de limonite oolithique de France (Est et Lorraine) et du Grand-Duché de Luxembourg, comme le montre le tableau ci-dessous :

Provenance des minerais de fer consommés dans les hauts fourneaux pendant l'année 1931

France	6.624.495 T.
Grand Duché de Luxembourg	837.185 T.
Scandinavie (Suède)	136.030 T.
Espagne et Afrique du Nord	24.210 T.
Belgique	107,850 T.
Total . . .	7.729.770 T.

Le minerai de manganèse est venu de l'Inde britannique (65.020 tonnes), d'Afrique (13.020 tonnes), de Russie (15.590 tonnes), du Brésil (1.470 tonnes) ainsi que de divers autres pays et d'une mine belge ; la consommation totale de ce minerai s'est élevée à 117.500 tonnes.

Les mitrailles de fer, les scories, sont achetées en grande partie dans le pays.

La production de fonte a été de 3.197.790 tonnes contre 3.365.210 en 1930.

Le tableau suivant indique les fluctuations de cette production au cours de l'année et du nombre de hauts fourneaux en activité.

PRODUCTION MENSUELLE DE FONTE PENDANT L'ANNÉE 1931

1931	Nombre de hauts-fourneaux en activité.	Production de fonte milliers de T.(1)
Janvier	45	270
Février	44	240
Mars	43	263
Avril	43	257
Mai	44	271
Juin	46	278
Juillet	45	289
Août	46	299
Septembre	47	284
Octobre	45	272
Novembre	43	262
Décembre	44	245

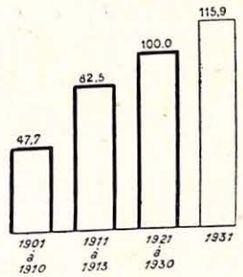
Le tableau ci-après et le diagramme n° IV permettent la comparaison de la production de fonte pendant l'année sous revue avec celles des périodes antérieures.

PRODUCTION DE FONTE.

ANNÉES	Production 1.000 tonnes	Pourcentage de la production rapporté à la moyenne annuelle de la période 1921-1930
1901-1910 (2)	**1.317**	**47,7**
1911-1913 (2)	**2.277**	**82,5**
1921-1930 (2)	**2.759**	**100,0**
1930	3.365	122,0
1931	3.198	115,9

(1) Chiffres mensuels approximatifs.
(2) Moyenne annuelle.

DIAGRAMME N° IV. — Fluctuations de la production de fonte.



Le tablèau ci-après donne pour les années 1930 et 1931 la décomposition de la production de fonte suivant la nature des produits, ainsi que la comparaison des valeurs par tonne.

NATURE DES PRODUITS	Production en tonnes		Valeur à la tonne en francs	
	en 1930	en 1931	en 1930	en 1931
Fonte de moulage phosphoreuse	126.840	111.970	519,90	462,16
Fonte de moulage hématite	57.380	20.650	630,70	534,00
Fonte d'affinage	93.290	»	541,10	»
» pour acier Bessemer	»	»	»	»
» » Thomas	3.063.930	3.045.180	531,20	426,24
» spéciales	23.800	19.990	752,10	596,40

b. — **Aciéries.** (Tableau IX hors texte.)

Les aciéries sont classées en trois catégories : celles qui sont jointes à des hauts-fourneaux ; celles qui, sans être jointes à des hauts-fourneaux, produisent principalement des lingots et enfin les aciéries indépendantes des hauts-fourneaux qui ne fabriquent que des pièces moulées.

1° *Aciéries jointes à des hauts-fourneaux.* — Les aciéries jointes à des hauts fourneaux sont au nombre de 13, dont 5 dans la région de Charleroi, 1 dans le Centre, 1 dans le Brabant, 5 dans la région de Liége et une dans le Sud du Luxembourg.

Ces usines ont disposé de 18 mélangeurs de fonte, de 23 cubilots, de 48 convertisseurs basiques d'une capacité comprise entre 12 et 25 tonnes, de 5 petits convertisseurs de 1 1/2 à 2 tonnes, de 20 fours Martin de 7 à 35 tonnes et de 4 fours électriques.

Elles ont occupé 4.426 ouvriers.

Ces aciéries ont consommé 2.974.300 tonnes de fonte belge et 50.820 tonnes de fonte étrangère, 1.360 tonnes de minerai et 265.680 tonnes de riblons et mitrailles. Elles ont consommé 27.720 tonnes de coke, 41.620 tonnes de houille, 388.240.000 mètres cubes de gaz de hauts fourneaux, 65.500.000 mètres cubes de gaz de fours à coke et 61.870.000 kilowatts-heure d'énergie électrique.

Leur production a été de 2.736.340 tonnes de lingots d'acier Thomas, de 201.980 tonnes de lingots d'acier sur sole et de 12.690 tonnes de lingots d'acier électrique. Indépendamment de cette production de lingots d'acier, ces aciéries ont produit 9.860 tonnes de pièces moulées.

2° *Aciéries non jointes à des hauts fourneaux.* — Les aciéries produisant principalement des lingots et qui ne sont pas jointes à des hauts fourneaux sont au nombre de 4, dont 3 dans le Hainaut et 1 dans la région de Bruges et n'ont occupé que 571 ouvriers. On y emploie 1 cubilot de 2e fusion, 2 petits convertisseurs et 11 fours Martin.

On y a transformé 31.580 tonnes de fonte provenant en majeure partie de l'étranger, et 84.300 tonnes de mitrailles.

On y a produit 103.450 tonnes de lingots d'acier sur sole et 2.480 tonnes de pièces moulées.

3° *Aciéries de moulage indépendantes.* — Dix-sept fonderies d'acier ont été en activité au cours de l'année sous revue. Elles ont disposé de 34 cubilots, de 7 convertisseurs Bessemer, de 39 petits convertisseurs, de 5 fours Martin et de 3 fours électriques. Ce sont les aciéries de cette catégorie qui ont employé le plus d'ouvriers: 3.675.

Elles ont mis en œuvre 21.400 tonnes de fonte, provenant pour plus de la moitié de l'étranger, 640 tonnes de minerai et 32.500 tonnes de mitrailles.

Elles ont produit 38.290 tonnes de pièces moulées.

Ensemble. — Dans l'ensemble des aciéries du pays, on a produit, pendant l'année sous revue, 3.054.450 tonnes de lingots d'acier et 50.630 tonnes de pièces moulées.

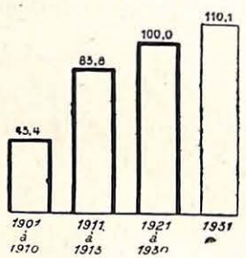
Le tableau et le diagramme V, ci-après, permettent la comparaison de la production de lingots d'acier pendant l'année sous revue avec celle des périodes antérieures.

PRODUCTION DE LINGOTS D'ACIER.

ANNÉES	Tonnage produit (1 000 tonnes)	Pourcentage de la production rapporté à la moyenne annuelle de la période 1921-1930
1901-1910 (1)	**1 205**	**43,4**
1911-1913 (1)	**2.325**	**83.8**
1921-1930 (1)	**2.774**	**100,0**
1930	3.269	117,9
1931	3.054	110,1

(1) Moyenne annuelle

DIAGRAMME N° V. — Fluctuations de la production de lingots d'acier



On voit que la production de lingots, pendant l'année considérée, a été moindre que celle de l'année précédente, mais néanmoins supérieure à la moyenne de la période décennale 1921-1930.

La décomposition de la production d'acier en lingots suivant le procédé de fabrication est donnée dans le tableau ci-après pour 1913, l'année sous revue et l'année précédente.

MODE DE FABRICATION	Production d'acier brut (1 000 tonnes)		
	en 1913	en 1930	en 1931
Au convertisseur . .	2.192	2.886	2.736
Au four Martin. . .	213	368	305
Au four électrique . .		16	13

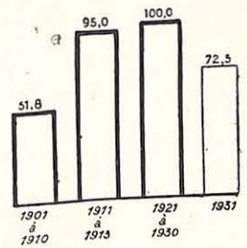
Le tableau ci-après et le diagramme (n° VI) indiquent les fluctuations de la production des pièces moulées. La production de l'année sous revue a notablement diminué par rapport à l'année précédente, et est tombée bien en-dessous de la moyenne de la période décennale 1921-1930.

PRODUCTION DE PIÈCES MOULÉES EN ACIER.

ANNÉES	PRODUCTION Tonnes	Pourcentage de la production rapporté à la moyenne annuelle de la période 1921-1930
1901-1910 (1)	36.145	51,8
1911-1913 (1)	66 310	95,0
1921-1930 (1)	69.821	100,0
1930	84.740	121,4
1931	50.630	72,5

DIAGRAMME N° VI.

Fluctuations de la production des pièces moulées en acier.



3. — **Fabriques de fer puddlé.** (Tableau X hors texte.)

Nombre d'usisines

Il y a deux fabriques de fer en activité; elles sont situées dans la province de Hainaut.

Nombre d'ouvriers.

Ces fabriques n'ont occupé que 113 ouvriers.

Consistance des usines.

Le nombre de fours à puddler est de 8; on en comptait 110 en 1913.

Consommation.

La consommation de fonte a été de 5.950 tonnes; le sixième seulement de cette fonte provient de l'étranger.

(1) Moyenne annuelle.

La consommation de houille, presque totalement de provenance belge, a été de 3.060 tonnes.

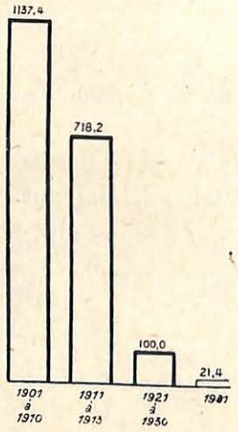
Production. La production de fer ébauché a été de 4.500 tonnes.

On pourra se rendre compte, par la lecture du tableau et l'examen du diagramme (n° VII) ci-après, de l'allure, décroissante, dans l'ensemble, de cette production.

PRODUCTION DE FER ÉBAUCHÉ.

ANNÉES	Tonnage produit	Pourcentage de la production rapporté à la moyenne annuelle de la période 1921-1930
1901-1910 (1)	**238 060**	**1137,4**
1911-1913 (1)	**150.330**	**718,2**
1921-1930 (1)	**20.930**	**100,0**
1930	10.470	50,0
1931	4.490	21,4

DIAGRAMME N° VII. — Fluctuations de la production de fer ébauché.



(1) Moyenne annuelle.

d. — **Laminoirs à acier et à fer.** (Tableau XI hors texte.)

Les laminoirs ont été classés en deux catégories : la Subdivision. première est celle des laminoirs annexés à des aciéries, la deuxième celle des laminoirs indépendants des aciéries.

Laminoirs annexés à des aciéries. — Les laminoirs annexés à des aciéries forment la catégorie la plus importante. On en compte dix dans les districts de Charleroi et du Centre, un dans la Flandre occidentale, un dans le Brabant, six dans le district de Liége et un dans le Sud du Luxembourg.

Ces laminoirs possèdent 12 trains pour blooms et brames; 47 trains à profilés dont 11 gros, 14 moyens et 22 petits; 5 trains pour verges de tréfilerie et 20 trains à tôles, dont 7 pour grosses tôles, 7 pour tôles moyennes et 6 pour tôles fines.

Ils ont travaillé presque exclusivement des lingots provenant des aciéries auxquelles ils sont annexés.

Leur production se décompose en 744.810 tonnes d'aciers demi-finis, 1.976.850 tonnes d'aciers finis et 12.300 tonnes de fers finis.

Le nombre d'ouvriers occupés dans les laminoirs de ce groupe a été de 14.508 soit près des deux tiers de la main-d'oeuvre totale des laminoirs du pays.

Laminoirs non joints à des aciéries. — Les laminoirs indépendants des aciéries forment la catégorie la plus nombreuse, quoique beaucoup moins importante au point de vue du tonnage que la première. Il y a eu 24 de ces laminoirs en activité, dont deux dans la région de Mons, trois dans le Centre, cinq dans la région de Charleroi, un dans la province de Namur, où des mines de fer furent exploitées autrefois; les laminoirs du groupe de Liége sont, en partie, un peu à l'écart du bassin houiller : deux

sont installés dans la vallée du Hoyoux, trois dans la vallée de la Meuse, sept dans les vallées de l'Ourthe et de la Vesdre; il y a, en outre, dans ce groupe, une usine voisine d'Anvers.

Pour l'ensemble de ces laminoirs, on compte 21 trains à profilés, dont 12 petits trains. Sur 65 trains à tôles, 8 laminent des tôles moyennes et 57 des tôles fines.

Les matières premières consommées pour la fabrication consistent principalement en 131.590 tonnes de blooms et billettes, dont plus de la moitié sont de provenance étrangère, 192.020 tonnes de brames et largets et 128.630 tonnes de mitrailles et riblons.

La production consiste en aciers finis : 247.600 tonnes et en fers finis : 48.770 tonnes.

Les laminoirs non joints à des aciéries ont occupé pendant l'année sous revue 8.229 ouvriers.

Production totale d'aciers finis

Le tableau et le diagramme n° VIII, ci-après indiquent les fluctuations de la production d'aciers finis qui s'est élevée pour l'ensemble des laminoirs à 2.224.450 tonnes pendant l'année sous revue.

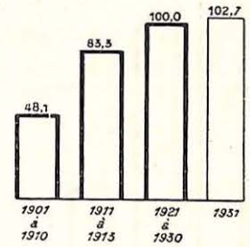
PRODUCTION D'ACIERS LAMINÉS FINIS.

ANNÉES	Tonnage produit (1.000 tonnes)	Pourcentage rapporté au tonnage moyen annuel de la période 1921-1930
1901-1910 (1)	**1.041**	**48,1**
1911-1913 (1)	**1.805**	**83,3**
1921-1930 (1)	**2.166**	**100,0**
1930	2.601	120,1
1931	2.224	102,7

(1) Moyenne annuelle.

DIAGRAMME N° VIII.

Fluctuations de la production d'aciers laminés finis.



Production totale de fers finis

La production de fers finis a été de 61.070 tonnes pour l'ensemble des laminoirs.

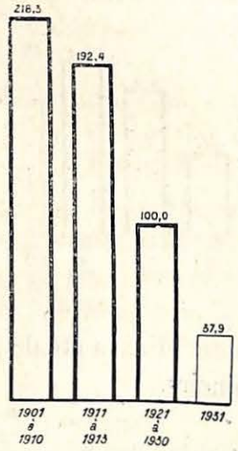
Le tableau et le diagramme n° IX, ci-dessous, indiquent les fluctuations de la production de fers laminés et montrent notamment la forte diminution pendant l'année sous revue.

PRODUCTION DE FERS LAMINÉS FINIS.

ANNÉES	Tonnage produit	Pourcentage rapporté au tonnage annuel moyen de la période 1921-1930
1901-1910 (1)	**351.520**	**218,3**
1911-1913 (1)	**309.790**	**192,4**
1921-1930 (1)	**161.010**	**100,0**
1930	122.730	76,2
1931	61.070	37,9

(1) Moyenne annuelle.

DIAGRAMME N° IX.
Fluctuations de la production de fers laminés finis.



e. — Vue d'ensemble de la sidérurgie.

Le tableau suivant indique le nombre d'ouvriers occupés dans les usines sidérurgiques pendant l'année considérée :

Hauts fourneaux	5.694
Aciéries	8.672
Fabriques de fer puddlé	113
Laminoirs à fer et à acier	22.737
Ensemble de l'industrie sidérurgique	37.216

Le nombre total d'ouvriers est en diminution de 5.268 unités par rapport à l'année précédente. Les usines sidérurgiques ont consommé, en combustible, pendant la même période :

3.173.250 tonnes de coke;
415.600 » de houille;
11.550 » d'autres combustibles (briquettes, bois, huile, etc.).

La répartition et la provenance de cette consommation sont données dans le tableau ci-après, en ce qui concerne le coke et la houille.

Consommation de combustibles par l'industrie sidérurgique en 1931.

USINES	COKE			HOUILLE		
	Belge	Etranger	Total	Belge	Etrangère	Total
Hauts-fourneaux	2.840.310	269.360	3.109.670	45.040	1.290	46.330
Aciéries . . .	39.550	5 870	45.420	57.120	28.350	85.470
Fabriques de fer	»	»	»	3.060	»	3.060
Laminoirs . .	17.810	350	18.160	310.380	32.310	342.690
Total. . .	2.897.670	275.580	3.173.250	415.600	61.950	477.550

II. — Fabrication des métaux autres que le fer et l'acier.

(Tableau XII hors texte.)

a. — Fonderies de zinc.

Nombre d'usines.

Onze fonderies de zinc ont été en activité pendant l'année sous revue. Deux sociétés possèdent chacune trois de ces usines; les cinq autres établissements appartiennent chacun à une société distincte.

Consistance des usines.

Le minerai de zinc est traité exclusivement dans des fours à creusets, soit par la méthode liégeoise, soit par la méthode belgo-silésienne. Les types de fours utilisés sont très divers; il y a des fours à chauffage direct, des fours avec récupération de chaleur et des fours à gaz.

Le nombre moyen de creusets en service a été de 22.255. Il était de 43.431 en 1913.

Nombre d'ouvriers

Le nombre d'ouvriers des fonderies de zinc a été de 4.534 pendant l'année sous revue; il était de 8.529 en 1913. Le nombre de creusets en service par ouvrier n'a été que de 4,9 contre 5,5 l'année précédente et 5,1 en 1913. Toutefois, la production de zinc par ouvrier (29,7 tonnes) n'a été inférieure que de peu à celle de l'année précédente (29,9 tonnes) et a été supérieure à celle de 1913 (23,9 tonnes).

Consommation.

Le minerai traité dans les fonderies de zinc du pays vient presque exclusivement de l'étranger.

La consommation de minerai a été de 260.210 tonnes, et celles de crasses et oxydes de zinc de 34.780 tonnes. Le rendement en zinc brut des matières traitées s'est élevé à 45,6 % contre 46,6 % en 1930. Le rendement calculé de la même manière avait été, en 1913, de 41,67 %.

Le tableau suivant indique les principaux pays dont proviennent les matières premières consommées (minerais, crasses et oxydes de zinc) et les tonnages correspondants :

Provenance	Tonnes
Mexique	44.260
Indochine	36.970
Italie	34.610
Suède	33.580
Australie	30.410
Allemagne	19.860
Belgique	17.420
Angleterre	12.780
Canada	8.270
Afrique	6.140
Etats-Unis	4.120
Russie d'Asie	3.960
Espagne	3.740
France	1.740
Divers	37.130

Production

La consommation de combustibles s'est élevée à 394.380 tonnes de houille, soit 2,93 tonnes par tonne de zinc et à 12.720 tonnes de coke.

