

Annales des Mines

DE BELGIQUE



Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

P 1273



Direction - Rédaction :

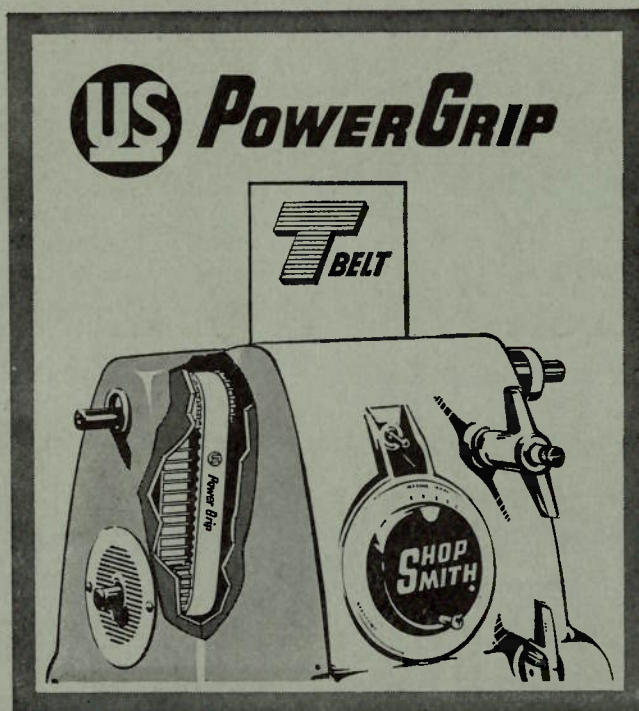
**INSTITUT NATIONAL DE
L'INDUSTRIE CHARBONNIERE**

LIEGE, 7, boulevard Frère-Orban — Tél. 32.21.98

Directie - Redactie :

**NATIONAAL INSTITUUT VOOR
DE STEENKOLENNIJVERHEID**

Renseignements statistiques. — Journée d'information sur le soutènement marchant en Belgique : Exposés par MM. Liégeois, Vanderputte, Stassen et discussion. — A. Houberechts : L'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines en 1961. — A. Vandenheuvel : Statistique sommaire 1960 - Beknopte statistiek 1960. — Tableau des mines de houille 1961 - Lijst der steenkolenmijnen 1961. — Inichar : Revue de la littérature technique.



b s d

Modernisation avec l'adoption des courroies T BELT qui fonctionnent sans glissement, pertes et graissage.

Solution rationnelle de tous les problèmes de transmission. Depuis des puissances fractionnelles jusqu'à 500 CV et 60 m/sec. de vitesse linéaire.

Machines à coudre, Cireuses, Aspirateurs, Machines comptables, Machines portatives, Essoreuses, Machines d'imprimerie, Machines-outils, Machines à bois, Vélo-moteurs, Moteurs marins, Matériel d'entrepreneur, Locomotives Diesel, Matériel agricole.

Nos Services Techniques se tiennent gratuitement à l'entière disposition des intéressés pour la documentation, l'étude, les conseils et le calcul de leurs transmissions.

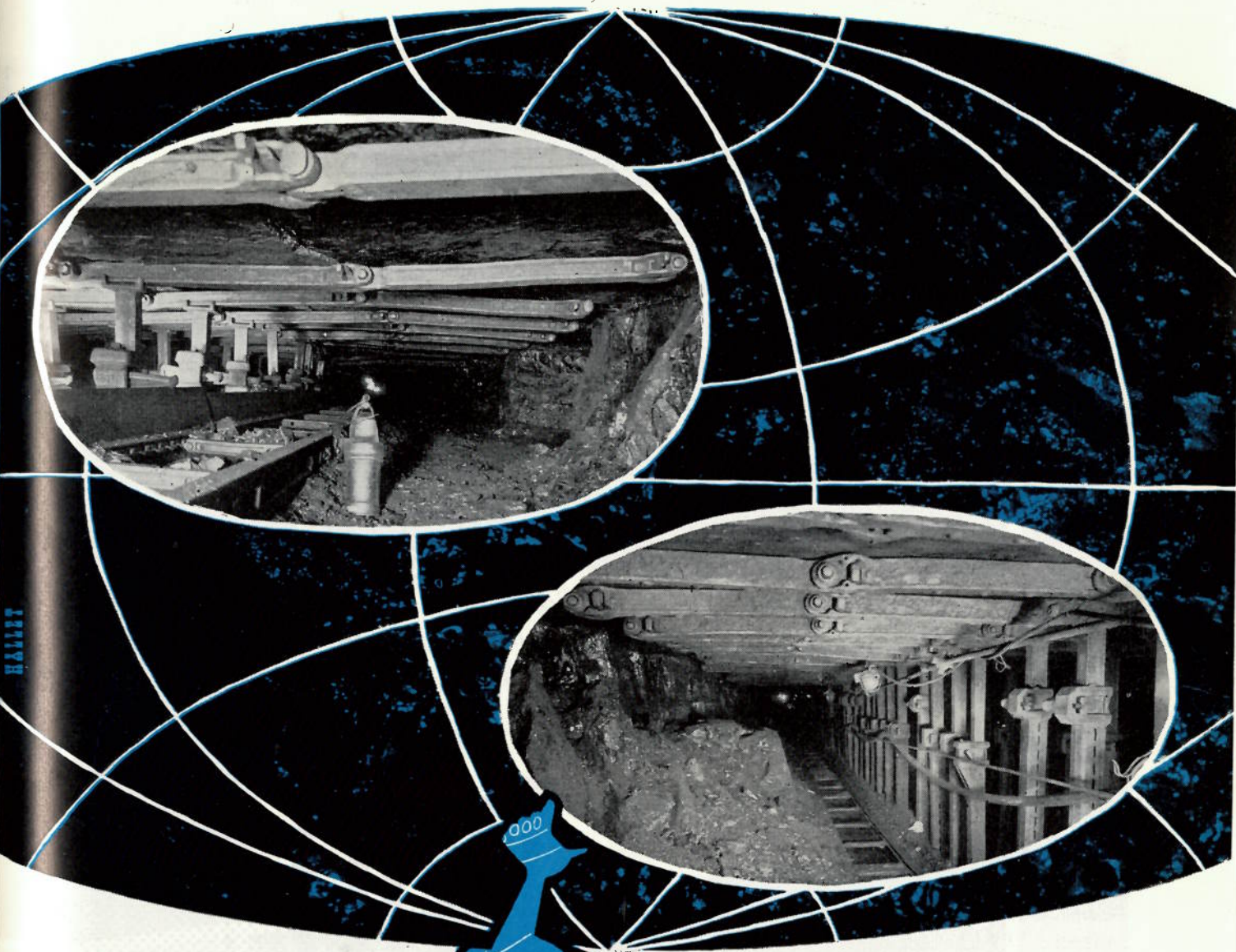


Englebert

1, rue des Vennes - Liège

Tél. 04 - 43.36.58

Pour tous renseignements, sans engagement,
adressez-vous au Service Industrie



REVERSIBILITE
SECURITE
ROBUSTESSE

BÈLES

GROETSCHHEL

Existent
en plusieurs profils
et en toutes longueurs.



Agents exclusifs :



Machines pour Mines

S.P.R.L. LEOP.

97, avenue Defré - BRUXELLES 18

Téléphones : (02) 74.58.40 & 74.24.80

TABLE DES ANNONCES

<i>A.E.G. (Gelec - Société générale d'Electricité).</i> — Centrales thermiques	XI	<i>Rheinstahl Wanheim</i> (Représentant : A. Lahou à Diest). — Étaçons - Bêles	III
<i>Atlas Copco</i> (Belgique, S.A.) — Les compresseurs d'air V T	XVIII	<i>Sécoma.</i> — Matériel d'exploitations minières	VI
<i>Auxiliaire des Mines (Compagnie).</i> — Eclairage électrique des mines	XVIII	<i>Sédis</i> (Distributeur : Ets Vermeire à Verviers). — Chaînes à haute résistance	X
<i>Ballings</i> (S. A. Anc. Etabl. Anthony). — Appareils de sauvetage	XV	<i>Vieille-Montagne (Société des Mines et Fonderies de zinc de la).</i> — Zinc, plomb, silicium, germanium, étain, cadmium, argent	XIV
<i>Berry</i> (Ets). — Locomotives - Ventilateurs - Appareils d'épuration	IV	<i>Westfalia-Lünen</i> (Compagnie belge de Matériel minier et industriel, S.A.) — Rabot ancre Westfalia	V
<i>Brasseur</i> (S. A. des Ateliers F.). — Treuils de halage - Ravanceurs - Moteurs	VII		
<i>Carton</i> (Ateliers). — Matériel pour charbonnages	XVII		
<i>Cribla, S. A.</i> — Appareils de manutention - Préparation - Entreprises générales	XIV		
<i>Debez</i> (Etablissements Léopold). — Pompes à air comprimé	I		
<i>Destiné</i> (S.A. Ets H.F.) — Matériel de mines « Victor »	XVIII		
<i>Eickhoff</i> (G. Forthomme à Couillet). — Convoyeurs - Haveuses-chargeuses - Réducteurs	IX		
<i>Electronique et Automatismes</i> (Sté d'). — Matériel téléphonique et de signalisation	XIII		
<i>EMAC</i> — Sécurité des installations anti-déflagrantes	4 ^e couv.		
<i>Englebert.</i> — T BELT - U S Power Grip	2 ^e couv.		
<i>G.H.H. (Gutehoffnungshütte - S.A. Sabe-mi).</i> — Etudes et réalisations de sièges d'extraction	XII		
<i>Ingersoll-Rand, S.A.</i> — Injecteur de poussière, Système « Torkret »	XVII		
<i>La Louvière</i> (S.A. Hauts Fourneaux et Fonderies de). — Toutes pièces de fonderie	VII		
<i>La Meuse.</i> — Ateliers de constructions	VII		
<i>Locorail.</i> — Essoreuses et filtres	VIII		
<i>Poudreries Réunies de Belgique, S.A.</i> — Explosifs	II		
<i>Prat-Daniel</i> (Société belge). — Dépoussiéreur « Tubix » à tubes cyclones	XVI		

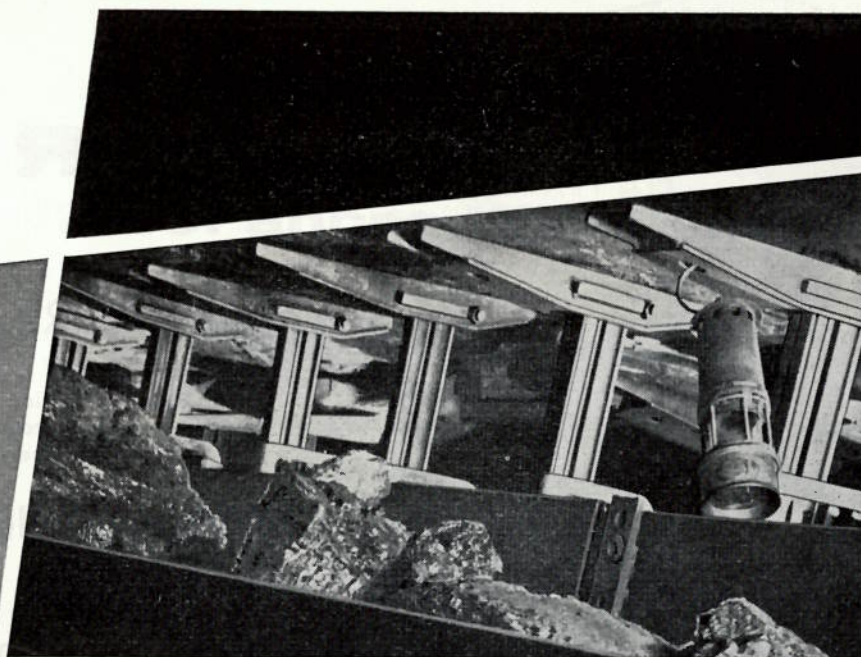
EXPLOSIFS



POUDRERIES REUNIES DE BELGIQUE

BRUXELLES
Rue Royale, 145

publicité Donu



ETANCONS A QUATRE FACES DE SERRAGE
AVEC BELETTE ARTICULEE ATTACHEE,
équipant une taille
mécanisée de 70 cm d'ouverture et 30° de pente.

ETANCONS
A QUATRE FACES DE SERRAGE · AVEC
TETE UNIVERSELLE OU AVEC BELETTE
ARTICULEE ATTACHEE · ETANCONS
A LAMELLES · ETANCONS-PILES · ETANCONS
HYDRAULIQUES · BELES ARTICULEES
"VANWERSCH" ACCESSOIRES

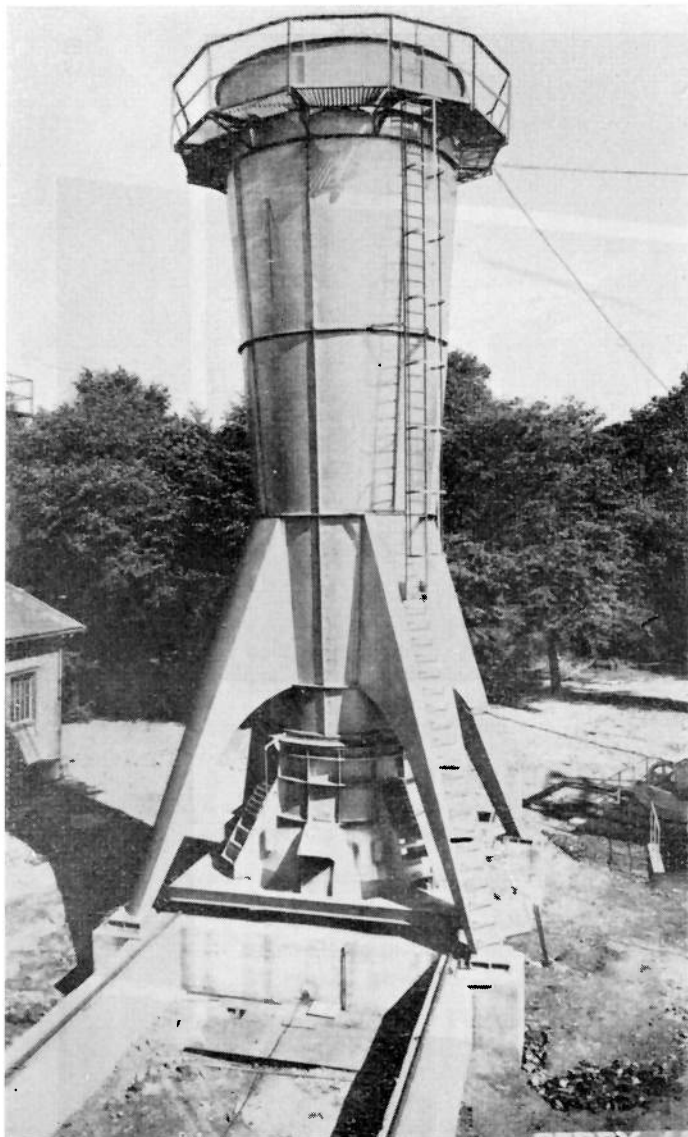


RHEINSTAHL WANHEIM GMBH
DUISBURG-WANHEIM

Représenté en Belgique par:

A. LAHOU S.P.R.L. - DIEST

Téléphone: 013-313.80



BERRY

VENTILATEURS

centrifuges
et axiaux à pales orientables en
marche, pour aérage des Mines et
pour Centrales thermiques

Locomotives DIESEL

de 15 à 200 ch

Epuration Pneumatique

des Minerais, Produits de la Pierre,
et Charbons

Etablissements BERRY

77, rue de Mérode

BRUXELLES 6 - Tél. 37.16.22

Ventilateur de mine à axe vertical : le groupe moteur-ventilateur
peut être remplacé par sa réserve en 7 minutes (Auchel)

LES EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES R. LOUIS

sont à la disposition des auteurs pour
l'édition, à des conditions très intéressantes,
de leurs mémoires et ouvrages divers.

rue Borrens, 37-41, Bruxelles 5
Téléphones : 48.27.84 - 47.38.52



PROBLEME
POSE :

**Amélioration de la rentabilité
en veines difficiles**



SOLUTION : **Rabot ancre Westfalia'**



Particularité :

Les chaînes sont reportées côté remblai. Les deux brins sont protégés par un capot.