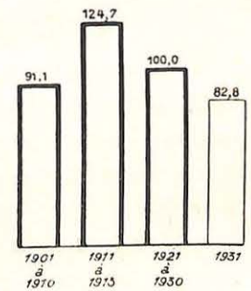
La houille étrangère continue à constituer une part importante de l'approvisionnement en combustibles des fonderies de zinc; elle représente près de la moitié de la consommation.

La quantité de zinc brut produite en 1931 s'est élevée à 134.720 tonnes contre 176.230 tonnes en 1930 et 204.220 tonnes en 1913.

Le tableau et le diagramme n° X, ci-dessous, indiquent la production belge pendant les deux dernières années, comparativement aux périodes antérieures.

ANNÉES	Production — Tonnes	Pourcentage par rapport à la production moyenne de la période 1921-1930
1901-1910 .	148.210	91,1
1911-1913 .	202.800	124,7
Moyenne annuelle 1921-1930 .	162.630	100,0
Année 1930	176 230	108,4
» 1931	134,720	82,8

Diagramme n° X. — Fluctuations de la production de zinc brut



Valeur du zinc

La valeur du zinc produit en Belgique, pendant l'année sous revue, s'est élevée à 268.205.600 francs. La valeur moyenne du métal, au cours de l'année, a été estimée à fr. 1.990,84 par tonne, elle est en forte diminution sur la valeur moyenne de l'année précédente (2.894,70).

Indépendamment du zinc brut, les fonderies de zinc ont encore produit 3.930 tonnes de poussières de zinc, d'une valeur de 7.293.800 francs et 44.050 tonnes de cendres plombeuses, d'une valeur de plus de 2 millions de francs.

L'ensemble des produits des fonderies de zinc du pays, pendant l'année sous revue, représente une valeur de 273 millions de francs environ, contre 524 millions de francs l'année précédente, et plus d'un milliard de francs en 1927.

b. — Laminoirs à zinc.

Nombre

Au cours de l'année sous revue, neuf établissements, appartenant à huit propriétaires ou sociétés distinctes, ont laminé du zinc en feuilles; huit de ces établissements sont situés dans la province de Liége, le neuvième est situé dans la province de Limbourg. Les cinq sociétés possédant les six laminoirs à zinc les plus importants du pays exploitent également des fonderies de zinc. Les autres lamineurs de zinc contribuent ensemble à la production nationale pour un huitième environ.

Consistance des usines.

Les laminoirs à zinc qui ont été en activité, pendant l'année sous revue, ont disposé de 20 fours à refondre le zinc, de 6 fours à réchauffer et de 47 trains de laminoirs.

Nombre d'ouvriers.

Ils ont occupé, pendant l'année sous revue, 1.270 ouvriers. En 1913, ils n'avaient occupé que 805 ouvriers. La production de zinc laminé par ouvrier occupé a été de 50,8 tonnes contre 57.3 tonnes en 1930 et 64 tonnes en 1913.

Consommation.

La consommation de zinc brut a été de 66.740 tonnes pendant l'année sous revue; elle correspond à 49,5 % de la production nationale, tandis qu'en 1913, les laminoirs à zinc n'absorbèrent que 25,91 % du zinc brut produit dans le pays.

Il a été consommé, en outre, 220 tonnes de vieux zinc et rognures.

Les consommations de combustibles ont été de 18.670 tonnes de houille et de 100 tonnes de coke.

Production.

La production de zinc laminé a été de 64.530 tonnes.

Le tableau ci-après rappelle la production de zinc laminé dans notre pays pour les périodes antérieures et mentionne la production en 1931.

ANNÉES	Production de zinc laminé tonnes	Pourcentage par rapport à la production moyenne de la période 1921-1930
Moyenne annuelle		
1901-1910	**42.620**	**67,3**
1911-1913	**49.690**	**78,4**
1921-1930	**63.350**	**100,0**
1930	74.890	118,2
1931	64 530	101,9

La valeur du zinc laminé produit en 1931 est de 174.154.900 francs.

c. — Métallurgie du plomb, de l'argent, du cuivre, etc.

Nombre et nature des usines

Onze usines ont élaboré ou raffiné, pendant l'année sous revue, des métaux autres que le fer et le zinc.

La province de Liége et la province de Limbourg ne possèdent chacune sur leur territoire qu'une usine à plomb et à argent.

La province d'Anvers compte deux usines fabriquant le plomb et l'argent, deux usines produisant du cuivre, dont l'une pratiquant exclusivement le raffinage électrolytique de ce métal, une usine dans laquelle on produit du sulfate de cuivre et enfin, une usine à nickel, une usine à étain et une usine produisant l'antimoine, soit, en tout, huit usines.

Dans la province de Brabant se trouve une petite usine préparant le bismuth ainsi que le sulfate de cuivre.

Les onze usines ci-dessus énumérées ont occupé, en 1930, 3.469 ouvriers.

Elles ont mis en œuvre notamment, 77.790 tonnes de minerais divers, 4.730 tonnes de plomb d'œuvre, dont 324 seulement de provenance belge, 41.550 tonnes de cendres plombeuses d'usines à zinc, dont 33.240 de provenance belge, 85.040 tonnes d'autres déchets et sous-produits plombifères et cuprifères, dont 7.916 de provenance belge, 106.900 tonnes de cuivre noir et de cuivre brut. Ce cuivre provient, presque en totalité, du Congo Belge.

Ces usines ont produit notamment 18.800 tonnes de plomb d'œuvre, 57.050 tonnes de plomb marchand et 101.700 tonnes de cuivre raffiné. Elles ont extrait 157.080 kilogrammes d'argent, en partie aurifère.

Production

Il y a été fabriqué en outre de l'étain, du nickel, de l'antimoine, du bismuth, de l'anhydride arsénieux, des sels de métaux divers et différents sous-produits.

CHAPITRE III.

Accidents survenus dans les mines, minières, carrières et usines

Pendant l'année 1931, les Ingénieurs du Corps des Mines ont constaté dans les entreprises industrielles soumises à leur contrôle, 289 accidents ayant causé la mort de 204 ouvriers et des blessures graves à 98 autres.

Ces accidents sont répartis dans le tableau ci-après, suivant les diverses catégories d'entreprises.

ACCIDENTS SURVENUS EN 1931.

Nature des Etablissements		Nombre d'accidents	Nombre de victimes	
			Tués	Blessés
Charbonnages	Intérieur	186	126	72
	Surface	48	25	24
	Totaux	234	151	96
Mines métalliques et minières, y compris les dépendances classées		—	—	—
Carrières souterraines, y compris les dépendances		2	1	1
Carrières à ciel ouvert : service de l'exploitation et dépendances		22	22	—
Etablissements classés soumis à l'A. R. du 10 octobre 1923	Etablissements soumis précédemment aux arrêtés des 28 août 1911 et 31 janv. 1912 (1)	27	27	—
	Etablissements soumis précédemment à l'A. R. du 29 janvier 1863 (2)	4	3	1
	Totaux généraux	289	204	98

(1) Usines métallurgiques : Hauts-fourneaux, fabriques de fer, aciéries ; usines d'extraction et de raffinage des métaux autres que le fer ; installations connexes de calcination, de grillage et de préparation mécanique des minerais ; laminoirs.

(2) Fabriques d'agglomérés ; fours à coke ; usines génératrices d'électricité.

En ce qui concerne l'ensemble de ces entreprises, les nombres totaux d'accidents, de tués et de blessés, pour l'année 1913 ainsi que pour chacune des dix dernières années, sont indiqués dans le tableau suivant :

ACCIDENTS SURVENUS DANS LES ENTREPRISES RESSORTISSANT A L'ADMINISTRATION DES MINES.

Années	Nombre d'accidents	Nombre de victimes	
		Tués	Blessés
1913	358	255	115
1922	260	215	74
1923	307	244	123
1924	338	290	107
1925	279	230	83
1926	310	267	83
1927	270	275	84
1928	307	263	61
1929	342	307	101
1930	315	295	87
1931	289	204	98

Il y a eu, en 1931, par rapport à l'année précédente, une diminution sensible du nombre des accidents dans presque toutes les catégories d'industries placées sous la surveillance de l'Administration des Mines; dans l'industrie houillère, toutefois, ce nombre a augmenté.

Dans la comparaison des chiffres du tableau ci-dessus, il faut tenir compte du fait qu'en 1931, il s'est produit une certaine diminution de l'activité industrielle.

Accidents survenus dans les charbonnages.

Dans le tableau n° XIV annexé, sont dénombrés par provinces et suivant les causes qui les ont occasionnés, les accidents survenus dans les charbonnages, pendant l'année 1931.

L'examen de ce tableau montre que sur les 106.410 ouvriers occupés dans les travaux souterrains, 126 ont été tués accidentellement, soit une proportion de 11,84 par 10.000 ouvriers occupés ou 3,97 par 1.000.000 de journées de présence.

Si l'on envisage l'ensemble des ouvriers occupés tant dans les travaux souterrains qu'à la surface, on constate que sur un personnel de 152.713 ouvriers, 151 ont été tués accidentellement, soit donc une proportion de 9,89 par 10.000 ouvriers occupés ou 3,30 par 1.000.000 de journées de présence.

Le tableau ci-après donne pour l'année 1913 ainsi que pour chacune des dix dernières années et pour les travaux souterrains seulement, le nombre d'ouvriers occupés et les proportions de tués, de blessés et de victimes, en général, pour 10.000 ouvriers occupés.

ACCIDENTS SURVENUS DANS LES CHARBONNAGES
(travaux du fond seulement)

Années	Nombre d'ouvriers du fond	Proportion pour 10.000 ouvriers du fond		
		de tués	de blessés	de victimes (tués et blessés)
1913	105.801	12,00	7,56	19,56
1922	103.444	10,25	5,22	15,47
1923	109.639	13,77	8,03	21,80
1924	118.981	13,87	6,97	20,84
1925	109.916	12,01	5,55	17,56
1926	110.615	12,20	5,24	17,44
1927	122.759	17,02	6,03	23,05
1928	114.577	11,96	4,54	16,50
1929	105.788	16,45	6,99	23,44
1930	109.161	14,47	6,14	20,61
1931	106.410	11,84	6,77	18,61

Les mêmes données sont consignées dans le tableau suivant, pour les travaux de la surface.

ACCIDENTS SURVENUS DANS LES CHARBONNAGES (surface)

Années	Nombre d'ouvriers de la surface	Proportion pour 10.000 ouvriers de la surface		
		de tués	de blessés	de victimes (tués et blessés)
1913	39.536	6,32	4,30	10,62
1922	49.394	7,29	3,85	11,14
1923	50.364	4,76	5,56	10,32
1924	53.304	6,94	4,32	11,26
1925	50.467	2,97	2,38	5,35
1926	49.582	4,84	2,62	7,46
1927	51.774	4,63	1,74	6,37
1928	48.704	6,77	1,03	7,80
1929	46.081	5,86	4,56	10,42
1930	46.236	8,00	4,11	12,11
1931	46.303	5,40	5,18	10,58

Dans le tableau ci-après, figurent les mêmes données pour l'ensemble des travaux du fond et de la surface.

ACCIDENTS SURVENUS DANS LES CHARBONNAGES (fond et surface)

Années	Nombre d'ouvriers (intérieur et surface)	Proportion pour 10.000 ouvriers (fond et surface)		
		de tués	de blessés	de victimes (tués et blessés)
1913	145.337	10,46	6,67	17,13
1922	152.838	9,29	4,78	14,07
1923	160.003	10,94	7,25	18,19
1924	172.285	11,72	6,15	17,87
1925	160,383	9,17	4,55	13,72
1926	160.197	9,93	4,43	14,36
1927	174.533	13,35	4,76	18,11
1928	163.281	10,41	3,49	13,90
1929	151.869	13,23	6,26	19,49
1930	155.397	12,54	5,54	18,08
1931	152.713	9,89	6,28	16,17

Si l'on examine ces tableaux, on constate qu'au point de vue des accidents survenus dans les charbonnages, l'année 1931 a été favorisée.

Il ne faut toutefois pas perdre de vue que, pendant l'année 1931, le nombre de jours de travail a été de 2 1/2 % environ inférieur au nombre normal.

Pour être comparables à ceux des années précédentes, les chiffres de 1931 devraient donc être quelque peu majorés; par exemple, le nombre de tués pour 10.000 ouvriers (fond et surface) devrait être porté à 10,13.

Mais, même avec cette correction, la situation de l'année 1931, au point de vue des accidents miniers, peut être considérée comme relativement favorable.

Il est, au surplus, tenu compte de cette diminution de l'activité de l'industrie houillère dans l'analyse ci-après des tableaux qui précèdent.

En ce qui concerne *les travaux souterrains*, la proportion de tués pour 10.000 ouvriers est faible, alors que la même proportion, en ce qui concerne les blessés est plutôt élevée.

On relève, en effet, que pour les années reprises aux tableaux ci-avant, la proportion de tués de l'année sous revue, très voisine de celle des années 1913, 1925, 1926 et 1928, est supérieure à celle de l'année 1922 — particulièrement favorable — mais inférieure sensiblement à celle des autres années. Quant à la proportion de blessés, elle est supérieure à la moyenne et n'a été dépassée que quatre fois, en 1913, 1923, 1924 et 1929; elle diffère toutefois très peu de celle de ces deux dernières années.

Si l'on envisage les *travaux de surface*, on remarque que la proportion de tués pour 10.000 ouvriers de l'année 1931 est inférieure à la moyenne et que la proportion de blessés n'est inférieure qu'à celle de l'année 1923.

Pour l'ensemble des *travaux du fond et de la surface*, la proportion de tués pour 10.000 ouvriers, de l'année

1931 est relativement peu élevée; elle ne dépasse que celle des années 1922, 1925 et 1926; la proportion de blessés de l'année 1931, au contraire, est très forte; elle n'est dépassée que par celle des années 1913 et 1923; la proportion de victimes (tués et blessés) correspond sensiblement à la moyenne pour les années envisagées.

Le tableau ci-après donne, pour l'année 1913 et pour chacune des dix dernières années, la proportion de tués par 1.000.000 de journées de travail, séparément pour les travaux du fond, ceux de la surface et enfin l'ensemble des travaux du fond et de la surface.

PROPORTION DE TUÉS PAR 1.000.000 DE JOURNÉES DE TRAVAIL.

Années	Travaux du fond	Surface	Fond et surface réunis
1913	4,03	2,12	3,51
1922	3,43	2,33	3,05
1923	4,56	1,52	3,58
1924	4,72	2,25	3,93
1925	3,99	0,95	3,00
1926	4,01	1,54	3,22
1927	5,59	1,47	4,34
1928	3,96	2,17	3,41
1929	5,40	1,86	4,30
1930	4,77	2,55	4,09
1931	3,97	1,78	3,39

Les chiffres de ce tableau sont indépendants de l'activité de l'industrie houillère. Ils corroborent les considérations émises ci-avant en ce qui concerne la proportion de tués.

Comparée à l'année précédente, l'année 1931 est caractérisée par le fait que le nombre des accidents survenus dans les travaux souterrains a été en augmentation, tandis que le nombre des accidents de surface a diminué.

Comme en 1930, il s'est produit en 1931, mais seulement dans les travaux souterrains, d'assez nombreux accidents ayant fait plusieurs victimes.

Toutefois il n'y a pas eu, en 1931, de véritables catastrophes et, au surplus, le nombre des accidents ayant fait plusieurs victimes a été en diminution.

Les accidents de l'espèce se décomposent comme suit:

Nombre de victimes par accident	Nombre d'accidents
A. — *Travaux souterrains.*	
1 tué et 1 blessé	3
1 tué et 2 blessés	1
2 tués	5
2 tués et 1 blessé	1

Ces accidents ont donc été au nombre de 10; ils ont causé la mort de 16 ouvriers et occasionné des blessures graves à 6 autres.

Quant aux proportions de tués, de blessés et de victimes par accident, ils sont indiquées dans les tableaux ci-après.

ACCIDENTS SURVENUS DANS LES CHARBONNAGES
(Travaux du fond seulement).

Années	Nombre d'accidents	Nombre de victimes			Proportion par accident		
		Tués	Blessés	Total	de tués	de blessés	de victimes
1913	200	127	80	207	0,635	0,400	1,035
1922	150	106	54	160	0,707	0,360	1,067
1923	187	151	88	239	0,807	0,471	1,278
1924	193	165	83	248	0,855	0,430	1,285
1925	170	132	61	193	0,776	0,359	1,135
1926	172	135	58	193	0,785	0,337	1,122
1927	197	209	74	283	1,061	0,376	1,437
1928	178	137	52	189	0,770	0,292	1,062
1929	191	174	74	248	0,911	0,387	1,298
1930	164	158	67	225	0,963	0,409	1,372
1931	186	126	72	198	0,677	0,387	1,064

ACCIDENTS SURVENUS DANS LES CHARBONNAGES
(fond et surface)

Années	Nombre d'accidents	Nombre de victimes			Proportion par accident		
		Tués	Blessés	Total	de tués	de blessés	de victimes
1913	241	152	97	249	0,631	0,402	1,033
1922	205	142	73	215	0,693	0,356	1,049
1923	239	175	116	291	0,732	0,485	1,217
1924	253	202	106	308	0,798	0,419	1,217
1925	197	147	73	220	0,746	0,371	1,117
1926	205	159	71	230	0,776	0,346	1,122
1927	228	233	83	316	1,022	0,364	1,586
1928	215	170	57	227	0,791	0,265	1,056
1929	239	201	95	296	0,841	0,397	1,238
1930	217	195	86	281	0,899	0,396	1,295
1931	234	151	96	247	0,645	0,410	1,055

Si l'on examine les accidents par catégories, on remarque que ceux dus aux *éboulements et chutes de pierres*, sont, comme les années précédentes, les plus fréquents; ils ont été au nombre de 69, — en augmentation de 4 unités sur l'année précédente, — causant la mort de 56 ouvriers et des blessures à 19 autres.

Le taux des tués de cette catégorie, pour 10.000 ouvriers du fond, s'élève à 5,26.

Pour les cinq années qui ont précédé la guerre, la moyenne de ce taux est de 5,00.

Celui-ci a été de : 3,77 . . . . en 1922
5,02 . . . . en 1923
4,37 . . . . en 1924
4,37 . . . . en 1925
4,61 . . . . en 1926
4,48 . . . . en 1927
5,23 . . . . en 1928
4,92 . . . . en 1929
4,58 . . . . en 1930.
et 5,26 . . . . en 1931

La proportion de 1931 est donc supérieure à celle des autres années reprises au tableau ci-dessus.

Six éboulements ont fait plusieurs victimes; trois ont occasionné, chacun, la mort d'un ouvrier et des blessures graves à un autre; chacun des trois autres a entraîné la mort de deux ouvriers.

Comme les années précédentes, après les accidents provoqués par les éboulements et chutes de pierres, les plus nombreux sont ceux dus aux *transports souterrains*.

En 1931, les accidents de cette catégorie ont été au nombre de 56, en augmentation de 15 unités sur l'année précédente; ils ont occasionné la mort de 30 ouvriers et des blessures graves à 26 autres. Pour 10.000 ouvriers du fond, il y a eu 2,82 tués.

Cette proportion a été de :

2,16 (moyenne) pour les 5 années 1909 à 1913
1,93 . . . . . en 1922
2,74 . . . . . en 1923
2,27 . . . . . en 1924
2,55 . . . . . en 1925
2,62 . . . . . en 1926
2,69 . . . . . en 1927
2,27 . . . . . en 1928
3,97 . . . . . en 1929
2,47 . . . . . en 1930
2,82 . . . . . en 1931

En 1931, la proportion de tués a donc été en sensible augmentation sur celle de l'année précédente; elle n'est d'ailleurs inférieure qu'à celle de l'année 1929.

Les *accidents dus au grisou et à la poussière de houille* ont été au nombre de 5, en diminution de 5 sur l'année précédente.

Ils ont causé la mort de 6 ouvriers et occasionné des blessures graves à 2 autres.

La proportion de tués pour 10.000 ouvriers a été de 0,56.

Le tableau ci-après permet de se rendre compte de la situation, pour cette catégorie d'accidents, pendant l'année 1913 et chacune des années 1922 à 1930.

ACCIDENTS DUS AU GRISOU ET A LA POUSSIÈRE DE HOUILLE

ANNÉES	Nombre		Proportion de tués pour 10.000 ouvriers du fond
	d'accidents	de tués	
1913	6	8	0,76
1922	5	9	0,87
1923	12	26	2,37
1924	15	44	3,69
1925	7	14	1,27
1926	11	15	1,36
1927	8	39	3,18
1928	8	8	0,70
1929	11	49	4,63
1930	10	47	4,31
1931	5	6	0,56

Comme on le constate, 1931 est, en ce qui concerne les accidents de l'espèce, une année particulièrement favorable. Même en tenant compte de la diminution du nombre de jours de travail, la proportion de tués par 10.000 ouvriers occupés dans les travaux souterrains est plus faible que celle de toutes les autres années envisagées.

L'année 1931 n'a pas été marquée par des accidents particulièrement graves.

Deux accidents ont toutefois fait plusieurs victimes.

L'un d'eux, qui a causé la mort de deux ouvriers, est survenu dans un chantier entrepris dans une couche rangée parmi les mines à grisou de la 3me catégorie, c'est-à-dire parmi les mines à dégagements intantanés de grisou. Quarante minutes environ après un tir d'ébranlement, pratiqué à la partie inférieure d'une taille, une explosion de grisou s'est produite, occasionnant des lésions mortelles à un porion-boutefeu et à son aide qui revenaient vers la taille.

Le second accident s'est produit dans une mine normalement peu grisouteuse (mine à grisou de la 1re catégorie).

A front de la galerie de retour d'air d'une taille ventilée avec aérage descendant, l'explosion d'une courte mine chargée d'une cartouche de dynamite a enflammé le grisou. Deux ouvriers furent brûlés grièvement; l'un d'eux est décédé.

A l'*emploi des explosifs* sont dus 8 accidents ayant occasionné la mort de 3 personnes et des blessures graves à 7 autres.

La proportion de tués pour 10.000 ouvriers, du fait de l'emploi des explosifs, a été de :

0,08 en 1913
0,77 en 1922
0,73 en 1923
0,34 en 1924
0,55 en 1925
0,18 en 1926
0,89 en 1927
0,70 en 1928
0,37 en 1929
0,27 en 1930
0,28 en 1931

Comme on le constate au tableau ci-avant, la proportion de tués pour 10.000 ouvriers est en régression sur celle des années 1927, 1928 et 1929. Pour la période envisagée, cette proportion, pratiquement la même que

celle de l'année précédente, n'est d'ailleurs supérieure qu'à celles des années 1913 et 1926.

Un accident de l'espèce a fait deux victimes : deux tués; un autre accident a causé la mort de deux ouvriers et occasionné des blessures graves à un autre.

Les *accidents dans les puits* (y compris ceux survenus dans les puits intérieurs et cheminées d'exploitation) ont été au nombre de 28; ils ont fait 29 victimes, dont 24 tués et 5 blessés.

Pour 10.000 ouvriers de l'intérieur, la proportion de tués a été de 2,25.

Le tableau ci-après donne la comparaison avec les années précédentes.

Proportion de tués par 10.000 ouvriers de l'intérieur :

1909 - 1913 (moyenne)	3,18	En 1926 .	2,62
En 1922 .	2,23	En 1927 .	4,56
En 1923 .	1,55	En 1928 .	2,01
En 1924 .	2,35	En 1929 .	1,70
En 1925 .	2,64	En 1930 .	2,11
		En 1931 .	2,25

Pour cette catégorie d'accidents, la situation en 1931 a donc été moins bonne qu'en 1923, 1928, 1929 et 1930; sensiblement la même qu'en 1922, elle a été meilleure que pendant les autres années envisagées.

Les tableaux ci-après, établis, l'un pour les travaux du fond seulement, l'autre pour les travaux du fond et de la surface, permettent de comparer la situation pendant les années 1913 et 1922 à 1931, pour les diverses catégories d'accidents.

ACCIDENTS SURVENUS DANS LES CHARBONNAGES

(Intérieur des travaux seulement)

CATEGORIES D'ACCIDENTS	Proportion de tués pour 10.000 ouvriers occupés à l'intérieur										
	1913	1922	1923	1924	1925	1926	1927	1928	1929	1930	1931
Accidents de puits .	2,93	2,23	1,55	2,35	2,64	2,62	4,56	2,01	1,70	2,11	2,25
Eboulements . .	4,54	3,77	5,02	4,37	4,37	4,61	4,48	5,23	4,92	4,58	5,26
Grisou	0,76	0,87	2,37	3,69	1,27	1,36	3,18	0,70	4,63	4,31	0,56
Minage	0,08	0,77	0,73	0,34	0,55	0,18	0,89	0,70	0,37	0,27	0,28
Transport au fond .	2,27	1,93	2,74	2,27	2,55	2,62	2,69	2,27	3,97	2,47	2,82
Divers au fond . .	1,42	0,68	1,36	0,85	0,63	0,81	1,22	1,05	0,86	0,73	0,67
Total. . .	12,00	10,25	13,77	13,87	12,01	12,20	17,02	11,96	16,45	14,47	11,84
Total par 1.000 000 de journées de présence . . .	4,064	3,404	4,565	4,729	3,989	4,008	5,590	3,957	5,401	4,769	3,973

ACCIDENTS SURVENUS DANS LES CHARBONNAGES

(Intérieur et Surface)

CATÉGORIES D'ACCIDENTS	Proportion de tués pour 10.000 ouvriers occupés tant à l'intérieur qu'à la surface										
	1913	1922	1923	1924	1925	1926	1927	1928	1929	1930	1931
Accidents de puits .	2,13	1,50	1,06	1,62	1,81	1,81	3,21	1,41	1,19	1,48	3,67
Eboulements . .	3,32	2,55	3,44	3,02	2,99	3,18	3,15	3,67	3,42	3,22	1,57
Grisou	0,55	0,59	1,62	2,55	0,87	0,94	2,23	0,49	3,22	3,02	0,39
Minage	0,06	0,39	0,50	0,23	0,37	0,13	0,63	0,49	0,26	0,19	0,20
Transport au fond .	1,65	1,31	1,88	1,57	1,75	1,81	1,89	1,59	2,77	1,74	1,96
Divers au fond . .	1,03	0,59	0,94	0,58	0,44	0,56	0,86	0,74	0,59	0,51	0,46
Surface	1,72	2,36	1,50	2,15	0,94	1,50	1,38	2,02	1,78	2,38	1,64
Total. . .	10,46	9,29	10,94	11,72	9,17	9,93	13,35	10,41	13,23	12,54	9,89
Total par 1.000.000 de journées de présence . . .	3,513	3,048	3,578	3,928	3,005	3,225	4,340	3,412	4,300	4,094	3,303

Le tableau suivant permet, pour un certain nombre d'années, de comparer, au point de vue des accidents mortels, la situation des charbonnages belges à celle des charbonnages de *quelques pays étrangers*.

Il est à noter que les chiffres donnés ne sont pas absolument comparables, la manière d'établir le nombre d'ouvriers occupés n'étant pas la même dans les différents pays.

En Grande-Bretagne, on relève le nombre d'ouvriers inscrits à certaines dates et on fait la moyenne de ces nombres.

ACCIDENTS SURVENUS DANS LES CHARBONNAGES
(Intérieur et surface)
Proportion de tués par 10.000 ouvriers occupés

Années	Belgique	France	Grande-Bretagne	Etats-Unis d'Amérique	Pays-Bas	Prusse.
1913	10,5	10,7	11,5	47,0	22,6	24,8
1922	9,3	8,2	9,5	48,9	10,1	20.4
1923	10,9	8,6	10,6	43,9	12,8	16,0
1924	11,7	11,8	9,8	47,9	10,2	22,1
1925	9,2	12,8	10,2	46,5	14,0	27,1
1926	9,9	10,3	10,8 (1)	45,0	11,0	—
1927	13,3	9,2	10,9	44,3	10,0	22,3
1928	10,4	10,4	10,4	46,4	12,9	20,2
1929	13,2	10,5	11,1	45,4	8,6	21,2
1930	12,5	—	10,7	—	7,4	29,7
1931	9,9	—	9,8	—	7.0	—

Aux Etats-Unis d'Amérique, le nombre d'ouvriers est calculé, dans l'hypothèse où le nombre de jours de travail serait de 300.

En Belgique, le nombre de jours de travail se rapproche généralement de 300; en 1931, il n'a été que de 290.

D'un autre côté, la définition de l'ouvrier « tué » n'est pas la même partout.

Il serait désirable que, dans tous les pays, des règles identiques fussent adoptées pour l'établissement de la statistique des accidents.

(1) Grève.

Accidents survenus dans les carrières

A. — *Carrières souterraines (y compris les dépendances).*

Nombre moyen d'ouvriers occupés : Intérieur . . . 953 ; Surface. . . . 871 ; Total 1.824

Le tableau ci-après résume pour l'année 1931, les accidents survenus dans les carrières souterraines; il indique également les proportions de victimes pour 10.000 ouvriers occupés.

NATURE DES ACCIDENTS	Nombre de Accidents	Nombre de Tués	Nombre de Blessés	Proport. pr 10.000 ouvr. occupés. de tués	Proport. pr 10.000 ouvr. occupés. de blessés
a) *Accidents survenus à l'intérieur des travaux.*					
Accidents survenus dans les puits : A l'occasion de la translation ou de la circulation des ouvriers	—	—	—	—	—
Accidents survenus dans les puits : A l'occasion de l'extraction des produits	—	—	—	—	—
Accidents survenus dans les puits : Par éboulements, chutes de pierres, etc.	—	—	—	—	—
Accidents survenus dans les puits : Dans d'autres circonstances	—	—	—	—	—
Accidents survenus dans les galeries, au cours et à l'occasion de la circulation des ouvriers et du transport des produits (non compris les éboulements)	1	1	—	10,49	—
Eboulements : Dans les travaux de préparation ou d'exploitation.	1	—	1	—	10,49
Eboulements : Dans les galeries de transport.	—	—	—	—	—
Accidents causés par les gaz : Inflammation	—	—	—	—	—
Accidents causés par les gaz : Asphyxie	—	—	—	—	—
Emploi des explosifs : Minage	—	—	—	—	—
Emploi des explosifs : Autres causes	—	—	—	—	—
Coups d'eau.	—	—	—	—	—
Emploi de machines et appareils mécaniques	—	—	—	—	—
Electrocution	—	—	—	—	—
Causes diverses.	—	—	—	—	—
Totaux pour l'intérieur	2	1	1	10,49	10,19
b) *Accidents survenus à la surface.*					
Chutes dans le puits	—	—	—	—	—
Manœuvres des véhicules.	—	—	—	—	—
Emploi de machines et appareils mécaniques	—	—	—	—	—
Electrocution	—	—	—	—	—
Causes diverses.	—	—	—	—	—
Totaux pour la surface.	—	—	—	—	—
Totaux généraux (Intérieur et surface).	2	1	1	5,48	5,48

Aucune conclusion ne peut être tirée de statistiques d'accidents dressées, par année, pour une industrie occupant un si faible nombre d'ouvriers.

B. — *Carrières à ciel ouvert (y compris les dépendances).*

Nombre moyen d'ouvriers occupés . . . 26.364

Dans le tableau suivant, est détaillé, par catégories, le nombre des accidents mortels survenus pendant l'année 1931 dans les carrières à ciel ouvert dont la surveillance incombe à l'Administration des Mines. Il y a lieu de noter que dans lesdites carrières, les Ingénieurs des Mines ne constatent que les accidents mortels.

Le tableau indique également les proportions de tués pour 10.000 ouvriers occupés.

NATURE DES ACCIDENTS		Nombre de accidents	Nombre de tués	Proportion de tués pour 10.000 ouvriers occupés
Accidents survenus au cours et à l'occasion de la circulation des ouvriers et du transport des produits (non compris les éboulements)	sur voies de niveau ou peu inclinées .	5	5	1,89
	sur voies inclinées.	3	3	1,14
Eboulements		6	6	2,28
Emploi des explosifs	Minage	1	1	0,38
	Autres causes	1	1	0,38
Emploi de machines et appareils mécaniques		—	—	—
Electrocution		1	1	0,38
Causes diverses		5	5	1,89
Totaux		22	22	8,34

On relève une diminution du nombre des accidents et de la proportion de tués par 10.000 ouvriers occupés, par rapport à l'année précédente.

En 1930, en effet, le nombre des accidents avait été de 26, celui des tués de 26, et la proportion de tués par 10.000 ouvriers de 8,99.

Accidents survenus dans les Usines Métallurgiques.

Les tableaux ci-après indiquent, par catégories, le nombre des accidents mortels survenus pendant l'année 1931, dans celles des usines métallurgiques dont la surveillance incombe à l'Administration des Mines.

Il convient de noter que dans ces usines, les Ingénieurs des Mines ne constatent que les accidents mortels.

Les proportions de tués par 10.000 ouvriers sont également mentionnés dans ces tableaux.

A. — *Sidérurgie.*

Nombre moyen d'ouvriers occupés : 37.216

NATURE DES ACCIDENTS	Nombre de Accidents	Nombre de Tués	Proportion de tués pour 10.000 ouvriers occupés
Accidents survenus au cours et à l'occasion de la circulation des ouvriers	—	—	—
Accidents survenus au cours et à l'occasion de l'emmagasinage, du chargement et du transport des produits ; manœuvre des véhicules	8	8	2,15
Accidents occasionnés directement par les opérations de la fabrication	2	2	0,54
Accidents occasionnés par l'emploi de machines et appareils mécaniques	3	3	0,80
Asphyxie ; intoxication	1	1	0,27
Accidents dus à des explosions	—	—	—
Electrocution	1	1	0,27
Accidents dus à des causes diverses	17	7	1,88
Totaux et moyenne. . . .	22	22	5,92

TABLEAU N° I.

INDUSTRIES EXTRACTIVES

MINES DE HOUILLE

a) **Concessions en activité ;**
b) **Production et vente ;**
c) **Superficie exploitée.**