Avantages :

Faible encombrement du corps de rabot.

Réduction de l'intervalle entre blindé et front en raison de la suppression des tubes de guidage.

Excellent abatage du massif car l'effort de traction de la chaîne s'exerce sur un petit nombre de couteaux.

Amélioration de la granulométrie en raison de l'absence de chaîne libre dans l'intervalle entre blindé et front.

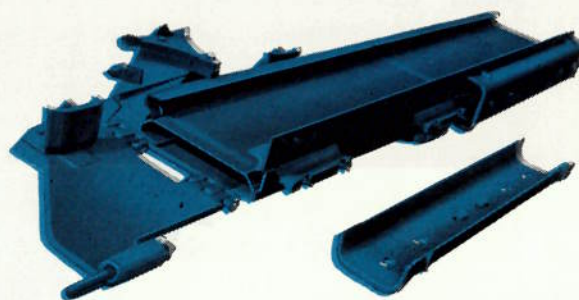
Meilleure adaptation du corps articulé pour suivre les irrégularités du mur.

Report côté remblai de tous les organes moteurs.

Réduction du recul du convoyeur au passage du rabot.

Convient spécialement pour :

- des veines minces
- des veines à épontes difficiles
- des veines pentées.



WESTFALIA LÜNEN

Agence générale pour la Belgique :

CBM

COMPAGNIE BELGE DE MATERIEL MINIER ET INDUSTRIEL
SOCIETE ANONYME

Rue A. Degrâce
FRAMERIES (Belgique)

SECOMA

PHOTO HUGUES

Jumbo hydraulique sur pneus
avec foreuses hydrauliques
sur glissières à longue course
pour abatage et boulonnage
dans une mine de fer lorraine.

*550 appareils en service
à ce jour.*

274 cours Emile Zola
VILLEURBANNE (Rhône)
Tél. : 84-74-01 (3 lignes)

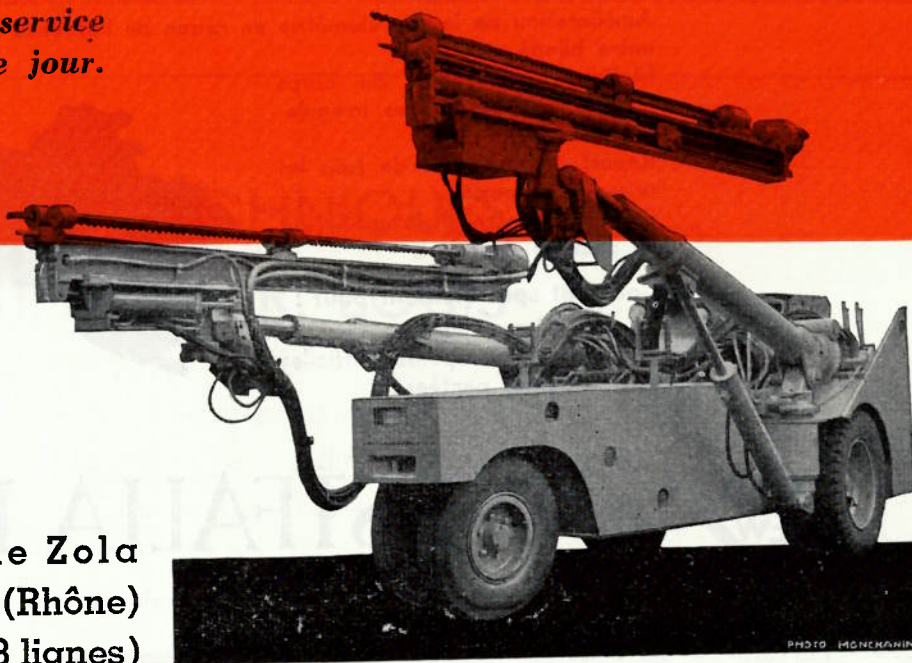


PHOTO MONCKANIN

SECOMA, Agence PARIS et EXPORTATION, 89, rue Faubourg St-Honoré, PARIS 8^e
Tél. : BALZAC 38.05 (3 lignes groupées)

HAUTS FOURNEAUX ET FONDERIES DE ET A LA LOUVIERE

Société Anonyme - BELGIQUE

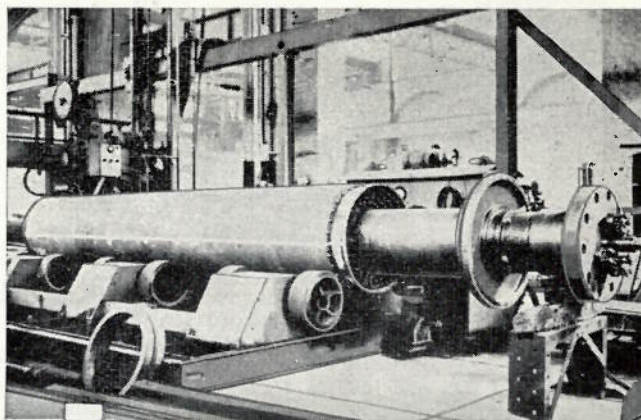
✕

TUYAUX EN FONTE CENTRIFUGEE, PIECES DE
RACCORDS ET APPAREILS POUR DISTRIBU-
TIONS D'EAU ET DE GAZ — TOUTES TUYAU-
TERIES EN FONTE — FONTES SPECIALES —
TUYAUTERIES DE DESCENTE DE SCHISTES
POUR REMBLAYAGE EN FONTE RESISTANT
A L'ABRASION (REFERENCES)

✕

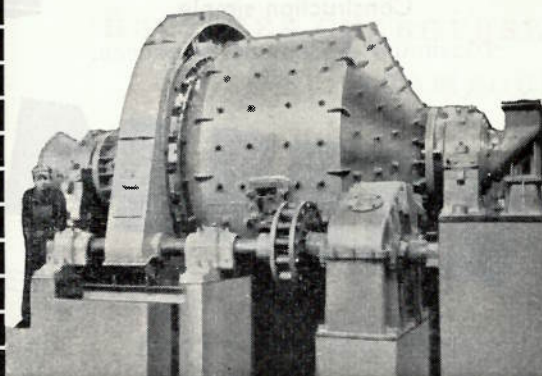
Adresse télégraphique : TUYOS-LA LOUVIERE

Téléphones : LA LOUVIERE (064) 2 lignes - 223.68 et 230.55



ÉCHANGEUR DE TEMPÉRATURE

MÉCANIQUE GÉNÉRALE
CHAUDRONNERIE
FONDERIE
TURBINES A VAPEUR (Types Meuse et Rateau)
TURBINES HYDRAULIQUES (Licence Charmilles)



BROYEUR "HARDINGE"

MATÉRIEL DE MINES ET DE MÉTALLURGIE
MACHINES POUR LE TRAVAIL DE LA TOLE
MATÉRIEL DE GLACERIES (Type Sambre)
LOCOMOTIVES - MOTEURS DIESEL
ÉNERGIE NUCLÉAIRE



Fondée en 1835

SOCIÉTÉ ANONYME DES
ATELIERS DE CONSTRUCTION DE

LA MEUSE

Sclessin - Liège • Tél. (04) 52.00.30

Société Anonyme des Ateliers

F. BRASSEUR

S.A. au capital de 2.400.000 N.F.

184, avenue de Liège
VALENCIENNES

Tél.: 46.43.47

(Nord) FRANCE

✕

TREUILS de HALAGE

et de

RACLAGE

toutes puissances

RAVANCEURS - POUSSEURS

hydro-électriques

MOTEURS

à air comprimé
de 0,5 à 60 cv.

✕

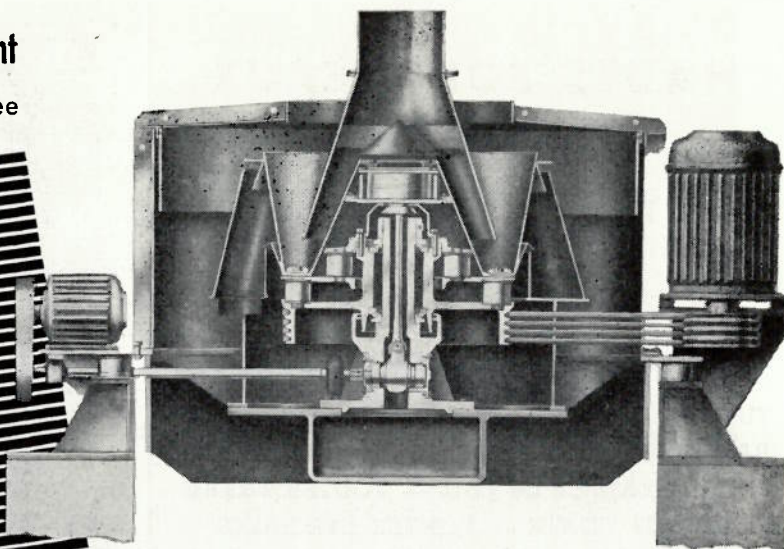
MATERIELS BREVETES ET STANDARDISES

L'ESSOREUSE à panier-tamis oscillant
pour service continu est d'une économie inégalée

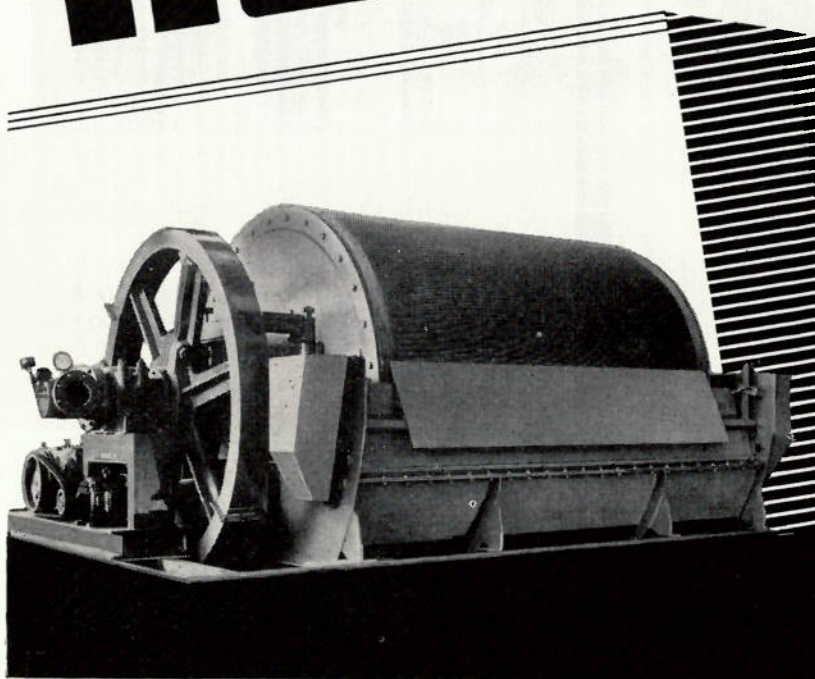
Vibrations axiales du panier rotatif,
Aucune partie
mécanique pour le déchargement,
Pas de formation de bris dans l'essoreuse. Effet d'essorage optimum,
Rendement en solides jusqu'à 98%,
rendement spécifique élevé jusqu'à
100 to/h.

Consommation réduite (env. 0,2 kWh/to)

Construction simple,
Maximum de sécurité de service.



HUMBOLDT



Construction robuste, d'une parfaite
sécurité en service,
Rendement spécifique et degré de
filtrage maximum,
Vide élevé pour une puissance de
pompe minimum,
Enlèvement complet du tourteau sans
nouvelle humidification,
Economie incomparable.

FILTRE à vide à tambour

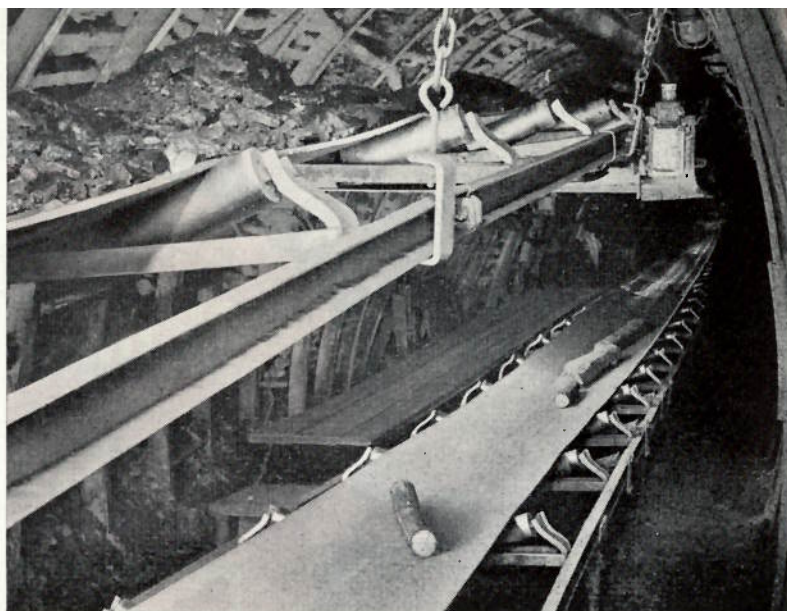
sans cellules, aux avantages inégalés :



91, RUE DES PALAIS - BRUXELLES
TELEPHONE : 15.49.05 - (5 Lignes)

Pour la République du Congo : « Deutz-Congo »