1931

	COUCHANT DE MONS			CENTRE			CHARLEROI			HAINAUT			NAMUR			LIÉGE			BASSIN DU SUD			CAMPINE			LE ROYAUME		
CONCESSIONS EN ACTIVITÉ :																											
Nombre de mines actives	12			9			31			52			4			27			83			7			90		
Nombre de sièges d'exploitation : en activité	44			29			80			153			5			63			221			6			227		
Nombre de sièges d'exploitation : en réserve	4			2			1			7			»			4			11			»			11		
Nombre de sièges d'exploitation : en construction	2			1			2			5			»			»			5			1			6		
VENTE, DISTRIBUTION, CONSOMMATION STOCKS ET PRODUCTION	**Tonnage**	**Valeur globale**	**Valeur à la tonne**	**Tonnage**	**Valeur globale**	**Valeur à la tonne**	**Tonnage**	**Valeur globale**	**Valeur à la tonne**	**Tonnage**	**Valeur globale**	**Valeur à la tonne**	**Tonnage**	**Valeur globale**	**Valeur à la tonne**	**Tonnage**	**Valeur globale**	**Valeur à la tonne**	**Tonnage**	**Valeur globale**	**Valeur à la tonne**	**Tonnage**	**Valeur globale**	**Valeur à la tonne**	**Tonnage**	**Valeur globale**	**Valeur à la tonne**
Vente : au dehors	3.626.380	463.159.300	127,72	2 662.930	369.100.000	138,61	5.544.620	819.493.800	147,80	11.833.930	1.651.753.100	139,58	290.280	39.854.800	137,30	4.396.040	661.585.000	153,64	16.430.250	2.353.192.900	143,22	3.602.220	446.769.300	124,03	20.032.470	2.799.962.200	139,77
Vente : aux fabriques de coke, d'agglomérés, etc. des concessionnaires	527.140	59.689.200	113,23	691.010	73 817.800	106,82	997.500	87.563.700	87,78	2.215.650	221.070.700	99,78	28.320	1.541.900	54,44	663.720	68.570.300	103,31	2.907.690	291.182 900	100,14	9.810	787.700	80,29	2.917.500	291.970.600	100,07
Total	**4.153.520**	**522.848.500**	**125,88**	**3.353.940**	**442.917.800**	**132,06**	**6.542 120**	**907.057.500**	**138,65**	**14.049.580**	**1.872.823.800**	**133,30**	**318.600**	**41.396.700**	**129,93**	**4 969.760**	**730.155 300**	**146,92**	**19,337.940**	**2.644.375.800**	**136,74**	**3.612.030**	**447.557 000**	**123,91**	**22.949.970**	**3.091 932.800**	**134,72**
Distribution gratuite aux ouvriers mineurs	103.350	14.987.800	145,02	77.730	12.236.660	157,42	121.520	18.601.900	153,08	302.600	45 826.300	151,44	7.470	1.240.700	166,09	111.920	17.624.400	157,47	421.990	64.691.400	153,30	58.030	8.244.700	142,08	480.020	72.936.100	151,94
Consommation	532.030	35.602.100	66,92	545 270	32.941.200	60,41	645.350	41.087.500	63,67	1,722.650	109.630.800	63,64	30.030	3.111.500	103,61	509.600	30.658.600	60,16	2.262.280	143.400.900	63,39	295.630	24.315.300	82,25	2.557.910	167.716.200	65,56
Stock au 1er janvier 1932	778.430	77.290.600	99,29	680.790	62.108.100	91,23	1.279.930	117.481.000	91,79	2.739 150	256.879.700	93,78	43.830	4 446.500	101,45	186.310	19.163.000	102,85	2 969.290	280.489.200	94,46	641.500	52.758 400	82,24	3 610.790	333 247.600	92,29
Total	**5.567.330**	**650.729.000**	**116,88**	**4.657.730**	**550.203.700**	**118,13**	**8.588.920**	**1 084.227.900**	**126,23**	**18.813.980**	**2 285.160.600**	**121,46**	**399.930**	**50.195.400**	**125,51**	**5.777.590**	**797.601.300**	**138,05**	**24 991.500**	**3.132.957.300**	**125,36**	**4.607.190**	**532.875.400**	**115,66**	**29.598.690**	**3.665.832.700**	**123,85**
Stock au 1er janvier 1931 (1)	493 780	59.061.500	119,61	408.040	51.458.300	126,11	907.810	115.966.000	127,74	1 809.630	226.485.800	125,15	36.230	7.166.700	197,81	280.320	41.200.800	146,98	2.126.180	274.853.300	129,27	430.070	40.533.000	94,25	2.556.250	315.386.300	123,38
Production	**5.073.550**	**591.667.500**	**116,62**	**4.249.690**	**498.745.400**	**117,36**	**7.681.110**	**968.261.900**	**126,06**	**17.004.350**	**2.058.674.800**	**121,07**	**363.700**	**43.028.700**	**118,31**	**5 497.270**	**756.400.500**	**137,59**	**22.865.320**	**2.858.104.000**	**125,00**	**4.177.120**	**492.342.400**	**117,87**	**27.042.440**	**3.350.446.400**	**123,89**
Subdivision de la production d'après la qualité : Charbon Flénu	2.243 220	258.213.600	115,11	640.630	76.201.300	118,95	211.840	26.937.400	127,16	3.095.690	361.352.300	116,73	»	»	»	»	»	»	3.095.690	361.352.300	116,73	2.965.040	350 271.300	118,13	6.060.730	711.623.100	117,41
Subdivision de la production d'après la qualité : Charbon gras	1.761 930	214.622.200	121,81	2.046.160	228.492.600	111,67	459.660	57.996.400	126,17	4.267.750	501.111.200	117,42	»	»	»	383.560	47.622.900	124,16	4.651.310	548.734.100	117,97	1.212.080	142.071.100	177,21	5.863.390	690.805.200	117,82
Subdivision de la production d'après la qualité : Charbon demi-gras	1.068.400	118.831.700	111,22	1.562.900	194.051.500	124,16	3.673.670	460.470.200	125,34	6.304.970	773.353.400	122,66	»	»	»	2.853.570	373.940.400	131,04	9.158.540	1.147.293.800	125,27	»	»	»	9.158.540	1.147.293.800	125,27
Subdivision de la production d'après la qualité : Charbon maigre	»	»	»	»	»	»	3.335.940	422.857.900	126,76	3.335.940	422.857.900	126,76	363.700	43.028.700	118,31	2.260.140	334.837.200	148,15	5.959.780	800.723.800	134,35	»	»	»	5.959.780	800.723.800	134,35
SUPERFICIE EXPLOITÉE ET PUISSANCE MOYENNE																											
Superficie exploitée en mètres carrés	4.851.930			4.053.750			7.702 930			16.608.610			384.730			6 538.760			23.532.100			3.184.000			**26.716.100**		
Production par mètre carré exploité (tonnes)	1,046			1,048			0.997			1,024			0,945			0,841			0,972			1,312			**1,012**		
Puissance moyenne géométrique des couches exploitées (mètres)	0,80			0,81			0,77			0,79			0,73			0,65			0,75			1,01			**0,78**		

TABLEAU N° II.

INDUSTRIES EXTRACTIVES

MINES DE HOUILLE

d) **Personnel** ;

e) **Production par ouvrier.**

1931

PERSONNEL	COUCHANT DE MONS		CENTRE		CHARLEROI		HAINAUT		NAMUR		LIÉGE		BASSIN DU SUD		CAMPINE		LE ROYAUME	
Nombre de journées de présence :	Pour tous les jours de l'année	Pour les jours d'extraction	Pour tous les jours de l'année	Pour les jours d'extraction	Pour tous les jours de l'année	Pour les jours d'extraction	Pour tous les jours de l'année	Pour les jours d'extraction	Pour tous les jours de l'année	Pour les jours d'extraction	Pour tous les jours de l'année	Pour les jours d'extraction	Pour tous les jours de l'année	Pour les jours d'extraction	Pour tous les jours de l'année	Pour les jours d'extraction	Pour tous les jours de l'année	Pour les jours d'extraction
Ouvriers à veine	1.336.650	1.336.650	920.910	920.910	1.714.300	1.714.300	3.971.860	3.971.860	85.540	85.540	1.221.190	1.221.190	5.278.590	5.278.590	636.630	636.630	**5.915.220**	**5.915.220**
» de l'intérieur	6.247.560	6.124.770	4.574.910	4.500.230	8.664 230	8.471.310	19.486.700	19.096.310	399.930	394.000	7.365.500	7.230.510	27.252.130	26.720.820	4.457.980	4.372.900	**31.710.110**	**31 093.720**
» de la surface	2.596.290	2.436.330	1.982.580	1.869.760	4.468.890	4.182.410	9.047.760	8.488.500	173.190	164.410	2.938.340	2.781.320	12.159.290	11.434.230	1.847.120	1.766.080	**14.006.410**	**13.200 310**
» de l'intérieur et de la surface réunis	8.843.850	8.561.100	6.557.490	6.369.990	13.133.120	12.653.720	28.534.460	27.584.810	573.120	558.410	10.303.840	10.011.830	39.411.420	38.155.050	6.305.100	6.138.980	**45.716.520**	**44.294.030**
Jours d'extraction																		
Nombre moyen de jours d'extraction		289,07		291,89		287,20		288,90		266,48		292,36		289,30		301,58		**290,57**
Nombre calculé d'ouvriers.																		
Ouvriers à veine		4.624		3.155		5.969		13.748		321		4.177		18.246		2.111		**20.357**
» de l'intérieur		21.257		15.419		29.514		66.190		1.450		24.200		91.840		14.570		**106.410**
» de la surface		8.441		7.401		14.566		30.408		626		9.307		40.341		5.962		**46 303**
» de l'intérieur et de la surface réunis		29.698		22.820		44.080		96.598		2.076		33.507		132.181		20.532		**152.713**
Répartition du personnel d'après l'âge et le sexe.																		
1. Intérieur : Hommes et garçons — de 21 ans ou plus		20.195		14.427		26.736		61.358		1.313		22.109		84.780		12.597		**97.377**
Hommes et garçons — de 18 à 20 ans		767		670		1.937		3.374		92		1.494		4.960		1.217		**6.177**
Hommes et garçons — de 14 à 17 ans		295		322		841		1.458		45		597		2.100		756		**2.856**
2. Surface : Hommes et garçons — de 21 ans ou plus		6.790		6.197		11.140		24.127		522		6.639		31.288		4.887		**36.175**
Hommes et garçons — de 18 à 20 ans		453		332		658		1.443		45		480		1.968		505		**2.473**
Hommes et garçons — de 14 à 17 ans		423		274		610		1.307		28		422		1.757		456		**2.213**
Femmes et filles — de 21 ans ou plus		525		434		1.425		2.384		24		1.358		3.764		67		**3,631**
Femmes et filles — de 12 à 20 ans		250		164		733		1.147		7		410		1.564		47		**1.611**
Nombre de tonnes produites par ouvrier :	Par jour de présence Tonnes	Pour l'année Tonnes	Par jour de présence Tonnes	Pour l'année Tonnes	Par jour de présence Tonnes	Pour l'année Tonnes	Par jour de présence Tonnes	Pour l'année Tonnes	Par jour de présence Tonnes	Pour l'année Tonnes	Par jour de présence Tonnes	Pour l'année Tonnes	Par jour de présence Tonnes	Pour l'année Tonnes	Par jour de présence Tonnes	Pour l'année Tonnes	Par jour de présence Tonnes	Pour l'année Tonnes
Ouvriers à veine	3,796	1097	4,615	1347	4,481	1287	4,281	1237	4,252	1133	4,501	1316	4,332	1253	6,561	1979	**4,572**	**1328**
» de l'intérieur	0,812	239	0,929	276	0,886	260	0,873	257	0,909	251	0,746	227	0,839	249	0,937	287	**0,853**	**254**
» de l'intérieur et de la surface réunis	0,574	171	0,648	186	0,585	174	0,596	176	0,634	175	0,533	164	0,580	173	0,662	203	**0,591**	**177**

TABLEAU N° III.

INDUSTRIES EXTRACTIVES

MINES DE HOUILLE

f) **Salaires ;**
g) **Dépenses d'exploitation ;**
h) **Résultats.**

1931

	COUCHANT DE MONS		CENTRE		CHARLEROI		HAINAUT		NAMUR		LIÉGE		BASSIN DU SUD		CAMPINE		LE ROYAUME	
SALAIRES.	Salaires bruts Frs	Salaires nets Frs	Salaires bruts Frs	Salaires nets Frs	Salaires bruts Frs	Salaires nets Frs	Salaires bruts Frs	Salaires nets Frs	Salaires bruts Frs	Salaires nets Frs	Salaires bruts Frs	Salaires nets Frs	Salaires bruts Frs	Salaires nets Frs	Salaires bruts Frs	Salaires nets Frs	Salaires bruts Frs	Salaires nets Frs
Salaires globaux :																		
Ouvriers à veine	69 612.600	67.328.300	48.595.000	46.922 200	88.793 300	85.987.600	207.000.900	200.238.100	4.407.900	4.274.300	66.102.300	64.074.600	277.511.100	268.587.000	34 455.500	33.178.100	311.966.600	301.765.100
» de l'intérieur	302.324.400	292.447.700	223.387.500	215.712.500	415.017.600	401 877.000	940.729.500	910.037.200	19.151.600	18.571.800	352.889.100	342.143.200	1.312.770.200	1 270.752.200	217.430.000	209.294.100	1.530.200.200	1.480.046.300
» de la surface	90.108.100	87.291.600	74.789.400	72.184.200	148.360.300	143.852.400	313.257.800	303.328.200	5.989.600	5.808.500	101.452.300	98.406.300	420.699.700	407.543.000	62.541.000	60.521.900	483.240.700	468.064.900
» de l'intérieur et de la surface réunis	392.432.500	379.739.300	298.176.900	287.896.700	563.377.900	545.729.400	1.253.987.300	1.213.365.400	25.141.200	24.380.300	454.341.400	440.549.500	1.733.469.900	1.678 295.200	279.971.000	269.816.000	2.013.440 900	1.948.111.200
Salaires moyens par jour de présence :																		
Ouvriers à veine	52,08	50,37	52,77	50.95	51,79	50,16	52,11	50,41	51,53	49,97	54,13	52,47	52,57	50,88	54,12	52,11	52,74	51,01
» de l'intérieur	48,39	46,81	48,83	47,15	47,90	46,38	48,27	46,70	47,89	46,44	47,91	46,45	48,17	46,63	48,77	46,95	48,25	46,67
» de la surface	34,71	33,62	37,72	36,41	33,20	32,19	34,62	33,52	34,58	33,54	34,53	33,49	34,60	33,52	33,86	32,76	34,50	33,42
» de l'intérieur et de la surface réunis	44,37	42,94	45,47	43,90	42,90	41,55	43,95	42,52	43,87	42,54	44,09	42,75	43,98	42,58	44,40	42,79	44,04	42,61
Salaires moyens annuels :																		
Ouvriers à veine	15.055	14.561	15.402	14.872	14.876	14.406	15.057	14.565	13.732	13.315	15.825	15.340	15.209	14.720	16.322	15.717	15.325	14.824
» de l'intérieur	14.222	13.758	14.488	13.990	14.062	13.616	14.212	13 749	13.208	12.808	14.582	14.138	14.294	13.836	14.923	14.365	14.380	13.909
» de la surface	10.675	10.341	10.105	9.753	10.185	9.876	10.302	9.975	9.568	9.279	10.901	10.573	10.428	10.102	10.490	10.151	10.436	10.109
» de l'intérieur et de la surface réunis	13.214	12.787	13.066	12.616	12.781	12.380	12.982	12.561	12.110	11.744	13.559	13.148	13.114	12.697	13.636	13.141	13.184	12.757
DÉPENSES D'EXPLOITATION.	Total Frs	Par tonne produite Frs	Total Frs	Par tonne produite Frs	Total Frs	Par tonne produite Frs	Total Frs	Par tonne produite Frs	Total Frs	Par tonne produite Frs	Total Frs	Par tonne produite Frs	Total Frs	Par tonne produite Frs	Total Frs	Par tonne produite Frs	Total Frs	Par tonne produite Frs
Salaires bruts	392.432.500	77,35	298.176.900	70,16	563.377.900	73,35	1.253.987.300	73,75	25.141.200	69,13	454.341.400	82,65	1.733.469.900	75 81	279.971.000	67,02	2.013.440.900	74,45
Dépenses afférentes à la main-d'œuvre (non compris les salaires ci-dessus détaillés)	60.453.400	11,92	42.119.200	9,91	78.580.000	10,23	180.152.600	10,59	3.837.500	10,55	65.024.700	11,83	250.014.800	10,93	39.049.000	9,35	289.063.800	10,69
Consommation : bois	61.382.800	12,10	61.870.700	14,56	99.099.300	12,90	222.352.800	13,09	4.164.200	11,45	65.234.500	11,87	291.751.500	12,76	61.963.400	14,83	353.714.900	13,08
Consommation : combustibles, énergie électrique	50.595.500	9,97	39.473.700	9,29	84.893.200	11,05	174.962.400	10,30	4.049.900	11,13	50.952.600	9,27	229.964.900	10,06	34.991.800	8,38	264.956.700	9,80
Consommation : matériaux divers, explosifs	41.334.400	8,15	44.095.700	10,38	79.576.000	10,36	165.006.100	9,71	3.170.000	8,72	58.980.000	10,73	227.156.100	9,93	70.077.800	16,78	297.233.900	10,99
Achat de machines, de terrains, construction de bâtiments, de voies ferrées, etc.	41.618.300	8,20	36.885.300	8,68	70.248.500	9,14	148.752.100	8,76	1.962.800	5,40	27.128.200	4,93	177.843.100	7,78	65.532.100	15,69	243.375.200	9,00
Divers	41.515.500	8,18	36.180.400	8,51	79.026.300	10,29	156.722.200	9,23	4.390.400	12,07	70.211.400	12,77	231.322.500	10,12	40.402 700	9,67	271.725.200	10,05
Montant total des dépenses	689.332.400	135,87	558.801.900	131,49	1.054.801.200	137,32	2.302.935.500	135,43	46.716.600	128,45	791.872.800	144,05	3.141.524.300	137.39	591.987.800	141,72	3.733.512.100	138,06
Dépenses de premier établissement (comprises dans le total des dépenses)	56.986.100	11,23	44.119.400	10,38	81.740.700	10,64	182.846.200	10,75	2.056.600	5.65	35.925.700	6,53	220 828.500	9.66	101.143.200	24,21	321.971.700	11,91
RÉSULTATS DE L'EXPLOITATION	Total Frs	Par tonne produite Frs	Total Frs	Par tonne produite Frs	Total Frs	Par tonne produite Frs	Total Frs	Par tonne produite Frs	Total Frs	Par tonne produite Frs	Total Frs	Par tonne produite Frs	Total Frs	Par tonne produite Frs	Total Frs	Par tonne produite Frs	Total Frs	Par tonne produite Frs
Excédent de la valeur produite sur les dépenses	—97 664.900	— 19,25	—60.056.500	14,13	— 86.539.300	— 11,26	—244.260 700	— 14,36	— 3.687.300	— 10,14	— 35.472.300	—6,46	—283.420.300	— 12,39	— 99.645.400	— 23,85	—383.065.700	— 14,17

TABLEAU N° IV.

INDUSTRIES EXTRACTIVES

MINES METTALLIQUES
et Exploitations libres de Minerais de Fer

1931

MINES MÉTALLIQUES

Nombre de mines actives		6
Nombre de sièges d'exploitation en activité		9
Nombre d'ouvriers	de l'intérieur	343
	de la surface	262
	TOTAL	**605**
Dépenses totales	Salaires bruts . . . fr.	7.344.200
	Autres frais . . . »	9.589.500
	ENSEMBLE . . fr.	**16.933.700**
Dépenses extraordinaires (1)		2.517.500

PRODUCTION

	Quantités tonnes	Valeur globale fr.	Valeur à la tonne fr.
Minerais de fer	118.980	3.558.500	29,91
Minerais de manganèse, de zinc de plomb et pyrite	29.199	6.634.600	»
Valeur totale de la production		**10.193.100**	
Balance . . . pertes		fr. 6 740.600	

(1) Comprises dans les dépenses totales.

EXPLOITATIONS LIBRES DE MINERAIS DE FER

Nombre de sièges d'exploitation en activité	6
Nombre total d'ouvriers	14

PRODUCTION

	Quantités tonnes	Valeur globale fr.	Valeur à la tonne fr.
Limonite des prairies	6.840	222.100	32,47
Valeur totale		222.100	

TABLEAU N° V.

INDUSTRIES EXTRACTIVES

CARRIÈRES

1931

		BRABANT	HAINAUT	LIÉGE	LIMBOURG	LUXEMBOURG	NAMUR	LE ROYAUME
Nombre de sièges d'exploitation en activité	souterrains	1	14	16	2	13	100	146
	à ciel ouvert	25	255	204	12	33	143	672
Nombre d'ouvriers des carrières — souterraines	intérieur	1	90	72	21	214	555	953
	surface	1	117	105	2	373	273	871
	Total	2	207	177	23	587	828	1.824
à ciel ouvert		3.442	13.611	4.813	136	362	4.000	26.364
Total général		3.444	13.818	4.990	159	949	4.828	28.188

PRODUCTION

		BRABANT		HAINAUT		LIÉGE		LIMBOURG		LUXEMBOURG		NAMUR		LE ROYAUME	
		Quantités	Valeur fr.	Quantités	Valeur fr.	Quantités	Valeur fr.	Quantités	Valeur fr.	Quantités	Valeur fr.	Quantités	Valeur fr.	Quantités	Valeur fr.
Marbre	M³	»	»	2.380	2.109.900	600	630.200	»	»	640	697.000	15.370	14.829.800	18.990	18.266 900
Pierre de taille bleue	»	»	»	61.330	80.189.700	16.950	18.564.200	»	»	40	52.000	2.120	2.463.400	80.440	101.269.300
Pierre blanche et tuffeau taillés	»	20	20.000	»	»	»	»	3.640	145.600	70	25.200	»	»	3.730	190.800
Pierres diverses taillées	»	»	»	10.470	8.148.600	3.400	706.100	»	»	»	»	4.590	2.909.900	18.460	11.764.600
Dalles et carreaux en calcaire	M²	»	»	37.400	4.208.400	8.030	514.500	»	»	20	400	2.460	118.100	47.910	4.841.400
Dalles et tablettes en schiste ardoisier et autres	»	»	»	»	»	4 430	195.000	»	»	1550	178.000	»	»	5.980	373.000
Ardoises	mille pièces	»	»	»	»	»	»	»	»	22.520	8.635.800	50	20.000	22.570	8.655.800
Pavés en porphyre	»	30.750	57.055.800	29.150	43.333.400	»	»	»	»	»	»	»	»	59.900	100.389.200
» grès	»	1.070	1.428 400	2.730	1.588.600	20.680	21.088.100	»	»	570	584 500	5.560	5.733.600	30.610	30.423.200
» calcaire	»	»	»	1.540	1.415.200	240	221.400	»	»	50	38.300	1.080	800,900	2.910	2.475.800
Moellons, pierrailles et ballast	M³	447.870	15.744.200	1.825.220	66.026.200	643.210	16.546.500	»	»	44.220	1.422.100	825.910	18.198.400	3.786.430	118.937.400
Castine, calcaire et tuffeau non taillés	»	»	»	24.680	739.000	73.000	1,623,000	27.100	493.400	»	»	99.750	2.353.300	224.530	5.208.700
Dolomie	tonnes	»	»	»	»	22.630	3,098.300	»	»	37.540	»	123.940	15.545.700	146.570	18.644.000
Chaux	»	»	»	789.340	51.431.300	569.020	38.283.200	»	»	»	2.129.900	569.080	35.589.400	1.964.980	127.433.800
Craie blanche	»	24.400	36,800	370.020	1.596.300	401.430	2.121.600	»	»	»	»	»	»	795.850	3.754 700
Phosphate de chaux	»	»	»	46,630	1.529 400	2.470	141.900	»	»	»	»	»	»	49.100	1 671.300
Craie phosphatée brute	»	»	»	37.610	1.005.900	»	»	»	»	»	»	»	»	37.010	1.005.900
Silex pour faïenceries et fabriques de réfractaires	M³	»	»	5.480	311.500	»	»	»	»	»	»	990	19.900	6.470	331.400
Silex pour empierrements	»	»	»	7.640	220.700	1.250	16.800	250	5.700	150	»	»	»	9.140	243.200
Sable pour verreries	»	109.450	1.663.500	113.540	2.487.900	»	»	28.560	476.700	24.400	6.000	46.760	853.000	298.460	5.487.100
» pour constructions, etc.	»	310.220	2.697 700	297.950	4.698.800	103.070	1.603.200	48.000	484.000	61.500	200 500	44.820	1.050.200	828.460	10.734.400
Pierres à aiguiser	pièces	970	3 800	»	»	5.130	11.800	»	»	220	164.800	»	»	67.600	180 400
Terre plastique	tonnes	»	»	114.140	3.535.400	2 060	224.100	»	»	6,750	14.500	115.030	8.201.300	231.450	11.975.300
Eurite et kaolin	»	300	17.400	»	»	»	»	»	»	»	366.500	11.270	622.200	18.320	1.006.100
Craie, marnes pour fabriques de ciment, etc.	»	»	»	1,484.130	8.302.200	»	»	»	»	»	»	»	»	1.484.130	8.302.200
Ciment (1)	»	»	»	770.130	99.934.500	»	»	»	»	»	»	»	»	770.130	99.934.500
Ocre	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Gravier	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	60.100	1.057.200
Argile à briques	M³	»	»	2.200	4.400	7.620	191.400	52.480	865.800	60	»	»	»	18.920	141.500
Sulfate de baryte	M³	»	»	»	»	16.720	137.100	»	»		18.000	»	»	60	18.000
Valeur totale	francs		79.667.600		382.817.300		105.918.400		2.471.200		14.533.560		109.309.100		694.717 100

(1) Cette rubrique n'indique que la production des fours annexés aux carrières de calcaire dur pour la fabrication du ciment naturel (y compris éventuellement une certaine quantité de ciment artificiel produit par ces mêmes installations).

TABLEAU N° VI.

FABRIQUES DE COKE

1931

FABRICATION DU COKE

	District de MONS	District du CENTRE et de CHARLEROI		District de LIÉGE	PROVINCES du NORD	LE PAYS
	Charbonnages principalement	Charbonnages	Usines Métallurgiques	Usines Métallurgiques principalement		
A. Consistance des usines à coke le 31 décembre 1931						
Nombre d'usines en activité	8	9	7	5	11	**40**
» de batteries en ordre de marche	14	12	15	13	20	**74**
» de fours » »	465	436	674	451	744	**2.770**
B Activité pendant l'année 1931						
Nombre moyen des ouvriers occupés	702	603	924	1.383	1.767	**5.379**
» » de fours en activité (1)	240	296	636	385	445	**2.002**
Consommation de houille. belge . tonnes	560.010	687.240	1.220.610	775.890	494.930	**3.738.680**
étranger. »	180	480	618 410	829.990	1.695.630	**3.144.690**
total »	**560.010**	**687.720**	**1 839.020**	**1.605.880**	**2.190.560**	**6.883.370**
Production — coke lavé. quantité. tonnes	143.950	35.290	11.660	—	863.430	**1.054.330**
valeur globale. fr	28.408.800	7.106.400	2.250.500	—	115.166.400	**152.932.100**
val. à la tonne. fr.	197,35	201,37	193,01	—	133,38	145,05
coke mi-lavé . . . quantité. tonnes	218.420	386.750	930.960	1.140.690	695.080	**3.371.900**
valeur globale. fr.	28.201.900	57.418.500	149.753.700	175.969.900	112.836.500	**524.180.500**
val. à la tonne. fr.	129,12	148,46	160,86	154,27	162,33	155,45
coke non-lavé . . quantité. tonnes	9.120	37.470	404.030	—	—	**450.620**
valeur globale. fr.	750.200	5.058.200	69.694 800	—	—	**75.503 200**
val. à la tonne. fr.	82,26	134,99	172,50	—	—	167,55
total . . . . . quantité. tonnes	**371.490**	**459.510**	**1.346.650**	**1.140.690**	**1.558.510**	**4.876.850**
valeur globale. fr.	**57.360.900**	**69.583.100**	**221.699.000**	**175.969.900**	**228.002.900**	**752.615.800**
val. à la tonne. fr.	154,41	151,43	164,63	154,27	146,29	154,32
petit coke . . . quantité. tonnes	35.830	32.700	66.120	66.960	51.500	**253.110**
valeur globale. fr.	5.676.100	4.773.000	8.271.500	13.848.400	7.686.400	**40.255.400**
val. à la tonne. fr.	158,42	145.96	125,10	206,82	149,25	159.04
grésil . . . . quantité . tonnes	10.190	27,950	58.030	20.880	62.660	**179.710**
valeur globale. fr.	948.200	2.353.800	2.713.300	1.133.000	4.074.100	**11.222 400**
val. à la tonne. fr.	93,05	84,21	46,76	54,26	65,02	62,45
cendrées . . . . quantité . tonnes	2.820	--	11.270	39.280	—	**53.370**
valeur globale. fr.	151.600	--	676.200	1.960.200	—	**2,788.000**
val. à la tonne ft.	53.76	—	60,00	49,90	—	52,24
gaz (2) . . . . . quantité. . . m^3	7 531.810	42.398.350	112.616.370	164.960.560	334.807.320	**662.314.410**
valeur globale. fr	800,000	7.392.600	10.643.400	21.478.400	41.306.300	**81.620.700**
valeur au m^3 . fr.	0,11	0,17	0,69	0,13	0,12	0,12
sulfate d'ammoniaque (3) . . . quantité. .tonnes	4.870	6.430	19,180	16.880	21.840	**69.200**
valeur globale. fr.	3.845.800	5.708.200	14 873.300	19.896.900	18.594.800	**62,919.000**
val à la tonne. fr.	789,69	887,74	775.46	1.178,73	851,41	909,23
benzol brut . . . quantités .tonnes	2.490	1.660	6.280	7.040	10 460	**27.930**
valeur globale. fr.	2.839.400	2.043.000	7.955.800	7,900.800	11.090.500	**31.829.500**
val. à la tonne. fr.	1.140,32	1.230,72	1.266,85	1.122,27	1.060,28	1.139.62
benzol rectifié. . . quantité. .tonnes	240	1.880	3,720	6.670	9.060	**21.570**
valeur global. fr.	431.500	3.749.900	5.115.700	12.589.500	16,797,700	**38.684.300**
val. à la tonne fr.	1.797,92	1.994,63	1.375,19	1.887,48	1.854,05	1.793,43
goudron . . . . quantité. .tonnes	12.290	15.680	41 950	36.650	60.360	**166.930**
valeur globale. fr.	4.285.200	5.663.600	14.977.500	12.345.400	20.696.200	**57.967.900**
val. à la tonne. fr.	348,67	361,20	357,03	336,84	342,88	347,26

(1) Nombre totalisé des journées de marche pour l'ensemble des fours, divisé p.

(2) Non utilisé à la fabrication du coke.

(3) Provenant des eaux ammoniacales récupérées.

TABLEAU N° VII.

Fabriques d'agglomérés de houille

1931

FABRICATION DES AGLOMÉRÉS

	Couchant de Mons	District du Centre	District de Charleroi	District de Namur	District de Liége	Le Royaume
A. Consistance des fabriques d'agglomérés le 31 décembre 1931.						
Nombre de fabriques en activité.	1	5	25	3	12	46
Nombre de presses.	4	15	68	5	22	111
B. Activité pendant l'année 1931						
Nombre moyen des ouvriers occupés	70	106	633	25	206	1.040
Consommation de houille — belge . . . . . tonnes	101.720	218.930	857.840	92.430	406.300	1.677.220
Consommation de houille — étrangère . . . . . »	—	—	3.350	—	5.560	8.910
Consommation de houille — totale . . . . . »	**101.720**	**218.930**	**861.190**	**92.430**	**411.860**	**1.686.130**
Consommation de brai — belge . . . . . »	1.290	6.250	37.730	3.170	10.650	59.090
Consommation de brai — étranger . . . . . »	7.490	16.280	45.190	5.960	26.340	101.260
Consommation de brai — totale . . . . . »	**8.780**	**22.530**	**86.920**	**9.130**	**36 990**	164.350
Production de briquettes — quantité . . . . . »	57.770	239.090	576.750	—	394.460	1.268.070
Production de briquettes — valeur globale. . . . . fr.	8.874.500	38.072.900	87.522.600	—	57.134.400	191.604.400
Production de briquettes — valeur à la tonne . . . »	153,62	159.24	151,75	—	144,84	151,10
Production de boulets — quantité. . . . . tonnes	52.730	2 390	371.360	101.560	54.250	582.290
Production de boulets — valeur globale. . . . . fr.	7.367.700	342.400	43.882.300	11.533.500	8.796.600	71.922.500
Production de boulets — val. à la tonne. . . . . »	139,73	143,26	118,17	113,56	162,15	123,52
Production totale — quantité. . . . . tonnes	**110.500**	**241.480**	**948.110**	**101.560**	**448.710**	1.850.360
Production totale — valeur globale. . . . fr.	**16.242.200**	**38.415.300**	**131.404.900**	**11.533.500**	**65.931.000**	263.526.900
Production totale — val. à la tonne . . . »	**146,98**	**159,08**	**138,60**	**113,56**	**146,93**	142,42

TABLEAU N° VIII.

INDUSTRIES MÉTALLURGIQUES

HAUTS-FOURNEAUX

1931

	GROUPE DE CHARLEROI	GROUPE DE LIÉGE	SUD DE LUXEMBOURG	LE ROYAUME
Nombre d'usines actives	7	4	3	14
Nombre de hauts-fourneaux en état de marche	27	21	7	55
Nombre totalisé de jours de marche de l'ensemble des hauts-fourneaux divisé par 365	18,34	17,87	5,61	41,82
Nombre moyen des ouvriers occupés	2.528	2.352	814	5.694
Consommation de charbon belge tonnes	2.490	41.010	1.540	45.040
Consommation de charbon étranger »	—	—	1.290	1.290
Consommation de charbon total »	2.490	41.010	2.830	46.330
Consommation de coke belge »	1.584.020	1.075.120	181.170	2.840.310
Consommation de coke étranger »	9.280	128.280	131.800	269.360
Consommation de coke total »	1.593.300	1.203.400	312.970	3.109.670
Consommation de briquettes (d'origine belge) »	5.300	270	1.300	6.870
Consommation d'autres combustibles (d'origine belge) »	410	—	—	410
Consommation de minerais de fer »	4 133.890	2.760 020	835.860	7.729.770
Consommation de mitrailles de fer »	343.520	158.650	15.300	517.470
Consommation de scories, résidus du grillage des pyrites et autres résidus »	222.100	216.840	16.360	455.300
Consommation de minerais de manganèse »	47.460	60.110	9.930	117 500

	GROUPE DE CHARLEROI			GROUPE DE LIÉGE			SUD DE LUXEMBOURG			LE ROYAUME		
	Quantités tonnes	Valeur globale fr.	Valeur à la tonne fr.	Quantités tonnes	Valeur globale fr.	Valeur à la tonne fr.	Quantités tonnes	Valeur globale fr.	Valeur à la tonne fr.	Quantités tonnes	Valeur globale fr.	Valeur à la tonne fr.
Production Fonte de moulage phosphoreuse	»	»	»	45.110	21.148.500	462,82	66.860	30.599.700	457,67	111.970	51.748.200	462,16
Production » hématite	»	»	»	20.659	11.025.700	534,00	»	»	»	20.650	11.025.700	534,00
Production Fonte d'affinage	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Production Fonte pour acier Thomas	1.721.800	731.398 300	424,79	1.129.540	493 885.300	437,24	193.840	72.690 000	375,00	3.045.180	1 297.973.600	426,24
Production Fontes spéciales (spiegel, ferro-manganèse, etc.)	»	»	»	19.990	11.924.400	596,40	»	»	»	19.990	11.924.400	596,40
Production totale tonnes	1.721.800	731.398.300	424,79	1.215 290	537.983 900	442,68	260.700	103.289.700	396,20	3.197.790	1.372 671 900	429,26

TABLEAU N° IX.

INDUSTRIES MÉTALLURGIQUES

ACIÉRIES

1931

	Aciéries jointes à des hauts-fourneaux			Aciéries non jointes à des hauts fourneaux	Aciéries de moulage indépendantes	LE ROYAUME
	HAINAUT et BRABANT	LIÉGE et LUXEMBOURG	ENSEMBLE	HAINAUT et FLANDRE OCCIDENTALE		
Nombre d'établissements actifs	7	6	13	4	17	34
Nombre — de mélangeurs de fonte	8	10	18	»	»	18
Nombre — de cubilots	9	14	23	1	34	58
Nombre — de grands convertisseurs Bessemer	»	»	»	»	7	7
Nombre — de grands convertisseurs Thomas	23	22	48	»	»	48
Nombre — de petits convertisseurs	5	»	5	2	39	46
Nombre — de fours Martin	5	15	20	11	5	36
Nombre — de fours électriques	»	4	4	»	3	7
Nombre moyen des ouvriers occupés	2.081	2.345	4.426	571	3.675	8.672
Consommation — de fontes belges (Tonnes)	1.669.570	1.304.730	2.974.300	4.550	9.750	2.988.600
Consommation — de fontes étrangères	19.520	31.300	50.820	27.030	11.650	89.500
Consommation — de fontes total	1.689.090	1.336.030	3.025.120	31.580	21.400	3.078 100
Consommation — de minerais	300	1.060	1.360	10	640	2.010
Consommation — de riblons et mitrailles	52.430	213.250	265.680	84.300	32.500	382.480
Consommation — de charbons belges	19.570	19.180	38.750	7.790	10.580	57.120
Consommation — de charbons étrangers	1.690	1.180	2.870	23.930	1.550	28.350
Consommation — de charbons total	21.260	20.360	41.620	31.720	12.130	85.470
Consommation — de coke belge	14.840	10.700	25.540	1.110	12.900	39.550
Consommation — de coke étranger	100	2.080	2.180	»	3.690	5.870
Consommation — de coke total	14.940	12.780	27.720	1.110	16.590	45.420
Consommation — de combustibles liquides belges	»	230	230	»	2.170	2.400
Consommation — de combustibles liquides étrangers	»	»	»	»	660	660
Consommation — de combustibles liquides total	»	230	230	»	2.830	3.060
Consommation — de gaz de hauts-fourneaux 1.000 m³	118.670	269.570	388.240	»	»	388.240
Consommation — de gaz de fours à coke	9.770	55.730	65.500	»	»	65.500
Consommation d'énergie électrique en milliers de Kw-h.	23.530	38.340	61.870	1.050	15.730	78.650

PRODUCTION

	Quantités	Valeur globale	Valeur à la tonne	Quantités	Valeur globale	Valeur à la tonne	Quantités	Valeur globale	Valeur à la tonne	Quantités	Valeur globale	Valeur à la tonne	Quantités	Valeur globale	Valeur à la tonne
	Tonnes	Fr.	Fr.	Tonnes	Fr.	Fr.	Tonnes	Fr.	Fr.	Tonnes	Fr.	Fr.	Tonnes	Fr.	Fr.
Lingots d'acier au convertisseur Thomas	1.542.470	755.879.900	490,04	1.193.870	583.703.500	488,92	2.736.340	1.339.583.400	489,55	»	»	»	»	»	»	2.736.840	1.339.583 400	489,55
» » sur sole	32.080	18.313.400	570,86	169.900	96.478.200	567,85	201.980	114.791.600	568,33	103.450	56.424.200	545.42	»	»	»	305.430	171.215.800	560,57
» » au four électrique	»	»	»	12.690	9.214 900	726,15	12.690	9.214.900	726,15	»	»	»	»	»	»	12.690	9.214.900	726,15
Total	1.574.550	774.193.300	491,69	1.376.450	689.396.600	500,85	2.951.000	1.463.589 900	495,96	103.450	56.424 200	545,42	»	»	»	3.054.450	1.520.014.100	497,64
Pièces moulées au convertisseur	2.060	6.219.700	3.019,27	610	1.150.300	1.885,74	2.670	7.370.000	2.760,30	770	2.483.900	3.209.23	38.290	110.137.400	2.876,40	41.730	119.991.300	2.875.42
» » sur sole	3.530	5.810.500	1.646,03	3.660	5.113.800	1.397,21	7.190	10.924.300	1.519,37	1.710	2.984.100	1.745,09	»	»	»	8.900	13.908.400	1.562,74
Pièces moulées au four électrique	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Total	5.590	12.030.200	2.152,09	4.270	6.264.100	1.467,00	9.860	18.294.300	1.855,40	2.480	5.468.000	2.204,84	38.290	110.137,400	2.876,40	50.630	133.899.700	2.644,67

TABLEAU N° X.