Eickhoff



HAVEUSES

**HAVEUSES-CHARGEUSES
A TAMBOUR**

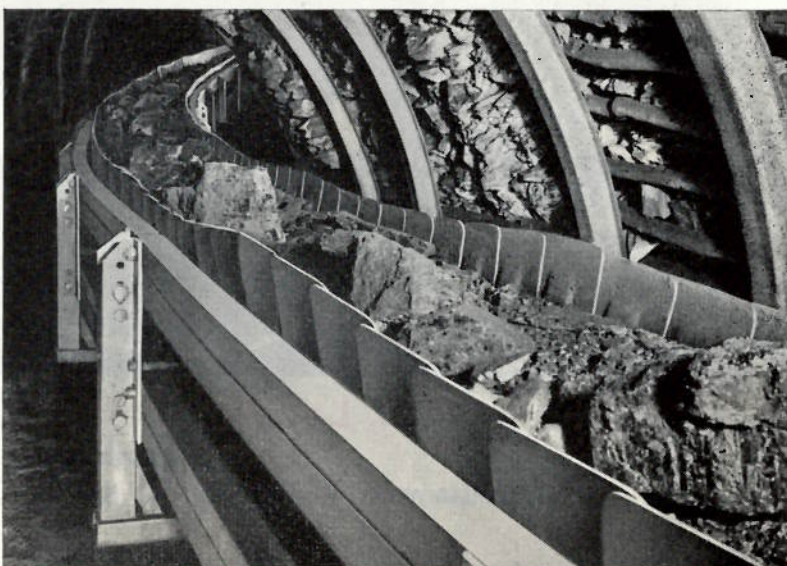
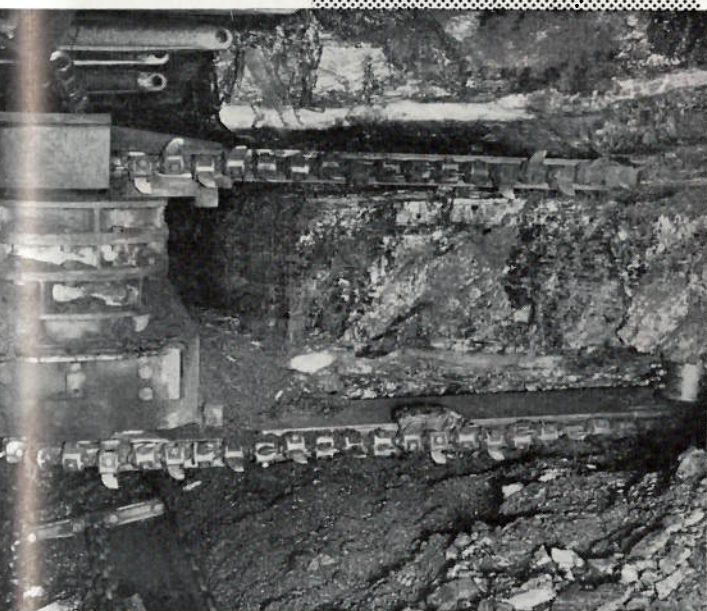
**CONVOYEURS BLINDES
A DOUBLE CHAÎNE**

MOTEURS A CHEVRONS

CONVOYEURS A COURROIE

CONVOYEURS A ECAILLES

REDUCTEURS

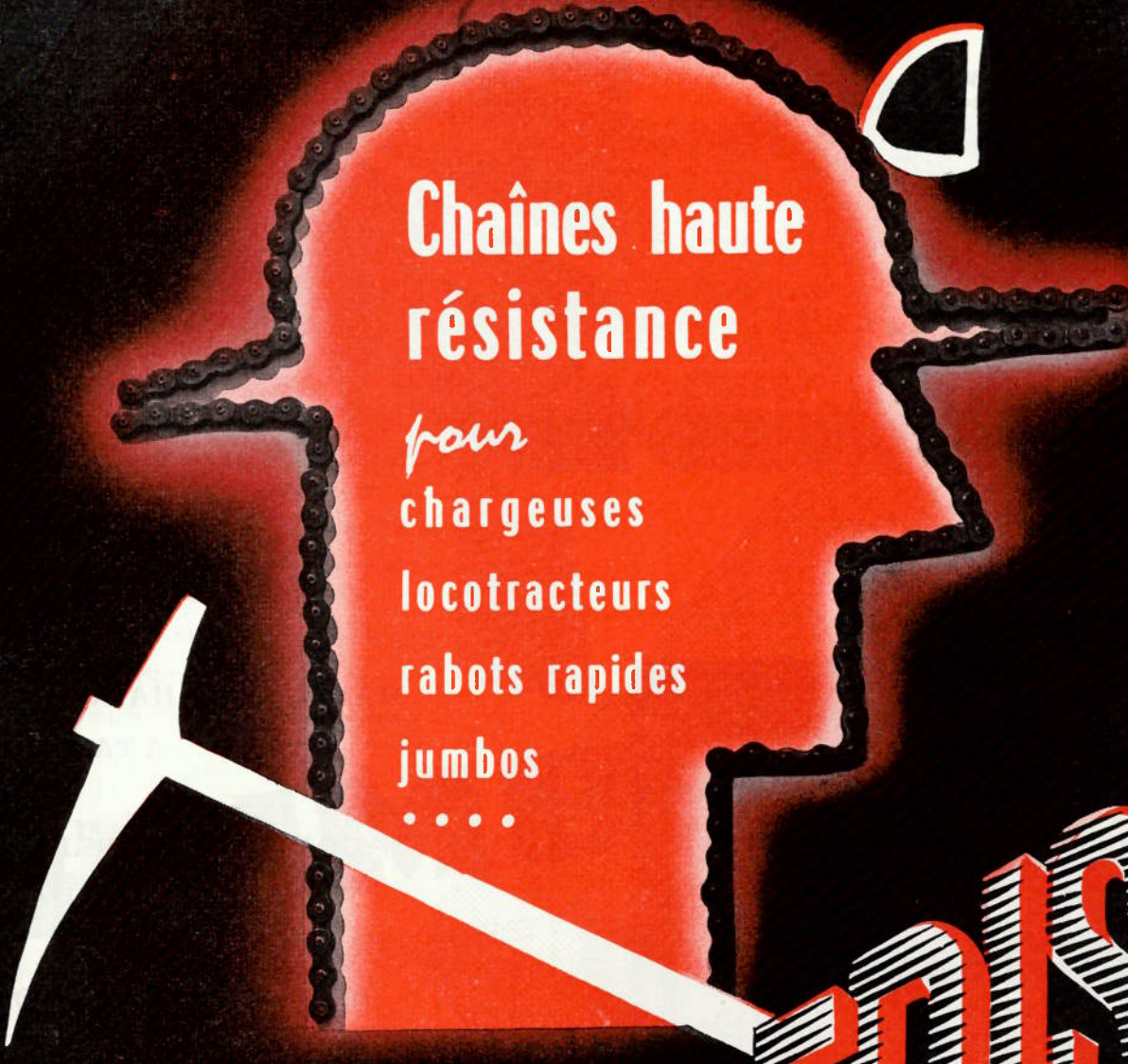


Représentant:

**G. Forthomme, 101, rue de Marcinelle,
Couillet (Hainaut), Tel. 36 19 06**

Importateurs exclusifs:

**Société-Electro-Industrielle (SEI)
6, rue des Augustins, Liège, Tel. 32 19 45**



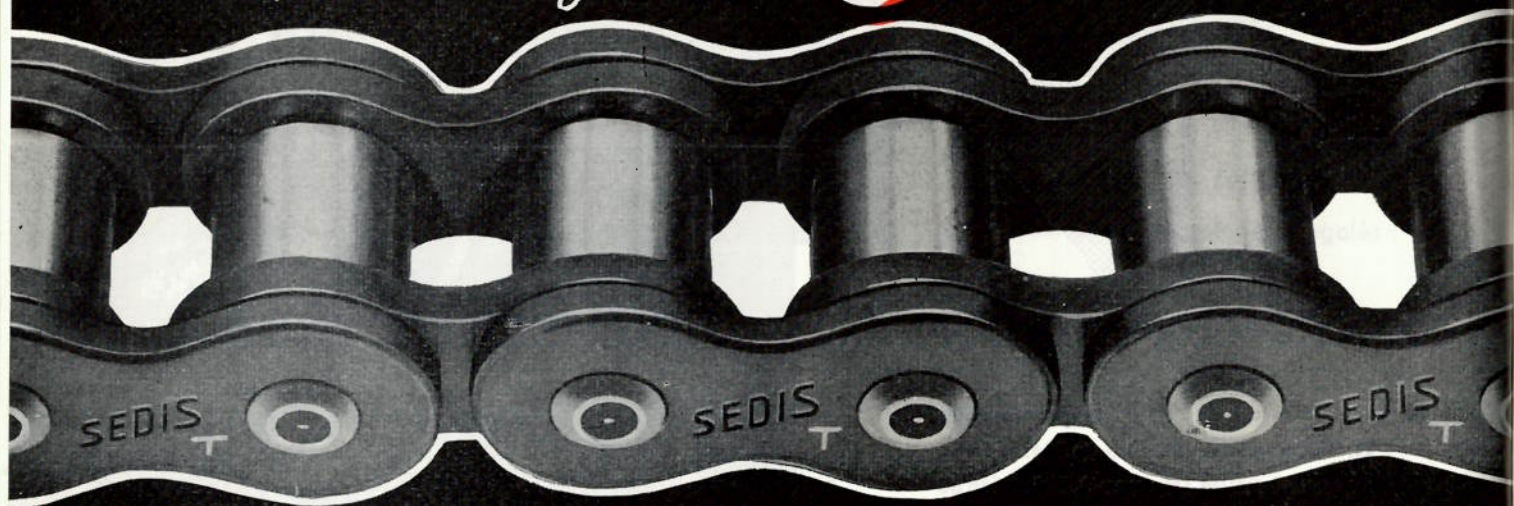
Chaînes haute résistance

pour
chargeuses
locotracteurs
rabots rapides
jumbos
.....

*Au service du
mineur belge*

SEDIS

DOCUMENTATION S.B. SUR DEMANDE



102, rue Danton, Levallois-Perret (Seine) - Tél.: PER. 45-22 à 45-26

Distributeur - Stockiste :

Etablissements VERMEIRE, 63, rue du Centre, VERVIERS - Tél. (087) 241.21

AEG

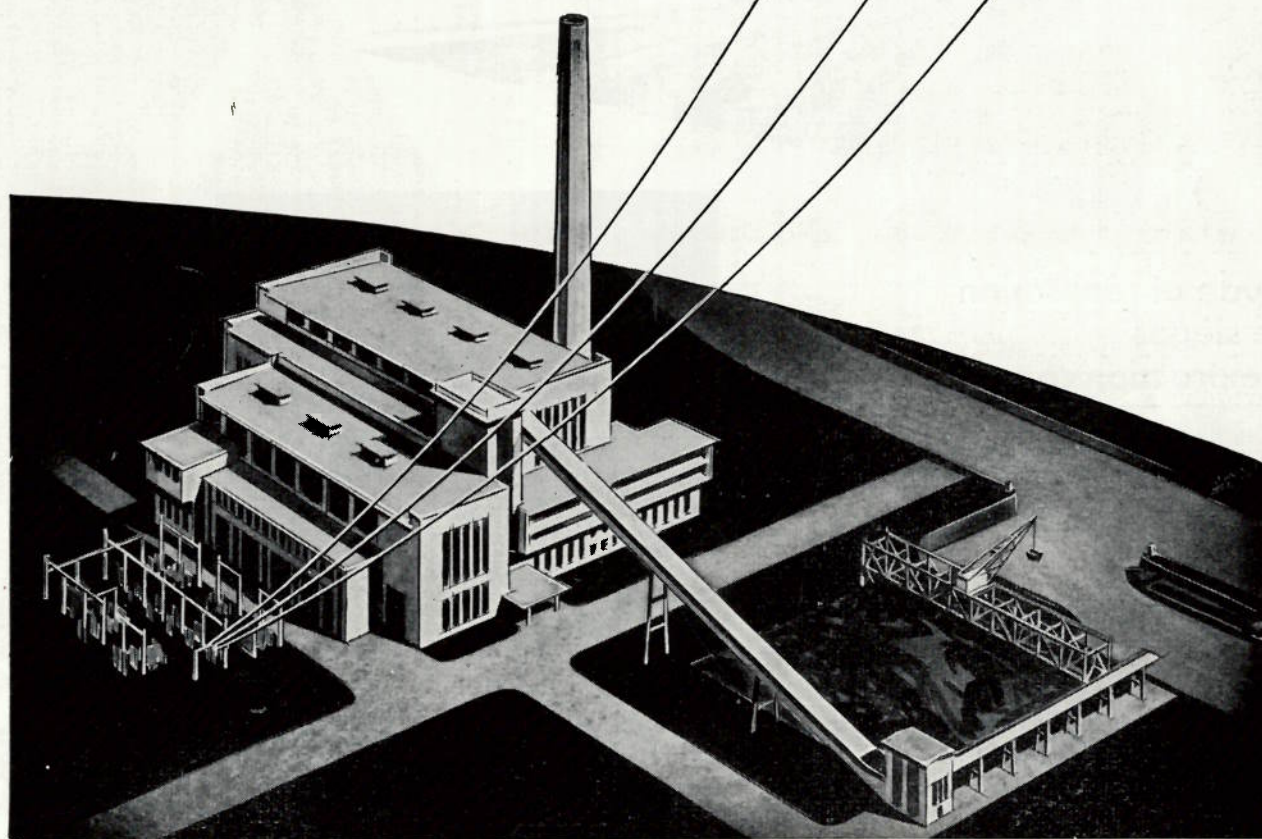
CENTRALES THERMIQUES

La consommation d'énergie électrique augmente chaque année d'environ 7 %, ce qui nécessite l'agrandissement continu des centrales existantes et la construction de nouvelles centrales.

Depuis 70 ans, l'**AEG** étudie et construit des centrales thermiques aussi bien pour le secteur public que pour l'industrie privée.

La puissance des centrales thermiques réalisées par l'**AEG** dans toutes les parties du monde atteint environ 4 millions de KW.

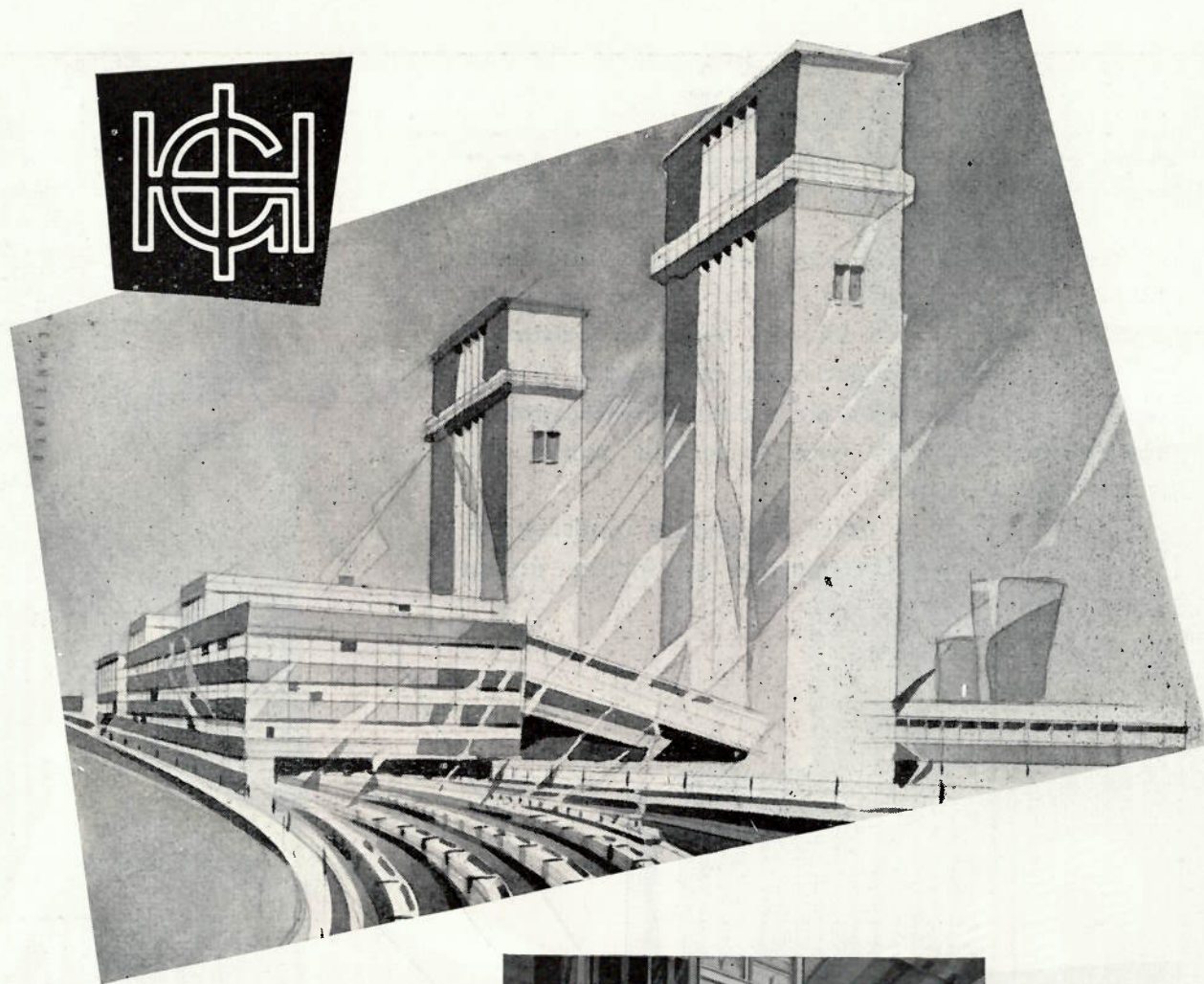
Consultez donc l'**AEG**.



SOCIÉTÉ GÉNÉRALE D'ÉLECTRICITÉ

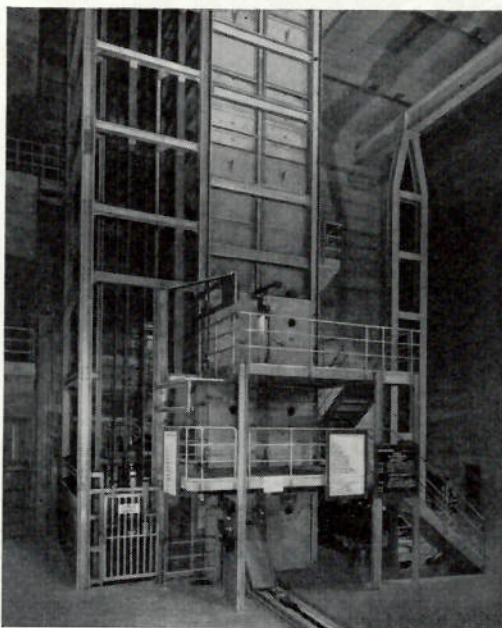
40, rue Souveraine, Bruxelles
Tél. 13.39.70 (10 l.)

REPRÉSENTATION GÉNÉRALE POUR LA BELGIQUE



Etude et réalisation de sièges d'extraction complets

Chevalements
Tours d'extraction
Molettes
Machines d'extraction,
mono- et multicâble
Attaches de câble
Cages et Skips
Circuits de roulage
Sas à air
Berlines de grande capacité
Soutènement métallique,
pour tailles et galeries
Turbocompresseurs
Compresseurs hélicoïdaux



Sas à air à la surface,
à commande électrique des portes
dépression 400 mm CE.

GUTEHOFFNUNGSHÜTTE

STERKRADE AKTIENGESellschaft · USINES DE STERKRADE · ALLEMAGNE

Agents exclusifs Belgique
et Congo

S. A. SABEMI, 36, place du 20 août, Liège. Tél. 23.27.71

Tout le matériel pour les **TRANSMISSIONS**
au jour et au fond

Généphone
Généphone
Généphone



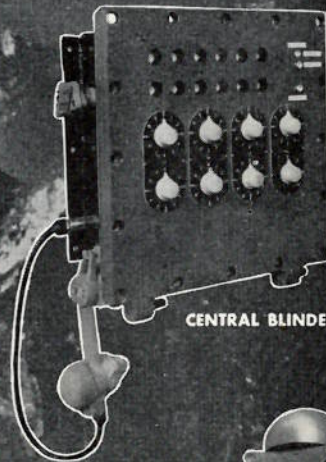
poste autogénérateur blindé,
avec appel
G 201M



G 159
Poste mural
autogénérateur

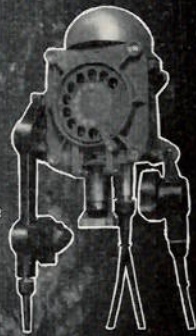


G 201
Poste autogénérateur
étanche avec appel



CENTRAL BLINDE

G 225
Poste automatique



Généphone

Matériel téléphonique et de signalisation

BLINDÉ • ÉTANCHE • ANTIDÉFLAGRANT • DE SÉCURITÉ INTRINSÈQUE

S^{TE} D'ELECTRONIQUE ET D'AUTOMATISME

138. Boulevard de Verdun — COURBEVOIE (Seine) — DÉF. 41-20



Agent exclusif auprès des Charbonnages de Belgique : Etablissements BEAUPAIN, 105, rue de Serbie - LIEGE
Agent exclusif pour le Congo et le Ruanda-Urundi : Bureau Technique BIA, BRUXELLES - LEOPOLDVILLE - ELISABETHVILLE

L'ILLUSTRATION TECHNIQUE

SOCIETE DES MINES ET FONDERIES DE ZINC DE LA

VIEILLE - MONTAGNE

Société Anonyme

Direction générale : ANGLEUR

Téléph. : Liège (04) 65.38.00

Telex : Liège (04) 256

ZINC & PLOMB

sous toutes leurs formes

Cd - Ag - Hg - Bi - Tl - As

■ Blanc de Zinc

■ Poussière de Zinc

■ Acide Sulfurique

■ Sulfate de Cuivre

■ Sulfate de Thallium

■ Arséniate de Chaux

Produits spéciaux (de qualité électronique) : **GERMANIUM-SILICIUM**

PRODUITS HYPERPURS :

Zn - Pb - Cd - Hg - Bi - As - Tl - TlI - TlCl - ZnBr₂

CRIBLA S.A.

12, boulevard de Berlaimont, BRUXELLES 1

Tél. 18.47.00 (6 lignes)

MANUTENTION - PREPARATION

MINERAL - CHARBON

COKE - CIMENT - etc.

ENTREPRISES GENERALES

mines - carrières - industrie

ETUDES ET INSTALLATIONS INDUSTRIELLES COMPLETES

SAUVETAGE Ou SECURITE

Appareils
de sauvetage



EXCLUSIVITE



BELGIQUE ET Gd-DUCHE

S. A.
ANCIENS

Ets ANTHONY BALLINGS

6, avenue Georges Rodenbach, Bruxelles 3 - Tél. : 15.09.12 - 15.09.22



Détecteur de gaz
19/31

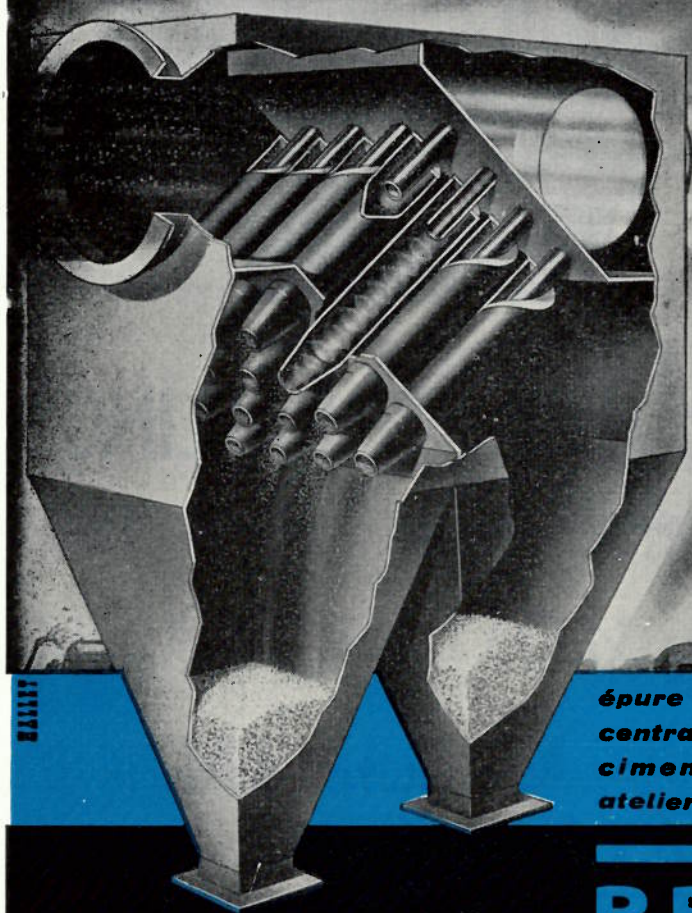
Consultez-nous !

Votre sécurité

c'est notre métier

TUBIX

Dépoussiéreur à tubes cyclones



*épure les fumées, assainit l'atmosphère :
centrales électriques, charbonnages, métallurgie
cimenteries, carrières, industrie chimique,
ateliers, etc.*

SOCIÉTÉ BELGE

PRAT-DANIEL

BRUXELLES

11^A, Square de Meeus

Tél. : 11.66.29

AUTRES SPÉCIALITÉS : VENTILATEURS CENTRIFUGES DE TOUTES
PUISSANCES A RENDEMENT ÉLEVÉ, TIRAGE MÉCANIQUE

Annales des Mines

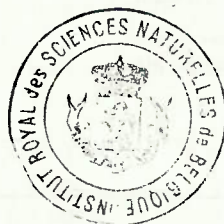
DE BELGIQUE



Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

P 1273



Direction - Rédaction :
INSTITUT NATIONAL DE
L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

Directie - Redactie :
NATIONAAL INSTITUUT VOOR
DE STEENKOLENNIJVERHEID

LIEGE, 7, boulevard Frère-Orban — Tél. 32.21.98

Renseignements statistiques. — Journée d'information sur le soutènement marchant en Belgique : Exposés par MM. Liégeois, Vanderputte, Stassen et discussion. — A. Houberechts : L'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines en 1961. — A. Vandenheuvel : Statistique sommaire 1960 - Beknopte statistiek 1960. — Tableau des mines de houille 1961 - Lijst der steenkolenmijnen 1961. — Inchar : Revue de la littérature technique.

COMITE DE PATRONAGE

- MM. H. ANCIAUX, Inspecteur général honoraire des Mines, à Wemmel.
- L. BRACONIER, Administrateur-Directeur-Gérant de la S.A. des Charbonnages de la Grande Bacnure, à Liège.
- L. CANIVET, Président Honoraire de l'Association Charbonnière des Bassins de Charleroi et de la Basse-Sambre, à Bruxelles.
- P. CELIS, Président de la Fédération de l'Industrie du Gaz, à Bruxelles.
- P. CULOT, Président de l'Association Houillère du Couchant de Mons, à Mons.
- P. DE GROOTE, Ancien Ministre, Commissaire Européen à l'Energie Atomique.
- L. DEHASSE, Président d'Honneur de l'Association Houillère du Couchant de Mons, à Bruxelles.
- A. DELATTRE, Ancien Ministre, à Pâturages.
- A. DELMER, Secrétaire Général Honoraire du Ministère des Travaux Publics, à Bruxelles.
- N. DESSARD, Président d'Honneur de l'Association Charbonnière de la Province de Liège, à Liège.
- P. FOURMARIER, Professeur émérite de l'Université de Liège, à Liège.
- L. GREINER, Président d'Honneur du Groupement des Hauts Fourneaux et Aciéries Belges, à Bruxelles.
- E. HOUBART, Président du Conseil d'Administration de la Fédération Professionnelle des Producteurs et Distributeurs d'Electricité de Belgique, à Bruxelles.
- L. JACQUES, Président de la Fédération de l'Industrie des Carrières, à Bruxelles.
- E. LEBLANC, Président de l'Association Charbonnière du Bassin de la Campine, à Bruxelles.
- J. LIGNY, Président de l'Association Charbonnière des Bassins de Charleroi et de la Basse-Sambre, à Marcinelle.
- A. MEILLEUR, Administrateur-Délégué de la S.A. des Charbonnages de Bonne Espérance, à Lambusart.
- A. MEYERS (Baron), Directeur Général Honoraire des Mines, à Bruxelles.
- I. ORBAN, Administrateur-Directeur Général de la S. A. des Charbonnages de Mariemont-Bascoup, à Bruxelles.
- G. PAQUOT, Président de l'Association Charbonnière de la Province de Liège, à Liège.
- O. SEUTIN, Directeur-Gérant Honoraire de la S. A. des Charbonnages de Limbourg-Meuse, à Bruxelles.
- R. TOUBEAU, Professeur Honoraire d'Exploitation des Mines à la Faculté Polytechnique de Mons, à Mons.
- P. van der REST, Président du Groupement des Hauts Fourneaux et Aciéries Belges, à Bruxelles.
- M. VAN LOO, Président du Comité de Direction de la Fédération Professionnelle des Producteurs et Distributeurs d'Electricité de Belgique, à Bruxelles.
- J. VAN OIRBEEK, Président de la Fédération des Usines à Zinc, Plomb, Argent, Cuivre, Nickel et autres Métaux non ferreux, à Bruxelles.