INDUSTRIES MÉTALLURGIQUES

Fabriques de fer puddlé

1931

FABRIQUES DE FER PUDDLÉ.

Nombre d'usines actives				2
» moyen d'ouvriers occupés				113
Nombre	de fours à puddler			8
	de marteaux et appareils assimilables			4
	de trains de laminoirs			2
Consommation	de fontes	belges	tonnes	4.700
		étrangères	»	1.250
		total	»	5 950
	de combustibles	houille belge	»	3.060
		» étrangère	»	—
		total	»	3.060

		Quantités	Valeur globale	Valeur à la tonne
		Tonnes	Fr.	Fr.
Production de fer ébauché	Fers n° 1	30	26.800	893,33
	Fers n° 3	1.580	1.042.900	660,06
	Fers n° 4	220	153.200	696 36
	Fers n° 5	2.650	2.114.500	797,92
	Divers (écrous)	20	10 200	510,01
	Total.	4.500	3.347.600	743,91

TABLEAU N° XI.

INDUSTRIES MÉTALLURGIQUES

Laminoirs à acier et à fer

1931

	LAMINOIRS JOINTS A UNE ACIÉRIE						LAMINOIRS NON JOINTS A UNE ACIÉRIE								
	HAINAUT FLANDRE OCCIDENTALE et BRABANT			LIÉGE et LUXEMBOURG			ENSEMBLE			HAINAUT et NAMUR			ANVERS et LIÉGE			ENSEMBLE			LE ROYAUME		
Nombres d'usines actives	11			7			18			11			13			24			42		
Pits	153			116			269			—			—			—			269		
Fours à réchauffer	41			53			94			40			148			188			282		
Fours à recuire	11			29			40			8			41			49			89		
Marteaux	5			9			14			1			5			9			23		
Trains de laminoirs pour — blooms et brames																					
Trains de laminoirs pour — profilés divers — gros trains	8			4			12			—			8			8			20		
Trains de laminoirs pour — profilés divers — trains moyens	7			4			11			4			1			5			15		
Trains de laminoirs pour — profilés divers — petits trains	9			5			14			4			—			4			19		
Trains de laminoirs pour — verges de tréfileries	14			8			22			11			1			5			34		
Trains de laminoirs pour — tôles et larges plats — grosses tôles	2			3			5			1			1			12			6		
Trains de laminoirs pour — tôles et larges plats — tôles moyennes	3			4			7			—			—			1			7		
Trains de laminoirs pour — tôles et larges plats — tôles fines	4			3			7			—			—			—			15		
Total des trains	2			4			6			3			8			8			63		
	49			35			84			23			54			57					
													72			95			179		
Nombre moyen des ouvriers occupés	7.605			6.903			14.508			2.698			5.531			8.229			22.737		
	Belges	Étrangers	Total	Belges	Étrangers	Total	Belges	Étrangers	Total	Belges	Étrangers	Total	Belges	Étrangers	Total	Belges	Étrangers	Total	Belges	Étrangers	Total
Consommation de — lingots d'acier (tonnes)	1.678.130	10.480	1.688 610	59.720	220	1.359.940	3.037.850	10.700	3.048.550	2.510	10	2.520	13.950	1.270	15.220	16.460	1 280	17.740	3.054.310	11.980	3.066.290
Consommation de — blooms et billettes (id.)	47.000	16.250	63.250	50.700	170	50.870	97.700	16.420	114.120	44.920	53.420	98.340	28.620	4.360	33.250	73.540	57.780	131.590	171.240	74.200	245.710
Consommation de — brames et largets (id.)	2.540	3.110	5.650	83.340	»	83.340	85.880	3.110	88.990	4.040	15.370	19 410	157.220	15.390	172.610	161.260	30.760	192.020	247.140	33.870	281.010
Consommation de — ébauchés de fer (id.)	—	»	»	»	»	»	»	»	»	2.760	»	2.760	540	»	540	3.300	»	3.300	3.300	»	3.300
Consommation de — mitrailles et riblons (id.)	14.160	30	14.190	»	»	»	14.160	30	14.190	50.170	1.370	51.540	14.430	»	14.430	64.600	1.370	65.970	78 760	1.400	80.160
Consommation de — houille (id.)	91.990	16.760	108.750	102.500	2.810	105.310	194.490	19.570	214.060	40.160	4.720	44.880	75.730	8.020	83.750	115.890	12.740	128.630	310.380	32.310	342.690
Consommation de — coke (id.)	10.390	»	10.390	1.840	350	2.190	12.230	350	12.580	1.080	»	1.080	4.500	»	4.500	5.580	»	5.580	17.810	350	18.160
Consommation de — autres combustibles (id.)	—	»	»	200	»	200	200	»	200	»	120	120	890	»	890	890	120	1.010	1.090	120	1.210
Consommation de — gaz de hauts-fourneaux (milliers de m³)	423.710			475 380			899.030			—			—			—			899.090		
Consommation de — gaz de fours à coke (»)	65.000			43.210			108.210			—			—			—			108.240		
Consommation de — énergie électrique (milliers Kw-heure)	172.260			121.960			294.220			11.350			30			30			336.260		
													30.690			42.040					
	Quantités	Valeur globale	Valeur à la tonne	Quantités	Valeur globale	Valeur à la tonne	Quantités	Valeur globale	Valeur à la tonne	Quantités	Valeur globale	Valeur à la tonne	Quantités	Valeur globale	Valeur à la tonne	Quantités	Valeur globale	Valeur à la tonne	Quantités	Valeur globale	Valeur à la tonne
	Tonnes	Fr.	Fr.	Tonnes	Fr.	Fr.	Tonnes	Fr.	Fr.	Tonnes	Fr.	Fr.	Tonnes	Fr.	Fr.	Tonnes	Fr.	Fr.	Tonnes	Fr.	Fr.
Production de — aciers demi-finis — blooms et billettes	80 640	44 589.000	552,94	116.080	58.172.100	501,14	196.720	102.761.100	522,37	»	»	»	»	»	»	»	»	»	196.720	102.761.100	522,37
Production de — aciers demi-finis — brames et largets	143.970	92.709.500	643,95	406.120	219.153.900	539,63	550.090	311.863.400	566,93	»	»	»	»	»	»	»	»	»	550.090	311 863.400	566,93
Production de — aciers demi-finis — total	224.610	137.298.500	611,27	322.200	277.326.000	531,07	746.810	414 624.500	555,19	»	»	»	»	»	»	»	»	»	746.810	414.624.500	555,19
Production de — aciers finis — marchands	461.640	315.160.100	682,70	206.910	133.480.600	725,79	668.700	468.047.900	699,94	23.150	19.407.200	838,32	»	»	»	23.150	19.407.200	838,32	668.700	468.047.900	699,94
Production de — aciers finis — profilés spéciaux	167.880	111.170.600	662,20	12.580	11.002.100	874,57	229.830	169.871.100	739,12	33.019	33 398.600	1.011,77	16.360	»	»	49.370	47.698.600	966,14	229.830	169.871.100	739,12
Production de — aciers finis — poutrelles et U	137.310	88.969.000	647,94	3.600	2.467.500	685,99	148.290	97.547.100	657,81	7.380	6.110.600	827,99	»	»	»	7.380	6.110.600	827,99	148.290	97.547.100	657,81
Production de — aciers finis — rails	52.820	49.275.800	932,90	26.170	26 711.700	948,23	81 240	76 218.000	938,18	250	230.500	922,00	»	»	»	250	230.500	922,00	81.240	76.218.000	938,18
Production de — aciers finis — accessoires de rails	4.270	4.765.800	1.116,11	6.430	8.427.400	1.310,64	14 940	18.133.000	1.213,72	4.240	4.939 800	1.165,05	»	»	»	4.240	4.939.800	1.165,05	14.940	18.133.000	1.213,72
Production de — aciers finis — traverses	»	»	»	37.180	37.223.600	1.601,17	38.150	37 906.200	993,61	970	682 600	703,71	»	»	»	970	682.600	703,71	38.150	37 906.200	993,61
Production de — aciers finis — bandages et essieux	7.120	10.502.300	1.475,04	11.110	14.738.500	1.326,60	19.050	25.854.600	1.357,20	820	613.800	750,00	»	»	»	820	613.800	750,00	19.050	25.854.600	1.357,20
Production de — aciers finis — verges	49.580	38 710.300	780,76	141 890	109.750.500	773,49	191.470	148.460.800	775 37	»	»	»	»	»	»	»	»	»	191.470	148.460.800	775,37
Production de — aciers finis — feuillards	19.630	17.670.600	900,00	4.000	2.963.400	740,85	31.790	28.046.800	882,25	8.160	7.412.800	908,43	»	»	»	8.160	7.412.800	908,43	31.790	28.046.800	882,25
Production de — aciers finis — rods	83.000	57.704.300	695,23	26.270	16.156.300	615,13	109.270	73.860.600	675,94	19.350	14.916.500	770,88	»	»	»	19.350	14.916.500	770,88	39 710	29.716.800	748,34
Production de — aciers finis — larges plats	14.060	10.357.700	736,68	6.360	4.442.600	705,74	39.710	29 716.800	748,34	»	»	»	50	40.000	800,00	50	40.000	800,00	339.580	248.845.500	732,80
Production de — aciers finis — grosses tôles	208.570	151.380.300	725,80	132.960	97.425.200	743,93	339.580	248.845.500	732,80	»	»	»	6.930	6.587.600	950,59	6.930	6.587.600	950,59	113 090	99.712.900	881,71
Production de — aciers finis — tôles moyennes	47.750	41.411.500	867,26	65.410	51.713.800	885,36	113.090	99.712 900	881,71	6.890	11.609.300	1.684,95	120.040	167.141.400	1.392,38	126.930	178.750.700	1.408,26	198.720	268.386.000	1.350,57
Production de — aciers finis — tôles fines	»	»	»	71.790	89.635.300	1.248,58	198.720	268.386.000	1.350,57	»	»	»	»	»	»	»	»	»	198.720	268.386.000	1.350,57

TABLEAU N° XII.

INDUSTRIES MÉTALLURGIQUES

Fabrication des métaux autres que le fer et l'acier

1931

A. — Fonderies de zinc.

		Liége	Anvers et Limbourg	Le Royaume
Nombre d'usines actives		7	4	11
Nombre de fours en activité		178	49	227
Nombre de creusets en service		15.618	6.637	22.255
Nombre moyen des ouvriers occupés		3 347	1.187	4.534
Consommation				
Minerai de zinc	tonnes	202.010	58.200	260.210
Crasses et oxydes de zinc	»	24.420	10.360	34.780
Houille — belge	»	181 940	19.980	201.920
Houille — étrangère	»	104.280	88.180	192 460
Houille — total	»	286.220	108.160	394.380
Coke — belge	»	9.230	470	9.700
Coke — étranger	»	3.020	—	3.020
Coke — total	»	12.250	470	12.720
Autres combustibles — belge	»	1.260	7.630	8.890
Autres combustibles — étranger	»	470	6.500	6.970
Autres combustibles — total	»	1.730	14.130	15.860
Énergie électrique	1000 Kwh.	7.070	—	7.070
Production				
Zinc brut — quantité	tonnes	99.360	35.360	134.720
Zinc brut — valeur globale	francs	197.656.800	70.548.800	268.205 600
Zinc brut — valeur à la tonne	»	1.989,30	1.995,16	1.990,34
Poussières de zinc — quantité	tonnes	2.380	1.550	3.930
Poussières de zinc — valeur globale	francs	4.631.300	2.662.500	7.293 800
Poussières de zinc — valeur à la tonne	»	1.945,92	1.717,74	1.855,93
Cendres plombeuses — quantité	tonnes	25.060	18.990	44.050
Cendres plombeuses — valeur globale	francs	2.459.600	604.000	2.063.600
Cendres plombeuses — valeur à la tonne	»	98,15	31,81	69,55

B. — Laminoirs à zinc.

		Le Royaume
Nombre d'usines actives		9
Nombre de fours à refondre		20
Nombre de fours à réchauffer		6
Nombre de trains de laminoirs		47
Nombre moyen des ouvriers occupés		1.270
Consommation — Métal — zinc brut	tonnes	65.740
Consommation — Métal — vieux zinc et rognures	»	220
Consommation — Combustibles — houille — belge	»	14.290
Consommation — Combustibles — houille — étrangère	»	4.380
Consommation — Combustibles — houille — total	»	18.670
Consommation — Combustibles — coke — belge	»	100
Consommation — Combustibles — coke — étranger	»	—
Consommation — Combustibles — coke — total	»	100
Consommation — Combustibles — autres combustibles — belge	»	400
Consommation — Combustibles — autres combustibles — étranger	»	—
Consommation — Combustibles — autres combustibles — total	»	400
Consommation — Énergie électrique	(1000 Kwh-)	1.650
Production : zinc laminé — quantité	tonnes	64.530
Production : zinc laminé — valeur globale	francs	174.154.900
Production : zinc laminé — valeur à la tonne	»	2.698,82

C. — Usines à plomb, à argent, à cuivre et autres métaux.

Nombre d'usines actives			11
Consistance des usines — Grillage et agglomération	fours à sole		19
	convertisseurs		78
	appareils Dwight		7
Consistance des usines — Réduction, fusion pour matte ou pour métal brut, précipitation à l'état de cément	fours à creusets		16
	fours à sole		16
	convertisseurs		10
	hts-fourn. (water jacket) et demi h.-f.		22
	petits fours à manche		2
Consistance des usines — Raffinage et désargentation	fours d'affinage sur sole		17
	cuves d'électrolyse		1268
	cuves de fusion ou de précipitation		23
	convertisseurs		2
	coupelles		10
	distillation de l'alliage riche		10
Consistance des usines — Appareils pour produits secondaires	fabrication de l'anhydride arsénieux		10
	fabric. des oxydes et sels d'antimoine		2
	fabrication de sulfate de cuivre		11
Nombre moyen des ouvriers occupés			3.469
Consommation — minerais		tonnes	77.790
Consommation — Plombs d'œuvre		»	4.730
Consommation — cendres d'usines à zinc		»	41.550
Consommation — autres déchets et sous-produits plombifères et cuprifères		»	85.040
Consommation — sous-produits argentifères et aurifères		»	1.320
Consommation — cuivre noir cuivre brut et cément de cuivre		»	106.900
Consommation — mattes		»	3.040

		Belge	Etranger	Total
Consommation de combustibles — Houille	tonnes	48.350	70.610	118.960
Consommation de combustibles — Coke	»	35.510	24.420	59.930
Consommation de combustibles — Combustibles liquides	»	1.720	70	1.790
Consommation de combustibles — Autres combustibles	»	630	1.510	2.140

Production :		Quantités	Valeur globale fr.	Valeur unitaire fr.
Plombs d'œuvre	tonnes	13.800	32.096.400	3.324,55
Plombs marchands	»	57.050	119.436.900	2.093,55
Argent en partie aurifère	kilog.	157.080	58.000.200	369,24
Cuivre — cuivre noir	tonnes	31.400	234.142.800	7.456,54
Cuivre — cuivre raffiné	»	101.700	685 106.800	6 737.24
Or fin, platine et palladium	kilog.	7.910	191.391 000	»
Nickel, étain, antimoine et bismuth	tonnes	4.010	67.053.500	»
Sulfate de cuivre	»	13.010	35.750.800	2,747,94
Anhydride arsénieux, oxydes et sels d'antimoine, sulfate de thorium	»	1.710	5.333.000	»
Mattes, speiss, plomb antimonieux, crasses et scories diverses		6.750	3.088.800	»

TABLEAU N° XIII.

Industries extractives et métallurgiques

RÉCAPITULATION GÉNÉRALE

1931

	HAINAUT	LIÉGE	LIMBOURG	LUXEMBOURG	NAMUR	AUTRES PROVINCES	LE ROYAUME
PERSONNEL OUVRIER							
Mines de houille	96.598	33.507	20.532	»	2 076	»	152.713
Mines métalliques et minières	»	572	10	33	»	4	619
Carrières	13.818	4.990	159	949	4.828	3.444	28.188
Fabriques de coke et d'agglomérés	3.038	1.589	»	»	25	1.767	6.419
Hauts-fourneaux, aciéries, fabriques de fer et laminoirs	16.506	16.532	»	1.393	968	1.817	37.216
Usines à zinc — Fonderies	»	3.347	1.065	»	»	122	4.534
Usines à zinc — Laminoirs	»	1.056	214	»	»	»	1.270
Usines à plomb, à argent et à autres métaux	»	180	201	»	»	3.088	3.469
Ensemble	129.960	61.773	22.181	2.375	7.897	10.242	234.428

PRODUCTION ET VALEUR GLOBALE

	Production tonnes	Valeur globale fr.	Production tonnes	Valeur globale fr.	Production tonnes	Valeur globale fr.	Production tonnes	Valeur globale fr.	Production tonnes	Valeur globale fr.	Production tonnes	Valeur globale fr.	Production tonnes	Valeur globale fr.	Production tonnes	Valeur globale fr.
Houille	17.004.350	2.058.674.800	5.497.270	756 400.500	4 177.120	492.342.400	»	»	363.700	43.028 700	»	»	27.042.440	3.350.446.400
Minerais	»	»	97.470	9.502.000	4.590	149.000	50.710	691.100	»	»	2.250	73.100	155.020	10.415.200
Produits extraitsdes carrières	»	382 817.300	»	105 918.400	»	2.471.200	»	14.533.500	»	109.309.100	»	79.667.600	»	694.717.100
Coke	2.177.650	348,643 0 0	1.140.690	175.969.900	»	»	»	»	»	»	1.558.510	228.002.900	4.876.850	752.615.800
Agglomérés de houille	1.300.090	186.062.400	448.710	65.931.000	»	»	»	»	101.560	11.533.500	»	»	1.850.360	263.526.900
Fonte	1.498.780	642.627.700	1.215.290	537.983,900	»	»	260.700	103.289.700	»	»	223.020	88.770 600	3.197.790	1.372.671 900
Fers finis	29.280	24.306,700	4.190	5.029.200	»	»	»	»	27.600	14.628.000	»	»	61.070	43.963.900
Acier — produits fondus (lingots)	1.463.170	735.570.100	1.201.800	605 559.800	»	»	174.660	83.836.800	»	»	214.830	95.047.400	3.0 4.450	1.520 014 100
Acier — produits finis (y compris les aciers de moulage)	1.216.070	966.865.700	810.250	756.801.100	»	»	45.120	34 968.000	5.820	21,174.100	197.820	145 897 600	2.275.080	1 925 706 500
Zinc brut	»	»	99.360	197.656.800	31.510	61.986.900	»	»	»	»	3.850	8.561 900	134.720	268.205 600
Zinc laminé	»	»	49,820	138.122 700	14.710	36.032.200	»	»	»	»	»	»	64.530	174.154.900
Plomb d'œuvre	»	»	7.660	16.570.000	6.750	15.520.400	»	»	»	»	»	»	13.800	32.090.400
Plomb marchand	»	»	6.800	14.979.800	6.130	12.374.500	»	»	»	»	44.120	92.082.600	57.050	119.436.900
Argent et argent aurifère	»	»	10	3.927 500	7	3.466.300	»	»	»	»	140	50 606.400	157	58.000.200
Cuivre raffiné	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	101.700	685.106.800	101.700	685.106.800
Nickel, étain, antimoine et bismuth	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	4.010	67.053.500	4.010	67.053.500

Mines de houille. . .	
Mines métalliques et mir	
Carrières	
Fabriques de coke et d'	
Hauts-fourneaux, aciérie noirs	
Usines à zinc	Fonderie
	Laminoir
Usines à plomb, à arge	

Houille	
Minerais	
Produits extraitsdes carr	
Coke	
Agglomérés de houille.	
Fonte	
Fers finis.	
Acier	produits fondus
	produits finis (moulage). .
Zinc brut	
Zinc laminé	
Plomb d'œuvre . . .	
Plomb marchand . .	
Argent et argent aurifère	
Cuivre raffiné. . . .	
Nickel, étain, antim ine	

TABLEAU N° XIV.