BESCHERMEND COMITE

- HH. H. ANCIAUX, Ere Inspecteur generaal der Mijnen, te Wemmel.
- L. BRACONIER, Administrateur-Directeur-Gerant van de N.V. « Charbonnages de la Grande Bacnure », te Luik.
- L. CANIVET, Ere-Voorzitter van de Vereniging der Kolennijnen van het Bekken van Charleroi en van de Beneden Samber, te Brussel.
- P. CELIS, Voorzitter van het Verbond der Gasnijverheid, te Brussel.
- P. CULOT, Voorzitter van de Vereniging der Kolennijnen van het Westen van Bergen, te Bergen.
- P. DE GROOTE, Oud Minister, Europees Commissaris voor Atoomenergie.
- L. DEHASSE, Ere-Voorzitter van de Vereniging der Kolennijnen van het Westen van Bergen, te Brussel.
- A. DELATTRE, Oud-Minister, te Pâturages.
- A. DELMER, Ere Secretaris Generaal van het Ministerie van Openbare Werken, te Brussel.
- N. DESSARD, Ere-Voorzitter van de Vereniging der Kolennijnen van de Provincie Luik, te Luik.
- P. FOURMARIER, Emeritus Hoogleraar aan de Universiteit van Luik, te Luik.
- L. GREINER, Ere-Voorzitter van de « Groupement des Hauts Fourneaux et Aciéries Belges », te Brussel.
- E. HOUBART, Voorzitter van de Bedrijfsfederatie der Voortbrengers en Verdelers van Electriciteit in België, te Brussel.
- L. JACQUES, Voorzitter van het Verbond der Groeven, te Brussel.
- E. LEBLANC, Voorzitter van de Kolennijn-Vereniging van het Kempisch Bekken, te Brussel.
- J. LIGNY, Voorzitter van de Vereniging der Kolennijnen van het Bekken van Charleroi en van de Beneden Samber, te Marcinelle.
- A. MEILLEUR, Afgevaardigde-Beheerder van de N.V. « Charbonnages de Bonne Espérance », te Lambusart.
- A. MEYERS (Baron), Ere Directeur generaal der Mijnen, te Brussel.
- I. ORBAN, Administrateur-Directeur Generaal van de N.V. « Charbonnages de Mariemont-Bascoup », te Brussel.
- G. PAQUOT, Voorzitter van de Vereniging der Kolennijnen van de Provincie Luik, te Luik.
- O. SEUTIN, Ere Directeur-Gerant van de N.V. der Kolennijnen Limburg-Maas, te Brussel.
- R. TOUBEAU, Ere-Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Polytechnische Faculteit van Bergen, te Bergen.
- P. van der REST, Voorzitter van de « Groupement des Hauts Fourneaux et Aciéries Belges », te Brussel.
- M. VAN LOO, Voorzitter van het Bestuurscomité der Voortbrengers en Verdelers van Electriciteit in België, te Brussel.
- J. VAN OIRBEEK, Vorzitter van de Federatie der Zink-, Lood-, Zilver-, Koper-, Nikkel- en andere non-ferro Metalenfabrieken, te Brussel.

COMITE DIRECTEUR

- MM. A. VANDENHEUVEL, Directeur Général des Mines, à Bruxelles, Président.
- J. VENTER, Directeur de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière, à Liège, Vice-Président.
- P. DELVILLE, Directeur Général de la Société « Evence Coppée et Cie », à Bruxelles.
- C. DEMEURE de LESPAL, Professeur d'Exploitation des Mines à l'Université Catholique de Louvain, à Sirault.
- H. FRESON, Inspecteur Général des Mines, à Bruxelles.
- P. GERARD, Directeur Divisionnaire des Mines, à Hasselt.
- H. LABASSE, Professeur d'Exploitation des Mines à l'Université de Liège, à Liège.
- J.M. LAURENT, Directeur Divisionnaire des Mines, à Jumet.
- G. LOGELAIN, Inspecteur Général des Mines, à Bruxelles.
- P. RENDERS, Directeur à la Société Générale de Belgique, à Bruxelles.

BESTUURSCOMITE

- HH. A. VANDENHEUVEL, Directeur Generaal der Mijnen, te Brussel, Voorzitter.
- J. VENTER, Directeur van het Nationaal Instituut voor de Steenkolennijverheid, te Luik, Onder-Voorzitter.
- P. DELVILLE, Directeur Generaal van de Vennootschap « Evence Coppée et Cie », te Brussel.
- C. DEMEURE de LESPAL, Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Katholieke Universiteit Leuven, te Sirault.
- H. FRESON, Inspecteur Generaal der Mijnen, te Brussel.
- P. GERARD, Divisiendirecteur der Mijnen, te Hasselt.
- H. LABASSE, Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Universiteit Luik, te Luik.
- J.M. LAURENT, Divisiendirecteur der Mijnen, te Jumet.
- G. LOGELAIN, Inspecteur Generaal der Mijnen, te Brussel.
- P. RENDERS, Directeur bij de « Société Générale de Belgique », te Brussel.

ANNALES DES MINES

DE BELGIQUE

N° 5 — Mai 1961

ANNALEN DER MIJNEN

VAN BELGIE

Nr 5 — Mei 1961

Direction-Rédaction :

**INSTITUT NATIONAL
DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE**

LIEGE, 7, boulevard Frère-Orban - Tél. 32.21.98

Directie-Redactie :

**NATIONAAL INSTITUUT
VOOR DE STEENKOLENNIJVERHEID**

Sommaire — Inhoud

Renseignements statistiques belges et des pays limitrophes 462

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE JOURNEE D'INFORMATION SUR LE SOUTÈNEMENT MARCHANT EN BELGIQUE Lundi 20 février 1961, à Liège (fin)

R. LIEGEOIS. — Mesures effectuées en Belgique dans les tailles équipées de soutènement marchant 467
J. VANDERPUTTE. — Le soutènement marchant en gisements inclinés jusque 25-30°. — Le matériel actuellement disponible 487
P. STASSEN. — Conclusions 497
Discussion 511

INSTITUT D'HYGIENE DES MINES

A. HOUBERECHTS. — L'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines au cours de l'année 1960 529

STATISTIQUES

A. VANDENHEUVEL. — L'industrie charbonnière belge pendant l'année 1960. — Statistique sommaire et résultats provisoires 577
De Belgische steenkolenmijnverheid tijdens het jaar 1960. — Beknopte statistiek en voorlopige uitslagen 577

ADMINISTRATION DES MINES

Tableau des mines de houille en activité en Belgique au 1^{er} janvier 1961 601
Lijst der inbedrijfzijnde steenkolenmijnen in België op 1 januari 1961 601

BIBLIOGRAPHIE

INICHAR. — Revue de la littérature technique 620
Divers 634

Reproduction, adaptation et traduction autorisées en citant le titre de la Revue, la date et l'auteur.

EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABOONNEMENTEN - ADVERTENTIEEN

BRUXELLES 5 • EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES • BRUSSEL 5

Rue Borrens, 37-41 - Borrensstraat — Tél. 48.27.84 - 47.38.52

MENSUEL - Abonnement annuel : Belgique : 450 F - Etranger : 500 F

MAANDELIJKS - Jaarlijks abonnement : België : 450 F - Buitenland : 500 F

BASSINS MINIERES	Périodes	Production totale (Tonnes)	Consommation propre au personnel et fournitures (Tonnes) (1)	Stock (Tonnes)	Jours ouvrés (2)	PERSONNEL										Grisou capté valorisé (6)				
						Nombre moyen d'ouvriers			Indices (3)			Rendement (kg)		Présences % (4)			Mouvement de la main-d'œuvre (5)			
						à veine	Fond	et surface	Veine	Taille	Fond	et surface	Fond	et surface	Fond		et surface	Belge	Etrangère	Totale
Borinage	• • • •	107.080	22.068	814.187	13,20	—	5.790	7.928	—	0,305	0,774	1,111	1,292	900	70,01	74,07	108	54	162	455,765
Centre	• • • •	68.483	38.727	598.792	9,36	—	5.828	7.913	—	0,327	0,889	1,303	1,125	768	80,20	82,09	54	80	134	735,792
Charleroi	• • • •	231.667	53.374	2.199.938	11,57	—	13.400	19.138	—	0,287	0,750	1,136	1,334	880	78,42	80,47	165	381	546	1.318,338
Liège	• • • •	113.280	26.678	445.955	9,58	—	9.142	12.639	—	0,316	0,887	1,308	1,128	764	82,90	85,01	55	126	181	—
Campine	• • • •	817.834	76.401	2.432.604	21,13	—	22.801	30.822	—	0,212	0,597	0,815	1,675	1.227	88,89	90,59	10	45	55	2.653,881
Le Royaume	• • • •	1.338.344	217.248	6.491.476	14,74	—	58.031	79.545	—	0,247	0,677	0,961	1,477	1.041	82,20	84,34	392	686	1.078	5.163,776(8)
1960 Décembre	• • • •	1.731.432	227.547	6.565.231	18,92	—	58.043	79.761	—	0,251	0,656	0,920	1.524	1.087	81,44	83,94	141	306	447	6.470.019(8)
Novembre	• • • •	2.014.739	240.460	6.678.078	22,34	—	59.405	81.701	—	0,261	0,668	0,929	1.497	1.077	80,91	83,62	252	307	559	6.627.377(8)
Janvier	• • • •	1.904.360	268.496	7.340.747	19,76	—	69.866	95.407	—	0,285	0,750	1,049	1.334	953	82,77	84,76	581	545	1.126	7.351.292(8)
Moyenne mensuelle	• • • •	1.872.113	224.955	6.565.231(7)	20,50	—	62.272	85.894	—	0,268	0,700	0,983	1.430	1.018	81,30	83,81	753	745	1.498	5.819,185
1959	»	1.896.401	237.056	7.496.188(7)	18,73	—	77.816	105.855	0,14	0,31	0,79	1,10	1.262	907	85,43	87,31	739	825	1.564	7.122,516
1958	»	2.255.186	258.297	6.928.346(7)	21,27	—	76.964	104.669	0,14	0,34	0,87	1,19	1.153	842	85,92	87,80	141	802	943	8.153,611
1956	»	2.455.079	254.456	179.157(7)	23,43	13.666	82.537	112.943	0,16	0,35	0,86	1,19	1.156	838	84,21	86,29	357	300	657	7.443,776
1954	»	2.437.393	270.012	2.806.020(7)	24,04	17.245	86.378	124.579	0,16	0,38	0,91	1,27	1.098	787	83,53	85,91	63	528	591	4.604,060
1952	»	2.532.030	199.149	1.678.220(7)	24,26	18.796	98.254	135.696	0,18	0,40	0,99	1,44	1.014	696	78	81	97	7	104	3.702,887
1950	»	2.276.735	220.630	1.041.520(7)	24,42	18.543	94.240	135.851	0,19	0,40	0,99	1,44	878	610	—	—	—	—	—	—
1948	»	2.224.261	229.373	840.340(7)	24,20	19.519	102.081	145.366	0,21	0,40	0,99	1,44	1.085	753	—	—	—	—	—	—
1938	»	2.465.404	205.234	2.227.260(7)	24,20	18.739	91.945	131.241	0,18	0,37	0,92	1,33	1.085	528	—	—	—	—	—	—
1913	»	1.903.466	187.143	955.890(7)	24,10	24.844	105.921	146.084	0,32	0,37	1,37	1,89	731	—	—	—	—	—	—	—
1961 Sem. du 5 au 11.6	• • • •	459.904	—	6.258.757	5,47	—	48.506	68.101	—	—	0,637	0,898	1.567	1.113	67,67	71,59	—	—	327	—

N. B. — (1) A partir de 1954, cette rubrique comporte : d'une part, tout le charbon utilisé pour le fonctionnement de la mine, y compris celui transformé en énergie électrique; d'autre part, tout le charbon distribué gratuitement ou vendu à prix réduit aux mineurs en activité ou retraités. Ce chiffre est donc supérieur aux chiffres correspondants des périodes antérieures.

(2) A partir de 1954, il est compté en jours ouvrés, les chiffres se rapportant aux périodes antérieures expriment toujours des jours d'extraction.

(3) Nombre de postes effectués divisés par la production individuelle, motivée ou non, les chiffres des périodes antérieures gardent leur portée plus étendue.

(4) A partir de 1954, ne concerne plus que les absences individuelles, motivées ou non, les chiffres des périodes antérieures gardent leur portée plus étendue.

(5) Différence entre les nombres d'ouvriers inscrits au début et à la fin du mois.

(6) En m³ à 8.500 Kcal. 0° C 760 mm de Hg.

(7) Stock fin décembre.

(8) Dont environ 5 % non valorisés.

PERIODES																			
	Secteur domestique	Administrations publiques	Cokeries	Usines à gaz	Fabriques d'agglomérés	Centrales électriques	Siderurgie	Constructions métalliques	Métaux non ferreux	Produits chimiques	Chemins de fer et Vicinaux	Textiles	Industries alimentaires	Carrières et industries dérivées	Cimenteries	Papeteries	Autres industries	Exportation	Total du mois
1961	297.758	14.961	307.196	—	80.133	179.335	6.368	7.785	17.393	13.954	49.157	5.103	15.747	20.329	14.762	13.452	16.979	135.796	1.196.208
1960	261.363	12.342	569.906	—	76.318	261.964	10.384	9.525	31.274	17.465	56.725	8.103	16.594	32.298	38.643	13.312	22.048	199.289	1.637.553
Novembre	302.343	12.359	659.371	—	101.668	288.076	12.355	12.093	30.580	22.786	59.038	8.786	16.594	34.006	56.893	16.102	24.817	219.814	1.890.909
Janvier	295.202	19.827	626.313	—	107.124	277.772	13.238	14.218	26.834	23.043	61.567	7.485	17.282	35.211	38.762	19.301	31.012	154.962	1.790.328
Moyenne mensuelle	266.847	12.607	619.271	—	84.395	266.659	11.381	8.089	28.924	18.914	61.567	6.347	20.418	38.216	58.840	14.918	21.416	179.581	1.728.390
1959	255.365	13.537	562.701	86	78.777	243.019	10.245	7.410	24.783	25.216	64.286	4.890	17.478	38.465	45.588	13.703	26.599	179.876	1.612.024
»	264.116	12.348	504.042	286	81.469	174.610	10.228	8.311	24.203	23.771	72.927	5.136	22.185	41.446	32.666	14.885	18.030	226.496	1.537.155
1958	264.116	12.348	504.042	286	81.469	174.610	10.228	8.311	24.203	23.771	72.927	5.136	22.185	41.446	32.666	14.885	18.030	226.496	1.537.155
»	420.304	15.619	599.722	476	139.111	256.063	20.769	12.197	40.601	41.216	91.661	13.082	30.868	64.446	71.682	20.835	31.852	353.828	2.224.332
1956	415.609	14.360	485.878	1.733	109.037	240.372	24.211	12.299	40.485	46.912	114.348	14.500	30.707	61.361	62.818	19.898	30.012	465.071	2.189.610
»	415.609	14.360	485.878	1.733	109.037	240.372	24.211	12.299	40.485	46.912	114.348	14.500	30.707	61.361	62.818	19.898	30.012	465.071	2.189.610
1954	415.609	14.360	485.878	1.733	109.037	240.372	24.211	12.299	40.485	46.912	114.348	14.500	30.707	61.361	62.818	19.898	30.012	465.071	2.189.610
»	415.609	14.360	485.878	1.733	109.037	240.372	24.211	12.299	40.485	46.912	114.348	14.500	30.707	61.361	62.818	19.898	30.012	465.071	2.189.610
1952	480.657	14.102	—	708.921	—	275.218	34.685	16.683	30.235	37.364	123.398	17.838	26.645	63.591	81.997	15.475	60.800	209.060	2.196.669
»	480.657	14.102	—	708.921	—	275.218	34.685	16.683	30.235	37.364	123.398	17.838	26.645	63.591	81.997	15.475	60.800	209.060	2.196.669

[illegible]

(1) Pendant tout ou partie de l'année. (2) Stock fin décembre. (3) en hl.

(2) Stock fin décembre.

(3) en hl.