MINES DE HOUILLE

Accidents survenus en 1931

1931

NATURE DES ACCIDENTS				HAINAUT			NAMUR			LIÉGE			BASSIN DU SUD			LIMBOURG			LES 4 PROVINCES			OBSERVATIONS
				Nombre des			Nombre des			Nombre des			Nombre des			Nombre des			Nombre des			
				Accidents	Tués	Blessés	Accidents	Tués	Blessés	Accidents	Tués	Blessés	Accidents	Tués	Blessés	Accidents	Tués	Blessés	Accidents	Tués	Blessés	
Accidents à l'intérieur des travaux	Accidents survenus dans les puits, tourets ou descenderies servant d'accès aux travaux souterrains (1)	à l'occasion de la translation des ouvriers	par les câbles, cages, cuffats, etc.	8	8	1	»	»	»	1	1	»	9	9	1	2	2	»	11	11	1	(1) Les accidents survenus aux ouvriers du jour occupés à la recette, sont rangés parmi les accidents de surface.
			par les échelles	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
		à l'occasion de l'extraction des produits		»	»	1	»	»	»	»	»	»	1	»	1	1	»	1	2	»	2	
		par éboulements, chutes de pierres ou de corps durs		1	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	4	4	»	(2) On a exclu de ces subdivisions, les accidents dus aux explosions de grisou, aux asphyxies, aux coups d'eau, etc., compris respectivement sous leurs rubriques spéciales.
		dans d'autres circonstances (2)		»	»	»	»	»	»	2	2	»	4	4	»	»	»	»				
	Accidents survenus dans les puits intérieurs	par l'emploi	des câbles	2	2	»	»	»	»	1	»	1	1	»	1	2	2	»	3	2	1	
			des échelles	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
		par éboulements, chutes de pierres ou de corps durs		»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
		dans d'autres circonstances (2)		»	»	»	»	»	»	3	3	»	4	4	»	1	1	»	5	5	»	
	Accidents survenus dans les cheminées d'exploitation	à l'occasion de la circulation des ouvriers		1	1	»	»	»	»	»	»	»	1	1	»	»	»	»	1	1	»	
		par éboulements, chutes de pierres ou de corps durs		1	1	»	»	»	»	»	»	»	1	1	»	1	»	1	2	1	»	
		dans d'autres circonstances (2)		1	1	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
	Eboulements, y compris les chutes de pierres ou de blocs de houille	dans les tailles, travaux préparatoires et galeries horizontales ou inclinées en veine, au cours ou à l'occasion du travail d'abatage ou de creusement		43	31	16	1	1	»	9	10	»	53	42	16	5	4	1	58	46	17	
		dans les galeries en veine, horizontales ou inclinées, en arrière du front		4	2	2	»	»	»	2	3	»	6	5	2	»	»	»	6	5	2	
		dans les galeries en roche	au cours ou à l'occasion du travail de creusement	1	1	»	»	»	»	1	1	»	2	2	»	»	»	»	2	2	»	
			en arrière du front	3	3	2	»	»	»	»	»	»	3	3	»	»	»	»	3	3	»	
	Accidents causés par le grisou	Dégagement normal	Inflammations dues aux coups de mines	2	3	»	»	»	»	»	»	»	2	3	2	»	»	»	2	3	2	
			aux appareils d'éclairage ouvertures de lampes	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
			Défectuosités, bris, etc.	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
		Irruptions subites suivies	Asphyxies	»	»	»	»	»	»	»	»	»	1	1	»	»	»	»	1	1	»	
			d'inflammations	1	1	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	1	1	»	
			d'asphyxies, de projections de charbon ou de pierres, etc.	»	»	»	»	»	»	»	»	»	2	2	»	»	»	»	2	2	»	
	Asphyxies par d'autres gaz que le grisou			2	2	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
	Coups d'eau			»	»	»	»	»	»	1	1	»	2	2	»	»	»	»	2	2	»	
	Emploi des explosifs	Minage		1	1	»	»	»	»	2	1	1	6	3	5	»	»	»	6	3	5	
		Autres causes		4	2	1	»	»	»	»	»	»	1	»	1	1	»	1	2	»	2	
	Circulation des ouvriers et transport des produits	sur voies de niveau ou peu inclinées où le transport se fait	par hommes	1	»	»																
			par chevaux	5	1	4	»	»	»	»	»	»	5	1	4	6	4	2	11	5	6	
			par locomotives	10	5	5	»	»	»	2	2	»	12	7	5	»	»	»	12	7	5	
			par câbles ou chaînes	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
		sur voies inclinées où le transport se fait	par hommes et chevaux	2	»	2	»	»	»	2	»	»	2	»	2	10	6	4	12	6	6	
			par treuils ou poulies	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
	Emploi des machines et appareils mécaniques	par traction mécanique		12	7	5	»	»	»	5	4	1	17	11	6	2	»	2	19	11	8	
	Electrocution			»	»	»	»	»	»	2	1	1	2	1	1	»	»	»	2	1	1	
	Causes diverses (3)			4	»	4	»	»	»	1	1	»	5	1	4	1	1	»	6	2	4	
				»	»	»	»	»	»	1	1	»	»	»	»	1	1	»	1	1	»	
				10	1	9	»	»	»	1	1	»	11	1	10	»	»	»	11	1	10	
	Totaux pour l'intérieur			119	73	56	1	1	»	33	31	4	153	105	60	33	21	12	186	126	72	(3) On a écarté les décès dus à des causes pathologiques ainsi qu'aux suicides. Ces décès se sont élevés à 16, pendant l'année.
Accidents à la surface	Chutes dans les puits			1	1	»	»	»	»	1	1	»	2	2	»	»	»	»	2	2	»	
	Manœuvres des véhicules			13	6	7	»	»	»	5	4	1	18	10	8	2	2	»	20	12	8	
	Emploi de machines et appareils mécaniques			9	3	6	»	»	»	2	2	»	11	5	6	»	»	»	11	5	6	
	Electrocution			1	1	»	»	»	»	»	»	»	1	1	»	»	»	»	1	1	»	
	Causes diverses (3)			10	2	9	1	»	1	2	2	»	13	4	10	1	1	»	14	5	10	
	Totaux pour l'extérieur			33	12	22	1	»	1	10	9	1	45	22	24	3	3	»	48	25	24	

TABLEAU N° XV.

APPAREILS A VAPEUR

Récapitulation au 31 décembre 1931.

RECAPITULATION DES APPAREILS A VAPEUR EXISTANTS AU 31 DECEMBRE 1931

DESTINATION DES APPAREILS	ANVERS				BRABANT				FLANDRE OCCIDENTALE				FLANDRE ORIENTALE			
	Moteurs		Générateurs de vapeur		Moteurs		Générateurs de vapeur		Moteurs		Générateurs de vapeur		Moteurs		Générateurs de vapeur	
	Nombre	Puissance en Kwts	Nombre	Surface de chauffe en m2	Nombre	Puissance en Kwts	Nombre	Surface de chauffe en m2	Nombre	Puissance en Kwts	Nombre	Surface de chauffe en m2	Nombre	Puissance en Kwts	Nombre	Surface de chauffe en m2
Industries extractives et élaboration des produits — Mines de houille — Extraction	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Mines de houille — Epuisement	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Mines de houille — Aérage	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Mines de houille — Usages divers	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Fabrication du coke et des agglomérés de houille	15	2.215	16	3.055	»	»	»	»	35	1.836	35	4.693	12	830	12	1.200
Mines métalliques, minières et préparation des minerais	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Carrières et industries qui en dépendent	2	165	2	148	19	1.431	31	1.862	»	»	»	»	2	52	2	20
Industries métallurgiques — Etablissements soumis à l'A. R. du 10 octobre 1923	39	30.894	37	6 976	12	5.832	32	4.886	2	55	3	75	»	»	»	»
Industries métallurgiques — Autres établissements	27	2.837	35	3.268	60	4.388	53	4.238	20	837	22	923	29	3.636	42	2.749
Industries diverses — Verreries, cristalleries et fabriques de glaces	7	1.410	13	1.229	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Industrie céramique, briqueteries, tuileries, etc.	81	7.065	103	8.216	6	992	6	700	52	2.789	53	2 510	13	925	14	700
Fabriques de produits chimiques, etc.	94	20 058	70	8.100	48	6 206	62	4.470	3	125	3	162	49	3.373	51	2 703
Travail du bois	36	2.053	44	3.381	61	3.887	61	3 583	79	4.000	79	4.120	63	2.258	63	2.379
Industries textiles	33	2.284	48	2.640	113	14.436	137	11.975	377	14.914	387	19.174	417	44.722	639	70.702
Exploitations et industries agricoles	44	971	55	1.588	89	1.607	92	2.245	260	3.460	261	3.383	92	1.101	92	1.287
Mouture des céréales	17	1.548	21	2.114	27	6 694	37	4.577	59	1.532	59	1.420	84	2.578	84	2.264
Malteries, brasseries et distilleries	68	2.127	76	6.348	145	8.414	147	9.765	108	2.165	108	3.516	182	3.073	198	5.894
Fabriques de sucre	33	1.212	26	4.564	66	7.701	77	16.016	9	330	7	1.210	63	4.992	66	9.763
Fabriques d'huile	11	3.899	14	2.093	17	241	15	650	29	2.078	29	1.883	32	1.204	32	2 063
Fabrication du papier	24	5.626	37	11.789	56	14.673	83	9.530	1	81	1	36	17	1.294	17	1.308
Imprimeries typographiques	10	1076	18	1.684	1	16	1	48	1	5	1	5	»	»	»	»
Usines spéciales d'électricité	25	143.372	72	31.517	94	167.032	140	44.233	12	7 275	8	629	41	181.883	44	18.824
Usines diverses	213	5.135	186	10.000	670	25.121	576	19.764	191	5.345	193	4.712	267	20.068	298	21.674
Navigation — Service de l'Etat — Machines fixes et locomobiles	»	»	»	»	»	»	»	»	3	122	3	214	»	»	»	»
Navigation — Service de l'Etat — Bateaux à vapeur d'intérieur — Propulsion	8	411	8	351	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Navigation — Service de l'Etat — Bateaux à vapeur d'intérieur — Usages divers	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Navigation — Service de l'Etat — Bateaux à vapeur de mer — Propulsion	8	1.494	8	909	»	»	»	»	28	95.545	76	20.055	»	»	»	»
Navigation — Service de l'Etat — Bateaux à vapeur de mer — Usages divers	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Navigation — Service des particuliers — Machines fixes et locomobiles	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	3	185	3	192
Navigation — Service des particuliers — Bateaux à vapeur d'intérieur — Propulsion	243	20.697	225	15.863	32	897	32	1.270	13	536	13	576	51	1 941	51	2.180
Navigation — Service des particuliers — Bateaux à vapeur d'intérieur — Usages divers	131	10.111	93	6.583	»	»	»	»	10	315	7	218	21	914	21	799
Navigation — Service des particuliers — Bateaux à vapeur de mer — Propulsion	126	170.443	367	61.708	»	»	»	»	69	19.746	80	8.835	»	»	»	»
Navigation — Service des particuliers — Bateaux à vapeur de mer — Usages divers	»	»	»	»	»	»	»	»	6	948	6	424	»	»	»	»
Chemins de fer et Tramways — Service de l'Etat (1) — Machines fixes et locomobiles	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Chemins de fer et Tramways — Service de l'Etat (1) — Locomotives	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Chemins de fer et Tramways — Service des particuliers — Machines fixes et locomobiles	»	»	»	»	86	1.040	86	846	8	102	8	97	2	49	2	45
Chemins de fer et Tramways — Service des particuliers — Locomotives	222	16.766	222	6.831	218	25.066	218	8.751	102	10.538	102	3.311	149	22.242	149	8 217
Etablissements militaires	45	1.773	48	1.912	7	117	10	504	»	»	»	»	17	1.152	17	3 772
Locomotives routières, rouleaux-compresseurs, voitures automobiles, grues, excavateurs, etc., etc.	15	278	15	132	18	272	18	150	15	356	15	287	8	393	8	180
Totaux généraux	1.577	455.920	1.859	202.999	1.845	296.063	1.914	150.073	1.492	175.035	1.559	83.068	1.614	298.865	1.895	158.915

DESTINATION DES APPAREILS	HAINAUT				LIÉGE				LIMBOURG				LUXEMBOURG				NAMUR				LE ROYAUME				Moteurs compris dans la récapitulation ci-contre et destinés à la production de l'électricité	
	Moteurs		Générateurs de vapeur		Moteurs		Générateurs de vapeur		Moteurs		Générateurs de vapeur		Moteurs		Générateurs de vapeur		Moteurs		Générateurs de vapeur		Moteurs		Générateurs de vapeur			
	Nombre	Puissance en Kwts	Nombre	Surface de chauffe en m2	Nombre	Puissance en Kwts	Nombre	Surface de chauffe en m2	Nombre	Puissance en Kwts	Nombre	Surface de chauffe en m2	Nombre	Puissance en Kwts	Nombre	Surface de chauffe en m2	Nombre	Puissance en Kwts	Nombre	Surface de chauffe en m2	Nombre	Puissance en Kwts	Nombre	surface de chauffe en m2		
Industries extractives et élaboration des produits — Mines de houille — Extraction	213	79.535	773	109.313	68	16.534	246	34 152	7	3.425	»	»	»	»	»	»	8	2.453	25	4.386	296	101.947	1.084	147.851	»	»
Mines de houille — Epuisement	26	2.433	5	375	28	1.772	5	414	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	54	4.205	10	789	1	232
Mines de houille — Aérage	112	10.214	3	300	28	2.036	5	441	»	»	»	»	»	»	»	»	3	150	»	»	143	12.400	8	744	1	166
Mines de houille — Usages divers	693	237.002	296	69.151	272	68.753	97	20.558	89	86.791	87	24.222	»	»	»	»	20	3.089	2	420	1.074	395.635	482	114.851	205	342.108
Fabrication du coke et des agglomérés de houille	191	3.229	112	15.390	52	949	35	5.519	»	»	»	»	»	»	»	»	1	9	1	12	306	9.068	211	29.869	7	2.075
Mines métalliques, minières et préparation des minerais	»	»	»	»	28	5.585	23	2.797	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	28	5.585	23	2.797	3	4.350
Carrières et industries qui en dépendent	207	38.220	187	16.244	55	2.829	45	1 608	»	»	»	»	12	573	13	487	45	2.332	49	1.924	342	45.602	329	22.293	53	58.142
Industries métallurgiques — Etablissements soumis à l'A. R. du 10 octobre 1923	215	95.348	341	57.844	259	79.389	329	45.739	19	8.786	18	2.408	29	25.891	41	7.575	12	2.676	13	1.404	587	248.871	814	126.907	106	132.739
Industries métallurgiques — Autres établissements	353	17.073	206	14.173	155	6788	125	7.807	4	251	5	240	3	68	4	126	25	1.508	23	1.745	676	37.386	515	35.269	61	13.947
Industries diverses — Verreries, cristalleries et fabriques de glaces	47	11.016	58	7.336	10	914	10	1.097	»	»	»	»	»	»	»	»	39	26.813	44	9.401	103	40.153	125	19.063	23	26.340
Industrie céramique, briqueteries, tuileries, etc.	46	4.309	54	4.224	14	970	9	766	9	387	7	282	»	»	»	»	12	1.148	16	1.077	233	18 585	262	18.475	19	2.077
Fabriques de produits chimiques, etc.	91	8.494	103	10.549	7	139	4	129	7	2.241	14	2.089	12	441	7	1 020	23	7.525	21	3.837	334	48.602	335	33.059	47	36.529
Travail du bois	59	2.176	60	2.426	33	1.311	33	1 012	13	609	15	900	48	1.401	49	1.331	31	1.433	30	1.425	423	19.148	434	20.557	10	589
Industries textiles	206	17.605	281	31.108	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	8	875	10	1.603	1 207	98.686	1 557	142.892	29	2.744
Exploitations et industries agricoles	149	1.427	149	1.329	34	617	36	707	6	58	6	53	79	848	79	756	923	11.900	941	13.221	6	258				
Mouture des céréales	14	877	15	966	2	31	2	42	3	64	3	80	3	421	5	410	230	15.878	253	15 084	15	3.199				
Malteries, brasseries et distilleries	206	3.379	202	7.591	34	634	26	1.094	23	479	27	1.302	10	93	9	256	26	281	21	639	802	20.645	814	36.405	59	3.867
Fabriques de sucre	197	9.382	127	22.094	205	11.189	87	19.310	47	1.405	19	3.750	»	»	»	»	8	526	14	1.900	628	36.737	423	78.607	63	16.125
Fabriques d'huile	4	275	4	196	»	»	»	»	2	35	1	54	»	»	»	»	»	»	»	»	95	7.732	95	6.949	11	3.829
Fabrication du papier	23	3.948	43	5.061	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	12	2.164	9	1.157	145	79.479	224	40.619	28	5.816
Imprimeries typographiques	14	203	14	443	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	26	1.300	34	2.180	1	57
Usines spéciales d'électricité	52	183.095	78	25.724	63	139.996	79	24.153	2	238	2	226	2	156	2	80	19	28.836	33	7.756	310	851.883	458	153.142	287	902.621
Usines diverses	130	3.432	135	5.605	383	9 238	332	15.076	39	968	45	1.487	14	256	15	314	54	2.433	58	2.911	1.961	71.996	1.838	81.543	72	15 203
Navigation — Service de l'Etat — Machines fixes et locomobiles	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	3	122	3	214	»	»
Navigation — Service de l'Etat — Bateaux à vapeur d'intérieur — Propulsion	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	20	1.228	20	1.159	28	1.639	28	1.510	»	»
Navigation — Service de l'Etat — Bateaux à vapeur d'intérieur — Usages divers	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	5	136	5	110	5	136	5	110	»	»
Navigation — Service de l'Etat — Bateaux à vapeur de mer — Propulsion	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	36	97.039	84	21.564	»	»
Navigation — Service de l'Etat — Bateaux à vapeur de mer — Usages divers	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Navigation — Service des particuliers — Machines fixes et locomobiles	4	120	5	249	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	7	305	8	441	»	»
Navigation — Service des particuliers — Bateaux à vapeur d'intérieur — Propulsion	89	4.543	89	4 536	6	150	6	311	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	437	28.857	419	24.877	»	»
Navigation — Service des particuliers — Bateaux à vapeur d'intérieur — Usages divers	2	12	2	38	43	699	30	585	1	17	1	7	»	»	»	»	»	»	»	»	208	12.068	154	8.230	11	11
Navigation — Service des particuliers — Bateaux à vapeur de mer — Propulsion	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	195	190.189	447	70.543	»	»
Navigation — Service des particuliers — Bateaux à vapeur de mer — Usages divers	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	6	948	6	424	»	»
Chemins de fer et Tramways — Service de l'Etat (1) — Machines fixes et locomobiles	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	151	3.640	366	21.387(1)	»	»
Chemins de fer et Tramways — Service de l'Etat (1) — Locomotives	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	3.962	2 926 965	3.952	528.812(1)	»	»
Chemins de fer et Tramways — Service des particuliers — Machines fixes et locomobiles	17	1.405	12	1.139	7	153	6	73	»	»	»	»	1	4	1	5	»	»	»	»	121	2.753	115	2.205	4	1.104
Chemins de fer et Tramways — Service des particuliers — Locomotives	828	92.885	828	37.986	561	41.984	572	30.466	183	15.603	183	7.064	96	8.402	96	3.587	126	8.343	126	3.852	2.485	291.829	2.496	110.065	»	»
Etablissements militaires	1	7	3	242	3	191	6	350	2	31	3	40	»	»	»	»	2	31	2	45	77	3.302	89	6.865	»	»
Locomotives routières, rouleaux-compresseurs, voitures automobiles, grues, excavateurs, etc., etc.	71	962	71	604	15	182	15	125	8	100	8	60	43	743	43	423	196	3.325	196	1.985	»	»				
Totaux généraux	3.970	862.863	3.910	431.309	2.860	471.415	2.792	256.753	504	122.246	486	45.256	244	37.507	254	14.974	624	96.021	649	48.352	18.843	5 746 540	19.647	1.941.898	1.122	1 574.098