BELGIQUE

COKERIES

BELGIUM

BELGIOITE

FABRIQUES D'AGGLOMERES

1 JANVIER 1961

GENRE	PERIODE	GAZ (en 1.000 m ³) (1)				SOUS-PRODUITS (t)						
		Production	Consommation propre	Débit		Bras	Goudron brut	Ammoniaque (en sulfate)	Benzol	Huiles légères		
				Synthèse	Sidérurgie						Autres industries	Distributions publiques
Minères		27.167	13.690	9.655	—	167	9.907	—	1.880	580	465	—
Sidérurgiques		104.018	56.195	12.491	20.658	1.488	29.007	—	8.782	2.340	1.775	—
Autres		58.553	19.218	14.661	—	1.224	30.791	—	4.033	727	1.087	—
Le Royaume . . .		189.738	89.103	36.807	20.658	2.879	69.716	—	14.695	3.647	3.327	—
1960	Décembre	253.285	120.277	62.007	45.970	7.264	81.401	—	20.705	6.140	5.244	—
	Novembre	285.301	135.950	78.157	64.948	9.649	78.077	—	23.171	6.960	6.133	—
	Janvier	296.482	137.534	85.814	62.379	9.905	88.178	—	23.498	7.338	6.045	—
	Moy. mens. . . .	283.311	137.534	80.645	61.136	12.284	77.950	—	21.833	7.043	5.870	—
1959	»	268.514	126.057	82.867	57.436	7.817	73.576	—	21.541	6.801	5.562	—
1958	»	259.453	120.242	81.624	53.568	6.850	71.249	—	20.867	6.774	5.648	—
1956	»	267.439	132.244	78.704	56.854	7.424	72.452	—	20.628	7.064	5.569	—
1954	»	233.182	135.611	69.580	46.279	5.517	68.791	—	1.630	15.911	5.410	2.565
1952	»	229.348	134.183	67.460	46.434	3.496	62.714	—	2.320	17.835	6.309	4.618
1950	»	193.619	126.601	(2)	(2)	(2)	(2)	—	1.844	13.909	4.764	3.066
1948	»	105.334(3)	(2)	(2)	(2)	(2)	(2)	—	16.053	5.624	4.978	632
1938	»	75.334(3)	(2)	(2)	(2)	(2)	(2)	—	14.172	5.186	4.636	—

1) A 4.250 Kcal, 0° C et 760 mm Hg. (2) Non recensé. (3) Non utilisé à la fabrication du coke.

GENRE	Production (t)			Consommation propre (t)	Livraisons au personnel	Matières premières (t)		Ventes et cessions (t)	Stock (fin du mois)	Ouvriers occupés
	Boulets	Briques	Totale			Charbon	Brail			
Minères . . .	74.704	8.186	82.890	—	—	—	—	—	—	—
Indépend. . .	4.228	—	4.228	—	—	—	—	—	—	—
Le Royaume. .	78.932	8.186	87.118	16.432	82.517	6.881	83.429	18.312	465	—
1960 Déc. . . .	74.052	11.413	85.465	14.643	77.846	5.524	76.979	33.273	432	—
Nov.	88.260	17.486	105.746	17.858	100.255	8.140	88.191	41.961	428	—
Janv.	98.353	16.603	114.956	3.934	18.222	9.125	103.346	50.838	491	—
Moy. mens.	73.571	16.307	89.878	2.556	12.236	84.608	77.431	33.273 (1)	432	—
1959 » » »	66.246	17.236	83.482	12.031	82.475	6.309	68.637	61.384 (1)	450	—
1958 » » »	65.877	20.525	86.402	12.632	81.517	6.335	66.907	62.598 (1)	495	—
1956 » » »	116.258	35.994	152.252	12.954	142.121	12.353	133.542	4.684 (1)	647	—
1954 » » »	75.027	39.829	114.856	10.520	109.189	9.098	109.304	11.737 (1)	589	—
1952 » » »	71.262	52.309	123.571	103	115.322	10.094	119.941	11.737 (1)	638	—
1950 » » »	38.898	46.079	84.977	377	78.180	7.332	85.999	36.580 (1)	552	—
1948 » » »	27.014	53.834	80.848	—	74.702	6.625	—	—	563	—
1938 » » »	39.742	102.948	142.690	—	129.797	12.918	—	—	873	—
1913 » » »	—	—	217.387	—	197.274	—	—	—	1911	—

(1) Stock fin décembre.

PERIODE	Quantités reçues m³			Consommation totale y compris exportations (m³)	Stock à la fin du mois (m³)	Quantités reçues (t)			Consommation totale (t)	Stock à la fin du mois (t)	Exportations (t)
	Origine indigène	Importations	Total			Origine indigène	Importations	Total			
1961 Janvier . . .	16.583	—	16.583	28.320	229.694	5.358	—	5.358	6.881	19.519	(2)
1960 Décembre . . .	36.138	—	36.138	45.479	242.840	5.635	—	5.635	5.524	21.699	5.765
1960 Novembre . . .	45.080	—	45.080	53.629	252.725	6.912	—	6.912	8.140	22.106	4.283
1960 Janvier . . .	28.204	1.427	29.631	52.874	321.661	5.617	—	5.617	9.125	41.349	8.041
1960 Moy. mens. . .	43.010	674	43.684	50.608	242.840(1)	5.237	37	5.274	7.099	22.163(1)	3.501
1959 » » . . .	46.336	2.904	49.240	56.775	346.640(1)	3.342	176	3.518	6.309	44.919(1)	2.314
1958 » » . . .	50.713	7.158	57.871	71.192	448.093(1)	3.834	3.045	6.879	6.335	78.674(1)	2.628
1958 » » . . .	72.377	17.963	90.340	78.246	655.544(1)	7.019	5.040	12.059	12.125	51.022(1)	1.281
1956 » » . . .	67.128	1.693	68.821	87.385	428.456(1)	4.959	4.654	9.613	8.868	37.023(1)	2.468
1954 » » . . .	73.511	30.608	104.119	91.418	880.695(1)	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357(1)	2.014
1952 » » . . .	62.036	12.868	74.904	90.209	570.013(1)	5.052	1.577	6.629	7.274	31.325(1)	1.794

(1) Stock fin décembre. (2) Chiffres non disponibles.

BELGIQUE

METAUX NON FERREUX

DECEMBRE 1960

PERIODE	Produits bruts								Demi-finis		Ouvriers occupés
	Cuivre (t)	Zinc (t)	Plomb (t)	Etain (t)	Aluminium (t)	Antimoine, Cadmium, Cobalt, Nickel, etc. (t)	Total (t)	Argent, or, platine, etc. (kg)	A l'exception des métaux précieux (t)	Argent, or, platine, etc. (kg)	
1961 Janvier	21.120	18.734	8.089	495	182	423	49.046	34.425	16.338	1.568	16.544
1960 Décembre	20.188	20.649	8.492	642	200	437	50.608	39.061	23.099	2.159	16.587
1960 Novembre	18.916	20.809	8.670	730	218	425	49.768	39.823	21.431	1.943	16.403
1960 Janvier	15.077	19.919	7.666	687	273	319	43.941	35.276	19.149	1.973	15.256
1960 Moy. mens.	17.648	20.630	7.725	721	231	383	47.338	36.785	20.788	1.744	15.822
1959 » »	15.474	18.692	7.370	560	227	404	42.727	31.844	17.256	1.853	14.996
1958 » »	13.758	18.014	7.990	762	226	325	40.134	27.750	16.562	2.262	15.037
1956 » »	14.072	19.224	8.521	871	228	420	43.336	24.496	16.604	1.944	15.919(1)
1954 » »	12.809	17.726	5.988	965	140	389	38.018	24.331	14.552	1.850	15.447(1)
1952 » »	12.035	15.956	6.757	850	557	588	36.155	23.833	12.729	2.017	16.227
1950 » »	11.440	15.057	5.209	808	588	588	33.102	19.167	12.904	2.042	15.053

N. B. — Pour les produits bruts : moyennes trimestrielles mobiles. Pour les demi-produits : valeurs absolues.

(1) En fin d'année.

BELGIQUE

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	Produits bruts			Produits demi-finis		Aciers marchands	Profils et zorts (1 et 11 de plus re 80 mm)	Rails et accessoires
		Fonte	Acier Total	Fer de masse	Pour relamineurs belges	Autres			
1960 Décembre	53	407.299	435.841	4.093	36.933	56.039	111.071	8.421	3.651
1960 Novembre	53	568.193	605.809	5.110	49.171	91.947	146.746	15.556	6.042
1960 Octobre	53	585.938	638.330	6.054	51.709	94.665	163.611	17.390	3.572
1959 Décembre	50	554.824	603.811	6.064	73.079	55.702	155.841	19.511	6.404
1959 Moyenne mensuelle	50	497.085	536.452	5.428	57.631	39.668	148.271	16.608	6.204
1958 » »	49	459.927	500.950	4.939	45.141	52.052	125.502	14.668	10.536
1956 » »	51	480.840	525.898	5.281	60.829	20.695	153.634	23.973	8.315
1954 » »	47	345.424	414.378	3.278	109.559		113.900	15.877	5.247
				Fers finis					
1952 » »	50	399.133	422.281	2.772	97.171		116.535	19.939	7.312
				Acier					Rails, accés-soires, traverses
1950 » »	48	307.898	311.034	3.584	70.503		91.952	14.410	10.668
1948 » »	51	327.416	321.059	2.573	61.951		70.980	39.383	9.853
1938 » »	50	202.177	184.369	3.508	37.839		43.200	26.010	9.337
1913 » »	54	207.058	200.398	25.363	127.083		51.177	30.219	28.489

(1) Pour les années antérieures à 1958, cette rubrique comportait aussi les tubes sans soudure.

Importations (t)					Exportations (t)			
Pays d'origine	Charbons (t)	Cokes (t)	Agglomérés (t)	Lignite (t)	Destinations	Charbons (t)	Cokes (t)	Agglomérés (t)
Périodes		(1)						
Répartition								
Allemagne Occidentale . . .	128.521	6.037	10.265	7.459	Allemagne Occidentale . . .	2.363	486	100
France	21.175	20	150	—	France	33.744	28.687	5.899
Pays-Bas	53.771	4.442	11.430	264	Italie	13.264	4.556	180
					Luxembourg	2.321	19.282	460
Pays de la CECA	203.467	10.499	21.845	7.723	Pays-Bas	54.700	—	—
					Pays de la CECA	106.392	53.011	6.639
Allemagne Orientale	—	—	—	186	Autriche	1.045	220	85
Royaume-Uni	5.978	—	—	—	Danemark	5.991	4.167	—
Etats-Unis d'Amérique . . .	49.937	—	—	—	Irlande	15.229	—	—
U.R.S.S.	300	—	—	—	Norvège	795	657	—
Pays tiers	56.215	—	—	186	Suède	—	1.001	—
Ensemble janvier 1961 . . .	259.682	10.499	21.845	7.909	Suisse	6.344	—	60
					Divers	—	986	100
1960 Décembre	381.072	23.258	10.124	6.447	Pays tiers	29.404	7.031	245
Novembre	363.721	22.178	9.701	8.451	Ensemble janvier 1961 . . .	135.796	60.042	6.884
Octobre	289.388	19.897	5.859	8.535	1960 Décembre	199.289	56.777	11.120
Moyenne mensuelle	325.281	21.210	8.522	7.682	Novembre	219.814	94.117	16.639
Janvier	277.361	16.944	7.272	7.478	Octobre	229.655	106.507	20.186
Répartition :					Moyenne mensuelle	189.581	82.363	13.789
1) Secteur domestique . . .	133.457	1.638	21.845	7.909	Janvier	154.962	81.782	15.400
2) Secteur industriel . . .	135.113	8.878	—	—				
Réexportations	—	657	—	—				
Mouvement des stocks . . .	—8.888	—674	—	—				

(1) Y compris le coke de gaz.

DECEMBRE 1960

Produits finis											Ouvriers occupés
Fil machine	Tôles fortes 4,76 mm et plus	Tôles moyennes 3 à 4,75 mm	Larges plats	Tôles fines noires	Feuillards, bandes à tubes, (1)	Ronds et carrés pour tubes	Divers	Total des produits finis	Tôles galvanisées, plombées et étamées	Tubes d'acier sans soudure et tubes soudés	
579	31.386	6.145	2.553	79.734	14.633	(2)	1.777	298.950	21.584	12.161	53.977
156	41.282	8.594	3.527	108.751	26.394	(2)	639	410.687	29.353	13.992	54.098
722	39.739	9.719	2.755	111.842	(2)	(2)	3.692	437.521	30.415	16.418	54.082
420	46.998	7.923	2.495	105.789	24.020	(2)	3.872	429.273	34.567	15.788	52.315
979	44.270	7.269	2.045	87.333	19.679	581	3.832	316.071	31.545	13.770	51.288
913	45.488	6.967	1.925	80.543	15.872	790	5.026	349.210	24.543	12.509	42.908
										Tubes soudés	
874	53.456	10.211	2.748	61.941	27.959	—	5.747	388.858	23.758	4.410	47.104
301	37.473	8.996	2.153	40.018	25.112	—	2.705	307.782	20.000	3.655	41.904
								(3)	(3)		
030	39.357	7.071	3.337	37.482	26.652	—	5.771	312.429	11.943	2.959	43.263
				Tôles minces tôles fines, tôles magnétiques							
008	24.476	6.456	2.109	22.857	20.949	—	2.878	243.859	11.096	1.981	36.415
	Grosses tôles	Tôles moyennes		Tôles fines	Feuillards et tubes en acier				Tôles galvanisées		
979	28.780	12.140	2.818	18.194	30.017	—	3.589	255.725	10.992	—	38.431
603	16.460	9.084	2.064	14.715	13.958	—	1.421	146.852	—	—	33.024
	Grosses aciers										
852	19.672	—	—	9.883	—	—	3.530	154.822	—	—	35.300

Chiffres non disponibles.

Production	Unités	Janvier 1961 (a)	Décembre 1960 (b)	Janvier 1960	Moyenne mensuelle 1960	Production	Unités	Janvier 1961 (a)	Décembre 1960 (b)	Janvier 1960	Moyenne mensuelle 1960
PORPHYRE :						PRODUITS DE DRAGAGE					
Moëllons	t	649	1.996	(c)	1.300	Gravier	t	141.724	187.904	173.982	256.759
Concassés	t	92.439	182.175	179.020	260.385	Sable	t	24.604	30.250	47.101	56.895
Pavés et mosaïques	t	509	542	(c)	750	CALCAIRES	t	187.586	248.769	219.043	314.884
PETIT GRANIT :						CHAUX	t	84.273	125.855	141.053	160.639
Extrait	m3	4.383	12.270	9.670	13.448	PHOSPHATES	t	(c)	(c)	(c)	(c)
Scié	m3	1.688	4.151	3.583	4.827	CARBONATES NATURELS					
Façonné	m3	500	1.925	1.079	1.373	Craie, marne, tuffeau	t	37.891	53.756	22.877	34.931
Sous-produits	m3	3.779	14.762	9.440	16.261	CARBONATES DE CHAUX					
MARBRES :						PRECIPITES	t	(c)	(c)	(c)	(c)
Blocs équarris	m3	233	572	184	445	CHAUX HYDRAULIQUE					
Tranches ramenées à 20 mm	m2	33.718	37.088	35.223	36.087	ARTIFICIELLE	t	(c)	(c)	474	495
Moëllons et concassés	t	1.724	1.787	1.360	1.995	DOLOMIE : Crue	t	22.245	27.822	29.756	37.528
Bimboiserie	kg	9.855	7.914	24.245	16.993	Frittée	t	21.747	23.668	24.581	25.608
GRES :						PLATRES	t	5.076	4.988	3.761	5.489
Moëllons bruts	t	9.563	16.925	4.485	19.603	AGGLOM. PLATRE	m2	215.260	226.737	107.289	203.140
Concassés	t	23.861	59.114	26.478	73.427			3 ^e trim. 1960	2 ^e trim. 1960	3 ^e trim. 1959	Moy. tr. 1959
Pavés et mosaïques	t	220	580	1.210	1.482	SILEX : broyé	t	1.874	1.904	3.654	2.769
Divers taillés	t	3.659	5.837	3.319	6.495	pavés	t	781	721	584	860
SABLE :						FELDSPATH ET GALETS	t	(c)	(c)	138	(c)
pour métallurgie	t	55.826	61.829	64.326	77.671	QUARTZ					
pour verrerie	t	93.283	94.869	88.431	97.845	ET QUARTZITES	t	69.305	89.923	78.509	65.321
pour construction	t	109.072	162.432	76.639	169.050	ARGILES	t	72.437	70.932	47.926	52.003
Divers	t	70.741	80.125	47.271	75.464			Janv. 1961	Déc. 1960	Janv. 1960	Moy. m. 1960
ARDOISE :						Ouvriers occupés		8.510	10.819	11.035	10.953
pour toitures	t	895	640	687	662						
Schistes ardoisiers	t	64	130	78	139						
Coticule (pierre à aiguiser)	kg	4.900	4.630	4.095	4.125						

(a) Chiffres provisoires. (b) Chiffres rectifiés. (c) Chiffres indisponibles.

PAYS	Houille produite (1000 t)	Nombre d'ouvriers inscrits (1000)		Rendement par ouvrier et par poste (kg)		Nombre de jours ouvrés	Absentéisme en %		Coke de four produits (1000 t)	Agglomérés produits (1000 t)	Stocks (1000 t)	
		Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface		Fond	Fond et surface			Houille	Cokes
Allemagne												
1961 Janvier(a)	12.430	297	436	2.139	1.684	22.41	16,34	14,55	3.879	494	6.671	5.278
1960 Moy. mens.	11.857	297	437	2.057	1.605	22,01	18,26	16,89	3.713	464	7.148(2)	5.475(2)
Janvier	12.300	325	473	1.992	1.554	22,05	17,16	15,42	3.804	475	11.276	6.747
Belgique												
1961 Janvier	1.338	77	103	1.477	1.041	14,74	17,80(3)	15,66(3)	386	87	6.491	348
1960 Moy. mens.	1.872	77	104	1.430	1.018	20,50	18,70(3)	16,19(3)	628	90	6.565(2)	270(2)
Janvier	1.904	90	120	1.334	953	19,76	17,23(3)	15,24(3)	646	115	7.341	265
France												
1961 Janvier	4.764	124	177	1.874	1.261	23,89	10,71	7,09(4)	1.199	640	13.089	503
1960 Moy. mens.	4.663	130	185	1.798	1.215	23,9	11,12	7,04(4)	1.134	506	13.328(2)	576(2)
Janvier	4.929	135	192	1.785	1.209	23,9	12,09	8,86(4)	1.191	600	11.143	608
Italie												
1961 Janvier	48	2,5	(6)	1.236(1)	(6)	(6)	(6)	(6)	353	5	69	102
1960 Moy. mens.	61	2,6(1)	3,3	1.346	(6)	(6)	20,15	17,60	310	2	93(2)	111(2)
Janvier	61	2,8	3,5	1.221	(6)	(6)	19,44	17,40	272	3	110	197
Pays-Bas												
1961 Janvier	1.170	28,2	(6)	1.992(1)	(6)	(6)	(6)	(6)	396	120	697	231
1960 Moy. mens.	1.042	28,8	44,5	1.789	(6)	(6)	20,73	18,41	377	99	655(2)	221(2)
Janvier	997	29,5	45,5	1.731	(6)	(6)	22,50	20,35	379	97	778	245
Communauté												
1961 Janvier	19.751	522,2	(6)	2.018(1)	(6)	(6)	(6)	(6)	6.213	1.346	26.906	6.462
1960 Moy. mens.	19.496	548,2	748	1.919	(6)	(6)	22,36	20,73	6.161	1.161	27.664(2)	6.653(2)
Janvier	20.191	576,0	779,5	1.860	(6)	(6)	20,94	19,31	6.291	1.290	30.575	8.062
Grande-Bretagne												
1961 Semaine du 29.1 au 4-2	(5)	—	583	à front		(6)	(6)	18,86	(6)	(6)	26.231	(6)
(5)	3.798	—	—	4.107	1.441	(6)	(6)	14,75	(6)	(6)	29.355	(6)
1960 Moy. hebd. Sem. du 24 au 30 janv.	3.725	—	602	3.976	1.397	(6)	(6)	14,52	(6)	(6)	34.692	(6)
(5)	4.086	—	629	3.891	1.386	(6)	(6)	14,52	(6)	(6)		

(1) Chiffres provisoires. (2) Stock fin décembre. (3) Absences individuelles seulement. (4) Surface seulement. (5) Houille marchande. (6) Chiffres non disponibles. (a) A partir de janvier 1960, les données relatives à la Sarre sont incorporées aux statistiques de la République Fédérale d'Allemagne Occidentale.

Mesures effectuées en Belgique dans les tailles équipées de soutènement marchant

par R. M. G. L. LIEGEOIS,

Ingénieur civil des Mines et Géologue attaché à Inchar.

SAMENVATTING

Proeven met schrijdende stutting werden uitgevoerd in verscheidene kolenlagen van het Kempisch bekken op diepten van 600 tot 1.040 m. De hoedanigheden van de muur waren zeer verschillend van laag tot laag. In een der pijlers was de muur uiterst slecht. In andere pijlers moesten storingszones overschreden worden.

Het principe van de schrijdende stutting werd onmiddellijk aangenomen gezien de goede uitslagen die inzake dakbeheersing werden verkregen. Nochtans dienen zekere constructieregels gevolgd, namelijk de vaste verbinding van de stijlen op hun voetstukken en het gebruik van een enkele stijve kap of van een tweeledige kap met beperkte bewegingsvrijheid.

De zetlast en de inschuiflast moeten bepaald worden in functie van de hoedanigheden van het nevengesteente. In zacht of gekloven terreinen veroorzaken hoge lasten de verbrokkeling van het laag dak en het kwellen van de muur tussen het kolenfront en ondersteuning.

Het gebruik van ondersteuningsramen, waarvan de twee stijlen hydraulisch verbonden zijn, heeft zekere waarnemingen toegelaten over de bewegingen van het nevengesteente in breukpijlers. Ramen met twee stijlen die zich evenwijdig met elkaar verplaatsen en het front van nabij volgen, vormen blijkbaar een uitstekende oplossing voor de stutting van gemechaniseerde pijlers met stijlenvrij front.

Dank zij de uitgevoerde proeven kon de schrijdende stutting aangepast worden aan onze afzettingsvoorwaarden en geeft thans goede voldoening.

RESUME

Des essais de soutènement marchant ont eu lieu dans plusieurs couches du bassin de Campine entre 600 m et 1.040 m de profondeur. La qualité des murs était très différente d'une taille à l'autre. L'un des murs était très mauvais. Dans d'autres tailles, le soutènement a dû traverser des zones faillées.

Dès le début de l'introduction du soutènement marchant, le principe même fut admis étant donné les bons résultats obtenus en matière de contrôle du toit. Toutefois, certaines règles de construction doivent être respectées. Ce sont notamment la fixation rigide de l'étaçon sur son support, l'emploi d'une bèle unique ou de deux bèles articulées dont les mouvements sont limités. Tout doit être étudié pour le maintien de l'intégrité des linteaux de toit. En particulier, les charges de pose et de coulissement sont déterminées par la qualité des épontes. En terrains tendres ou fracturés, des charges élevées détruisent le bas-toit et provoquent la montée du mur entre le massif de charbon et l'allée du soutènement.

L'emploi d'un cadre de soutènement, dont les deux étaçons sont reliés hydrauliquement, a jeté quelque lumière sur le mouvement des épontes dans les tailles foudroyées. Des cadres à deux étaçons se déplaçant parallèlement l'un à l'autre et très près du front apportent, semble-t-il, une excellente solution au problème du soutènement des tailles mécanisées à front dégagé.

Grâce aux expériences, le matériel a été adapté et donne actuellement satisfaction.

1. POINÇONNAGE DE MUR ET ADAPTATION DU SOUTÈNEMENT AUX MAUVAIS MURS

Dans plusieurs tailles équipées de soutènement marchant nous avons eu l'occasion de procéder à des mesures de poinçonnage du mur.

Les couches étudiées appartiennent à la zone de Genk du Westphalien A. Ce sont de haut en bas de la série stratigraphique :

- la couche 62 exploitée à l'étage de 789 m à la S.A. des Charbonnages de Beeringen ;
- la couche 68 exploitée à l'étage de 789 m à la S.A. des Charbonnages de Beeringen ;
- la couche 19 exploitée à l'étage de 720 m à la S.A. des Charbonnages de Helchteren-Zolder ;
- la couche 20 exploitée à l'étage de 800 m à la S.A. des Charbonnages de Helchteren-Zolder ;
- la couche 0 ou n° 7, dite couche de 1.40 m, exploitée à l'étage de 1.040 m à la S.A. des Charbonnages André Dumont.

11. MATERIEL DE POINÇONNAGE (1)

Les essais sont effectués au moyen d'une presse dynamométrique Dowty à pompe hydraulique manuelle. La presse est munie d'un manomètre indicateur gradué en tonnes, de 0 à 20 t. Les diagrammes sont donc limités en ordonnée à 20 t. Une graduation de 2 en 2 mm a été gravée sur le fût supérieur, ce qui permet de lire directement l'extension de la presse. L'étirement de la presse n'est pas nul au départ. Il dépend de l'ouverture de la couche, de la longueur de la presse, des allonges et du pied utilisé. Les diagrammes sont forcément limités sur l'axe des abscisses à la limite d'étirement de la presse.

Pour mesurer la résistance d'un mur, on place un large plateau sur la tête de la presse de façon à éviter le poinçonnage du toit. Ce plateau, de 28 cm de diamètre, est quelque peu bombé et le toit n'est pas toujours plan de sorte que le fût supérieur de la presse se soulève de quelques mm au cours de certains essais. Pour en tenir compte dans les diagrammes, nous suivons le mouvement éventuel du fût supérieur au moyen d'une lunette à pinule fixée à un étau voisin, supposé stable pendant la durée du poinçonnage. Les diagrammes représentent donc bien la pénétration réelle dans le mur en fonction de la charge lue au manomètre.

Cette charge n'est pas obtenue par la pesée du toit mais par l'effort de l'opérateur. La mise en charge s'effectue dans un temps relativement court. Or une roche tendre résiste d'autant moins qu'elle est découverte depuis plus longtemps, surtout si elle

supporte des charges, comme c'est le cas sous le pied des étauçons. Une roche, qui résiste lorsque l'épreuve ne dure que 10 ou 15 min, cède parfois après quelques heures. Si le mur est constitué d'un empilement de bancs minces, il arrive que chacun successivement s'oppose à la pénétration du pied d'étauçon pendant quelques heures, puis cède. Comme le soutènement ne freine la descente du toit que dans la mesure où le mur lui fournit un appui suffisant, la descente du toit dans de telles tailles se fait de façon irrégulière et la charge sur les étauçons fluctue entre des limites parfois très éloignées.

Le comportement du mur est influencé par la surface, le périmètre et la forme des pieds d'étauçons. C'est pourquoi nous utilisons un pied identique à celui des étauçons utilisés dans la taille où l'on procède au poinçonnage. Dans les tailles à soutènement marchant, il s'agissait, avant la mécanisation du soutènement, de pieds Wanheim de 172,5 cm², de pieds Schwarz de 162,5 cm² et de pieds Gerlach de 85 à 90 cm². On peut comparer les résultats obtenus avec le Wanheim et le Schwarz. Le pied Wanheim est un peu plus grand que le pied Schwarz, mais il est un peu bombé, ce qui compense la différence de surface. Dans le cas de très bonnes épontes, nous essayons avec un poinçon plat, carré, de 50 cm².

12. BEERINGEN, COUCHE 62

121. Taille 5 N₂ E₃.

Les premiers essais de soutènement marchant hydraulique à Beeringen ont eu lieu dans la taille 5 N₂ E₃ ouverte en couche 62.

Contre le front de charbon, nous avons obtenu 3 fois le diagramme n° 1 et une fois le diagramme

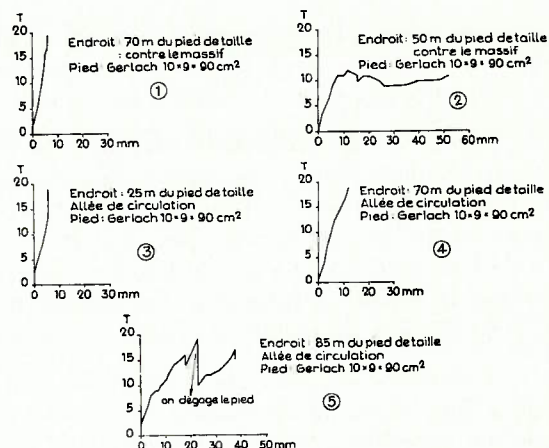


Fig. 1. — Poinçonnage du mur en couche 62, taille 5 N₂ E₃, à Beeringen, le mardi 9 février 1960. Pénétration dans le mur en fonction des charges. Bon mur.

(1) Journées des Epontes et du Soutènement organisées par INICHAR les 2 et 3 juin 1955. - Annales des Mines de Belgique, 4^e et 5^e livraisons 1955.

n° 2 (fig. 1). Dans l'allée de circulation, le pied Gerlach ne poinçonne généralement pas (essais 3 et 4), mais il peut arriver que le mur immédiat se fracture (essai 5). Dans ces cas-là, la résistance tombe brutalement lorsqu'on enlève les plaquettes de roche qui se soulèvent autour du pied d'étaçon.

En conclusion, le mur est bon. Toutefois, nous ne pouvons négliger le fait que l'étaçon pénètre en certains endroits, notamment dans les fractures naturelles de faible rejet, assez fréquentes dans le panneau.

122. Taille 1 N2 E1.

Nous avons fait 12 essais de poinçonnage dans la taille 1 N2 E1 en veine 62 à Beeringen (fig. 2).