(1) Les appareils de la Société nationale des Chemins de fer sont portés dans cette rubrique, mais seulement globalement dans la colonne « Royaume ». La puissance des locomotives de cette Société résulte d'une évaluation faite par une méthode propre à cette dernière, méthode appliquée pour la première fois en 1926.

DOCUMENTS ADMINISTRATIFS

MINISTERE DE L'INDUSTRIE ET DU TRAVAIL

DIRECTION GENERALE DES MINES.

EMPLOI DES LAMPES ELECTRIQUES BALADEUSES

Circulaire à MM. les Ingénieurs en Chef, Directeurs des Mines.

Bruxelles, le 10 décembre 1932.

Monsieur l'Ingénieur en Chef,

J'ai l'honneur d'attirer votre attention sur un accident survenu il y a peu de temps, à la surface d'un charbonnage, et dont les circonstances sont les suivantes :

Un ouvrier était occupé, seul, dans un réduit obscur, à l'arrière d'une chaudière tubulaire qu'on venait de visiter, à remonter les tampons du caisson à eau.

Il a été électrocuté par le courant alternatif, à 220 volts, d'une lampe baladeuse qu'il avait installée au-dessus de lui pour s'éclairer. La victime avait enlevé la lampe de la baladeuse et son treillis protecteur pour y adapter une lampe plus puissante sur laquelle le treillis ne pouvait être placé.

Le câble souple était isolé au caoutchouc et entouré d'un fil d'acier enroulé en spirale.

L'enquête a montré que le socket de la lampe était ébrêché, et que le câble flexible de la baladeuse, long d'une vingtaine de mètres, était en assez mauvais état, l'isolement de ses conducteurs étant cependant suffisant.

Des lampes électriques portatives de mine étaient à la disposition du personnel pour les travaux et visites à effectuer à l'intérieur des chaudières.

M. l'Ingénieur en Chef, Directeur de l'Arrondissement a prié la direction du charbonnage de veiller au bon état des lampes baladeuses — étant bien entendu que le montage de ces lampes ne pouvait être modifié — et de faire surveiller spécialement les ouvriers les utilisant.

Il l'a invitée, de plus, à renouveler un ordre qu'elle avait donné jadis de n'employer que des lampes de mine pour pénétrer à l'intérieur des chaudières et d'étendre cet ordre aux travaux de remontage qu'effectuait la victime.

M. l'Inspecteur Général des Mines a rappelé que les dispositions de l'article 61 du Règlement du 28 décembre 1931 visaietn les lampes électrijues portatives destinées à la visite des chaudières et réservoirs métalliques, sans préciser s'il s'agissait uniquement de la visite intérieure.

Ecartant certaines suggestions faites, il a émis l'avis qu'il serait désirable d'admettre une interprétation du texte de cet article en ce sens que les mesures qu'il prescrit devaient être observées non seulement lors de la visite intérieure des chaudières et des réservoirs métalliques, mais aussi chaque fois que des ouvriers utilisant des lampes portatives travaillaient dans le voisinage immédiat de ces chaudières et réservoirs.

Cette interprétation est tout à fait logique, elle est conforme au but poursuivi et je vous prie de vouloir bien noter et signaler à tous les chefs d'industries relevant de votre arrondissement que c'est dans ce sens que l'article susdit doit être interprété.

Cette interprétation vise évidemment non seulement la tension du courant, mais aussi la protection des conducteurs mobiles, ce qui écarte, dans ces installations, l'emploi de câbles entourés d'un fil d'acier.

Pour le Ministre :
Le Directeur Général des Mines,
J. LEBACQZ.

MINISTERE DE L'INDUSTRIE ET DU TRAVAIL

DIRECTION GENERALE DES MINES.

CONTROLE DES OUVRIERS

Circulaire à MM. les Ingénieurs en Chef, Directeurs des Mines.

Bruxelles, 10 décembre 1932.

Monsieur l'Ingénieur et Chef,

Il y a quelque temps, dans un atelier de triage et lavage de charbons, est survenu un accident que j'estime nécessaire de vous signaler.

Dans un angle de cet atelier, sous les caisses à fines arrivait un câble armé amenant du courant alternatif triphasé à 220 volts entre phases. Trois dérivations en partaient, dont deux vers les moteurs de la salle et la troisième vers un étage supérieur.

Toutes les connexions étaient isolées et aucune pièce sous tension n'était accessible, sauf les bornes de trois fusibles intercalés dans la troisième dérivation et placés sur un petit tableau fixé à la muraille, à 1 m. 30 de hauteur.

L'installation était provisoire, située dans un endroit écarté, paraissant à l'abri du danger d'un contact accidentel.

Un ouvrier était chargé de surveiller la marche des appareils dans le local en question; il y travaillait seul.

Un dimanche vers 13 heures, la mère de cet ouvrier se présenta au charbonnage, dont dépend l'atelier dont il s'agit, et déclara que son fils n'était pas rentré à son domicile la veille au soir.

Des recherches furent effectuées et l'ouvrier fut retrouvé mort, le corps étendu sur le sol à proximité du mur portant le tableau à fusibles.

Les trois fusibles étaient intacts et, sur les bornes, on ne releva aucun indice permettant d'établir qu'elles avaient été touchées par la victime.

L'autopsie a fait constater des traces de brûlures et des symptômes d'asphyxie comme on en relève en cas de mort par électrocution.

Si j'ai estimé utile de vous signaler cet accident, c'est à cause du fait que l'on a constaté tardivement que l'ouvrier n'avait pas quitté l'usine. Un tel fait ne devrait évidemment pas se produire et un contrôle devrait être établi permettant de vérifier, après chaque poste, si tous les ouvriers ont bien quitté l'usine, l'atelier ou le chantier de travail.

Au surplus, je ne puis que me rallier à une suggestion de M. l'Inspecteur Général des Mines, à savoir que, pour les ouvriers travaillant isolément, il conviendrait d'organiser une surveillance suffisamment fréquente du genre de celle qui est prévue à l'article 19 du Règlement du 30 mars 1905, pour les travaux à effectuer dans les endroits susceptibles de contenir des gaz dangereux.

Je vous prie, M. l'Ingénieur en Chef, de vouloir bien inviter MM. les Ingénieurs sous vos ordres à attirer l'attention des directeurs des entreprises industrielles qu'ils surveillent, sur l'accident et les considérations qui précèdent et, à examiner avec ces directeurs l'efficacité des mesures en vigueur ou décidées.

Pour le Ministre :
Le Directeur Général des Mines,
J. LEBACQZ.

AMBTELIJKE BESCHEIDEN

MINISTERIE VAN ARBEID EN NIJVERHEID

ALGEMEENE DIRECTIE VAN HET MIJNWEZEN.

GEBRUIK DER ELECTRISCHE HANDLAMPEN

Omzendbrief aan de H. H. Hoofdingenieurs-Directeurs der Mijnen.

Brussel, den 10 December 1932.

Heer Hoofdingenieur,

Ik heb de eer uw aandacht te vestigen op een onlangs voorgekomen ongeval, waarvan hierna de omstandingheden.

Een werkman, was alleen, in een donkere ruimte achter een pijpenketel die men kwam te schouwen, bezig met het ophalen der tappen van den waterbak.

Hij werd gedood door den electrischen wisselstroom, op 220 volts van een handlamp die hij om zich te verlichten, boven het hoofd geplaatst had. Het slachtoffer had de peer en den beschermden zeef der handlamp weggenomen om er een straffere lamp op aan te brengen waarop de zeef niet kon worden aangepast.

De buigzame kabel was met caoutchouc geisoleerd en was spiraalvormig met stalen draad omwonden.

Het onderzoek heeft uitgemaakt dat de socket der lamp afgebroken was, en dat de, twintig meter lang, plooibare kabel der handlamp, in slechten toestand was, de isollering der leiding was nochtans voldoende.

Draagbare électrische mijnlampen, waren ter beschikking van het personnel, voor het werk en het onderzoek uit tevoeren, binnen in den ketel

De H. Hoofdingenieur Directeur van het arrondissement heeft de Directie der Mijn verzocht om voor den goeden staat der handlampen te zorgen, met dien verstande, dat het aanbrengen der lamp niet mocht worden gewijzigd, en om bijzonder toezicht te houden over de werklieden die deze lampen gebruiken.

Hij heeft ze bovendien aangezet om het bevel, dat zij eertijds hadden uitgevaardigd te hernieuwen, van enkel mijnlampen te gebruiken om binnen den ketel te kruipen en dit bevel uit te strekken tot de ineenzettingswerken die het slachtoffer uitvoerde.

De H. Inspecteur generaal heeft er aan herinnerd dat de voorschriften van artikel 61 van het Reglement dd. 28 December 1931 betrek hadden op de, voor onderzoek van ketels en metalen vergaarbakken, gebruikte handlampen zonder te bepalen dat het enkel het inwendig onderzoek betrof.

Zekere ingevingen terzij stellende, heeft hij de meening geuit dat het wenschelijk is, de verklaring van den tekst van dit artikel aan te nemen, in den zin dat de voorgeschreven maatregelen dienen te worden nagekomen niet allenlijk bij het inwendig onderzoek van ketels en metalen vergaarbakken, maar ook, ieder maal, dat werklieden gebruik makende van draagbare lampen in de onmiddelijke nabijheid werken van zulke ketels en vergaarbakken.

Deze verklaring is gansch logisch en stemt overeen met het nagestreefd doel en ik verzoek U ze te doen kennen en de aandacht er opte trekken van de Nijverheidshoofden die van uw arrondissement afhangen dat artikel waarvan spraak is, in dien zin dient te worden uitgelegd.

Deze uitlegging heeft niet alleen betrek op de spanning van den stroom maar ook op de beschutting der verplaatsbare leidingen en dat, alzoo, het gebruik van de met stalen draad onwonden kalbes afschaft.

Namens den Minister :

De Directeur Generaal van het Mijnwezen,

J. LEBACQZ.

MINISTERIE VAN ARBEID EN NIJVERHEID

ALGEMEENE DIRECTIE VAN HET MIJNWEZEN.

CONTROLE DER WERKLIEDEN

Omzendbrief aan de H. H. Hoofdingenieurs-Directeurs der Mijnen.

Brussel, den 10 December 1932.

Heer Hoofdingenieur,

Onlangs kwam er in een werkplaats voor kolenzeverij en wascherij, een ongeval voor, waarop ik meen uwe aandacht te moeten trekken.

In een hoek dezer werkplaats was er, onder de bakken voor fijnkolen, een gepantserde kabel aangebracht voor het aanbrengen van triphasische wisselstroom op 220 volts tusschen de phasen. Drie afleidingen vertrokken er van, waarvan twee, naar de in de zaal geplaatste motoren en de derde naar een hoogere verdieping.

Al de verbindingen waren afgezonderd er geen enkel deel onder spanning was genaakbaar met uitzondering der klemen der drie smeltzekeringen ingevoegd in de derde afleiding en geplaatst op een klein bord, aan den muur op eene hoogte van 1 m. 30 gevestigd.

Het was eene tijdelijke inrichting gelegen op een afgezonderde plaats, waar geen gevaar voor toevallige aanraking was te vreezen.

Een werkman was met het toezicht over de werking der toestellen in bedoeld lokaal belast, en werkte er, gansch alleen.

Op een Zondag, rond 13 uur, kwam de moeder van den werkan zich op de kolenmijn, waarvan bedoelde werkplaats

toebehoorde, aanbieden en verklaarde dat haar zoon sedert den avond te voren niet was t' huis gekomen.

Onmiddelijk werd een onderzoek ingesteld en de werkman dood weergevonden, het lichaam uitgestrekt op den grond in nabijheid van den muur waarop het bord was gevestigd.

De drie smeltzekeringen waren onaangeroerd en op de klemen was er geen teeken dat kon vaststellen dat zij door het slachtoffer waren aangeraakt.

De lijkschouwing liet teekens van brandwonden vaststellen en verschijnselen van verstikking zooals men kan opmerken bij gevallen van dood door electrocutie.

Indien ik het nuttig heb geoordeeld uwe aandacht op dit ongeval te trekken komt dat voort uit het feit dat men te laat heeft vastgesteld dat de werkman de werkplaats niet had verlaten.

Zulk een feit zou zich natuurlijk niet mogen voordoen en een contrôle dient ingesteld die toelaat, na ieder werkpost, vast te stellen of al de werkliden de fabriek of de werkplaats hebben verlaten.

Bovendien kan ik mij enkel aansluiten bij de opmerkingen door den H. Inspecteur Generaald uitgebracht, te weten dat voor werklieden die afzonderlijk werken, het betamen zou, een herhaald toezicht uit te oefenen, gelijk aan dat voorzien is bij artikel 19 van Reglement dd. 30 Maart 1905, voor de werken uit te voeren in de plaatsen die gevaarlijk gaz kunnen inhouden.

Ik verzoek U, H. Hoofdingenieur, de HH. Ingénieurs onder uw orders, aan te zetten om de aandacht, der besturen van nijverheids inrichtingen, onder hun toezicht, op dit ongeval en de er bijgaande opmerkingen, te trekken, en om samen met de bestuurders de doelmatigheid te bestudeeren, der in voege zijnde of de te nemen, maatregelen.

Namens den Minister :

De Directeur Generaal van het Mijnwezen,

J. LEBACQZ.

SOMMAIRE DE LA 3me LIVRAISON, TOME XXXIII

SERVICE DES ACCIDENTS MINIERS ET DU GRISOU

Les accidents survenus dans les Charbonnages de Belgique, pendant l'année 1927 . . . . . G. Raven 803

Accidents survenus dans les travaux souterrains :

Les accidents dus aux transports souterrains :

Introduction 803

Les accidents survenus au cours de la circulation des ouvriers et du transport des produits sur des voies de niveau ou peu inclinées 04

MEMOIRES

L'exploitation des mines de cuivre aux Etats-Unis et au Canada . . . C. Demeure 851

L'exploitation par longues tailles . . . . . M. Nokin 909

NOTES DIVERSES

Calcul des chaudières à haute pression et des réservoirs de vapeur à haute température 967

Note sur une installation d'épuration de gaz sulfureux servant à la fabrication d'acide sulfurique par le procédé de contact aux Usines de Baelen de la Société de la Vieille-Montagne . . . . . P. Gérard 1001

Aperçu sur l'activité des Charbonnages du bassin houiller du Nord de la Belgique au cours du premier semestre 1932 . . . . . M. J. Vrancken 1013

L'Industrie houillère en Hollande pendant l'année 1931 . . . . . B. F. Peeters 1027

DIVERS

Association Belge de Standardisation :

Echantillonnage et analyse des huiles de graissage. — Mesure de la viscosité des huiles de graissage. — Projet soumis à l'enquête publique 1043

Publications : Rapport no 15. — Instructions relatives aux ouvrages en béton armé 1045

STATISTIQUES

Statistique des Industries extractives et métallurgiques et des appareils à vapeur en Belgique pour l'année 1931 . . . . . J. Lebacqz 1047

DOCUMENTS ADMINISTRATIFS

DIRECTION GÉNÉRALE DES MINES

Emploi des lampes électriques baladeuses :

Circulaire du 10 décembre 1932 1257

Contrôle des ouvriers :

Circulaire du 10 décembre 1932 1259

AMBTELIJKE BESCHEIDEN

ALGEMEENE DIRECTIE VAN HET MIJNWEZEN

Gebruik der electrische handlampen :

Omzendbrief dd. 10n December 1932 1261

Controle der werklieden :

Omzendbrief dd. 10n December 1932 1263