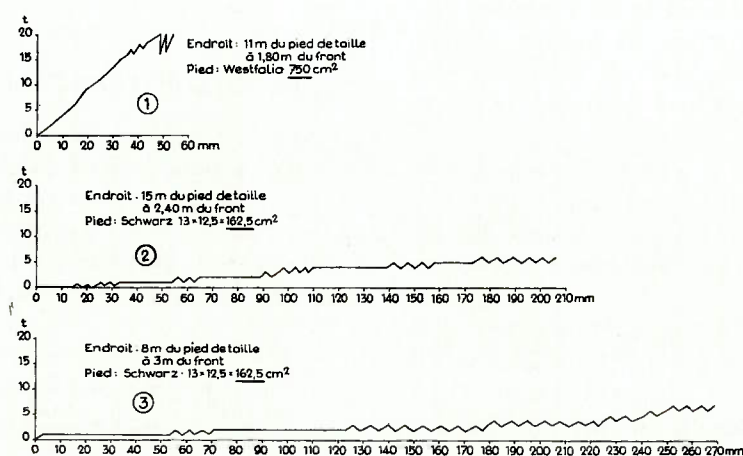


Fig. 2. — Poinçonnage du mur en couche 62, taille 1 N2 E1, à Beeringen, le mardi 3 janvier 1961.

Pénétration dans le mur en fonction des charges. Le mur mouillé est très très mauvais.

Dans les conditions les plus défavorables d'un mur détrempé, nous avons choisi l'endroit qui était resté découvert pendant plus de 100 heures, depuis le vendredi 30 décembre à 14 h jusqu'au mardi 3 janvier à 21 h, moment de l'essai. Le rabotage avait repris le mardi matin à 7 h.

Un pied d'élément de soutènement marchant Westfalia de 750 cm² enfonce de 50 mm avant que la charge n'atteigne 20 t. La montée régulière de la charge signifie que le mur réagit uniformément et que le fluage est contrarié par la vaste surface d'appui du pot Westfalia.

Dans les mêmes conditions, le pied Schwarz de 162,5 cm² s'enfonce de 50 mm sous une charge inférieure à 1 t. La résistance spécifique est proche de 6 kg/cm². A 100 mm, la charge de 3 t correspond à une pression spécifique de 18 kg/cm². A 200 mm, la charge de 5 t équivaut à une résistance de 31 kg/cm².

A peu de distance et à 3 m du front de charbon, la résistance du mur est encore inférieure car elle n'atteint pas 18 kg/cm² après une pénétration de

200 mm. La pénétration se poursuit à faible charge jusqu'à limite d'extension de la presse.

Après avoir poinçonné les murs de plus de 50 tailles, nous pouvons affirmer qu'il s'agit là d'un très très mauvais mur.

Nous venons de montrer ce qui se passe après trois jours d'arrêt et dans une partie de la taille où l'eau transforme les schistes en boue argileuse inconsistante. Nous voulions cet exemple parce qu'il s'est présenté à Noël et au Nouvel-An et que le soutènement marchant Westfalia a progressé dans cette taille sans entraver la production.

Pendant la semaine, les conditions sont meilleures, le mur n'étant pas découvert pendant une aussi longue période. C'est pourquoi nous avons procédé

à des essais de poinçonnage le jeudi 29 décembre, au poste 2, tout le long du front de taille. Ayant procédé à 21 mesures, nous considérons comme ca-

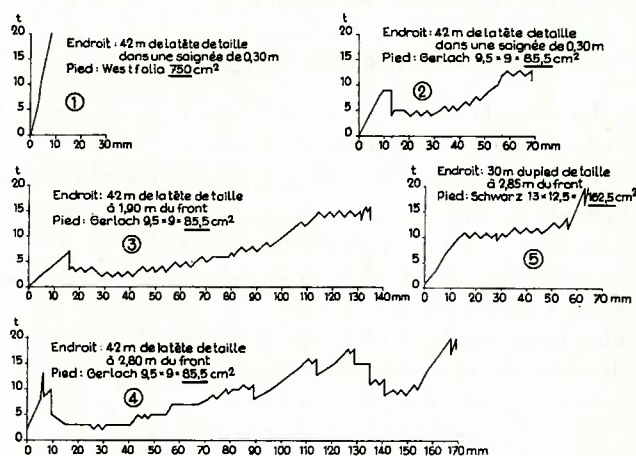


Fig. 3. — Poinçonnage du mur en couche 62, taille 1 N2 E1, à Beeringen, le vendredi 29 décembre 1960.

Pénétration dans le mur en fonction des charges. Le mur sec est mauvais.

ractéristiques les diagrammes de la figure 3. Les pieds utilisés dans la taille sont le pied Westfalia et le pied Gerlach. Il existe en effet des étançons Gerlach au voisinage des niches et ce type d'étançon est le plus fréquent à Beeringen.

L'essai 1 montre que le pied Westfalia prend sa place sous l'effet de la charge de 20 t et refuse ensuite de s'enfoncer. Pour nous en assurer, nous forçons la presse à coulisser 10 fois à sa charge limite, et nous contrôlons que l'éirement de la presse est inchangé après cet exercice.

Au même endroit, c'est-à-dire dans une saignée faite au front de charbon, le pied Gerlach brise à 10 t la croûte de mur et la charge tombe à moins de 5 t. Elle monte à 12 t assez lentement et sans assurance. A chaque coup de pompe de l'opérateur, la charge monte et redescend aussitôt pendant que l'opérateur prépare le coup de pompe suivant. Quand l'opérateur s'arrête après un enfoncement de 70 mm, la presse étant à fond de course, la charge ne se maintient pas.

Derrière le convoyeur, à 1,90 m du front, le mur cède à 7 t et la charge redescend jusqu'à 2-3 t. Elle monte lentement et sans assurance jusqu'à près de 15 t et ne se maintient pas, sitôt que l'on cesse de pomper.

Plus loin en arrière, à 2,80 m, la croûte cède à 13 t et la charge tombe à 2-3 t. La charge monte ensuite lentement et sans assurance. Quand l'opérateur s'arrête pour prendre un peu de repos, la charge diminue par fluage du mur. A 100 mm de profondeur, la résistance spécifique est de 140 kg/cm². Le mur est poinçonné jusqu'à limite d'extension de la presse. Pour comparer la résistance de ce mur à celle d'autres tailles, nous donnons le diagramme de poinçonnage d'un pied Schwarz dans les mêmes conditions.

En conclusion des nombreuses mesures, nous estimons que le mur est mauvais lorsqu'il est sec, très mauvais lorsqu'il est mouillé.

13. BEERINGEN, COUCHE 68

Le mur de la couche 68 est caractérisé par des diagrammes à fortes pertes de charges (fig. 4).

Les 4 essais sont exécutés avec le même pied Gerlach de 90 cm². Généralement, le pied poinçonne à moins de 10 t, mais la charge peut monter à 20 t puis tomber à 10 t. A 0,04 m sous la couche, un second banc cède à son tour. Les diagrammes les plus longs montrent bien que la charge peut atteindre plus de 15 t et tomber ensuite en deça de 5 t pour une pénétration de 100 mm.

Dans l'ensemble, il s'agit d'un mur mauvais. Il est capable de supporter des charges relativement élevées puis de céder brusquement, le phénomène se produisant plusieurs fois en raison de la rupture successive de petits bancs de mur.

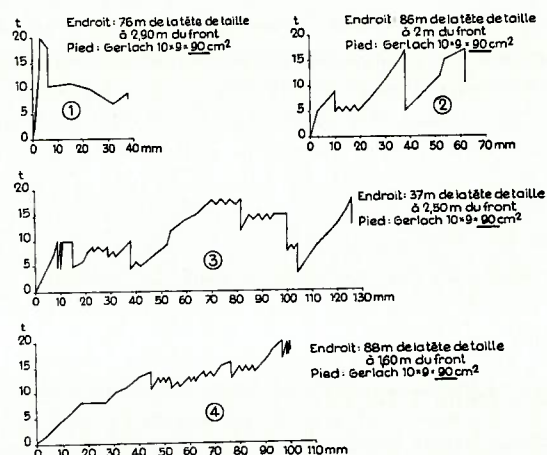


Fig. 4. — Poinçonnage du mur en couche 68, taille 3 N₂ O₃, à Beeringen, le mercredi 22 juin 1960.

Pénétration dans le mur en fonction des charges. Le mur est mauvais.

14. HELCHTEREN-ZOLDER, COUCHE 20

Si l'on fait abstraction des deux premiers centimètres de mur, le pied Schwarz et même le pied Gerlach ne poinçonnent pas à 20 t. Le mur est dur. C'est pourquoi nous lui avons appliqué le test du poinçon de 50 cm² (fig. 5). La pénétration a atteint 50 mm, la charge subissant des fluctuations d'ail-

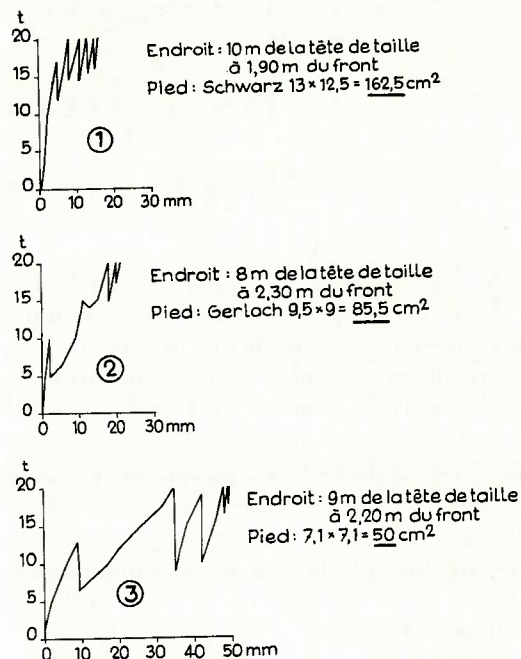


Fig. 5. — Poinçonnage du mur en couche 20, taille 34/20, à Helchteren-Zolder, le jeudi 19 janvier 1961.

Pénétration dans le mur en fonction des charges. Très bon mur.

leurs décelables déjà dans les diagrammes précédents. Cependant après avoir percé ces 50 mm, le poinçon ne s'enfonce plus, bien que nous ayons provoqué 10 fois le fonctionnement à 20 t de la soupape de coulisement de la presse.

En conclusion, il s'agit d'un très bon mur, résistant certainement à plus de 320 kg/cm².

15. HELCHTEREN-ZOLDER, COUCHE 19

Le pied Schwarz porte 20 t, mais il arrive que cette charge s'affaisse brusquement pour une faible pénétration (fig. 6).

tête et 3 diagrammes d'essais exécutés à 70 m de la tête de taille (fig. 7).

Les poinçonnages 1 et 2 sont réalisés avec le pied Wanheim utilisé dans la majeure partie de la taille. L'essai n° 1 est fait à 1,90 m du front de charbon. La pénétration est nulle de sorte que le diagramme se réduit à une verticale passant par l'origine. L'es-

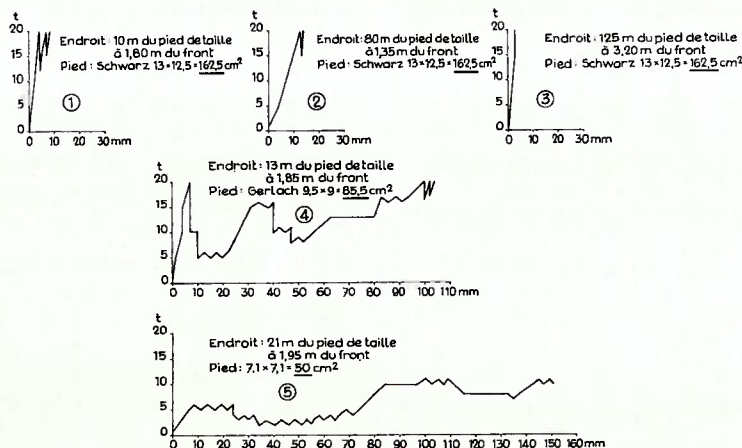


Fig. 6. — Poinçonnage du mur en couche 19, taille 24/19, à Helchteren-Zolder, le mercredi 1 février 1961.
Pénétration dans le mur en fonction des charges. Mur normal.

Le pied Gerlach porte 20 t puis cède. La charge tombe à 5 t. Elle n'atteint à nouveau 20 t que pour une pénétration de 100 mm et tend à se stabiliser à 17 t.

Avec un pied carré de 50 cm², la pénétration débute à 5 t, se poursuit à 2-3 t, passe à 10 t pour 100 mm et ne monte guère au-delà.

En conclusion, ce mur résiste à 200 kg/cm² pour une pénétration de 10 cm. C'est ce qu'on appelle un mur normal.

16. ANDRÉ DUMONT, COUCHE 0

Nous avons choisi 4 diagrammes relatifs à un point de la taille situé à environ 15 m de la voie de

sai n° 2 est fait à 3,45 m du front, c'est-à-dire à la ligne de foudroyage. Il n'y a pas davantage de poinçonnage.

Les essais 3 et 4 sont réalisés en des endroits similaires, mais cette fois avec le petit poinçon de 50 cm².

Dans l'allée de circulation, derrière le convoyeur, le poinçon ne pénètre pas. A 3,65 m du front et après 45 mm de pénétration, nous avons fait fonctionner 10 fois la soupape de coulissement à 20 t sans constater de pénétration.

Il s'agit d'un mur excellent.

Pour nous en convaincre, nous avons procédé à 3 essais au même emplacement, dans l'allée de cir-

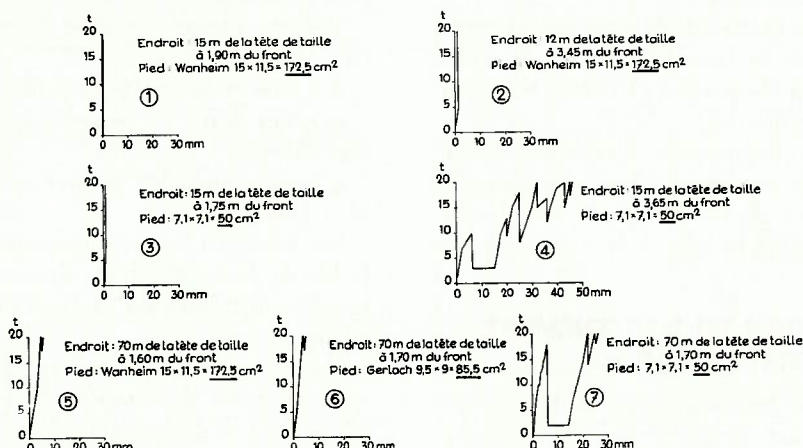


Fig. 7. — Poinçonnage du mur en couche 0, taille 471, à André Dumont, le mardi 17 janvier 1961.
Pénétration dans le mur en fonction des charges. Mur excellent.

culation, à 70 m de la tête de taille. Les pieds utilisés sont successivement le Wanheim de $172,5 \text{ cm}^2$, le Gerlach de $85,5 \text{ cm}^2$ et le carré plat de 50 cm^2 . Le mur résiste au moins à 400 kg/cm^2 et probablement bien davantage.

17. CONCLUSIONS

Nous pouvons résumer de la manière suivante (fig. 8) :

- le mur de la taille en veine 0 est excellent (1) ;
- le mur de la taille en veine 20 est très bon (2) ;
- le mur de la taille 5 N₂ E₃ en veine 62 est bon (non figuré) ;
- le mur de la taille en veine 19 est normal (3).

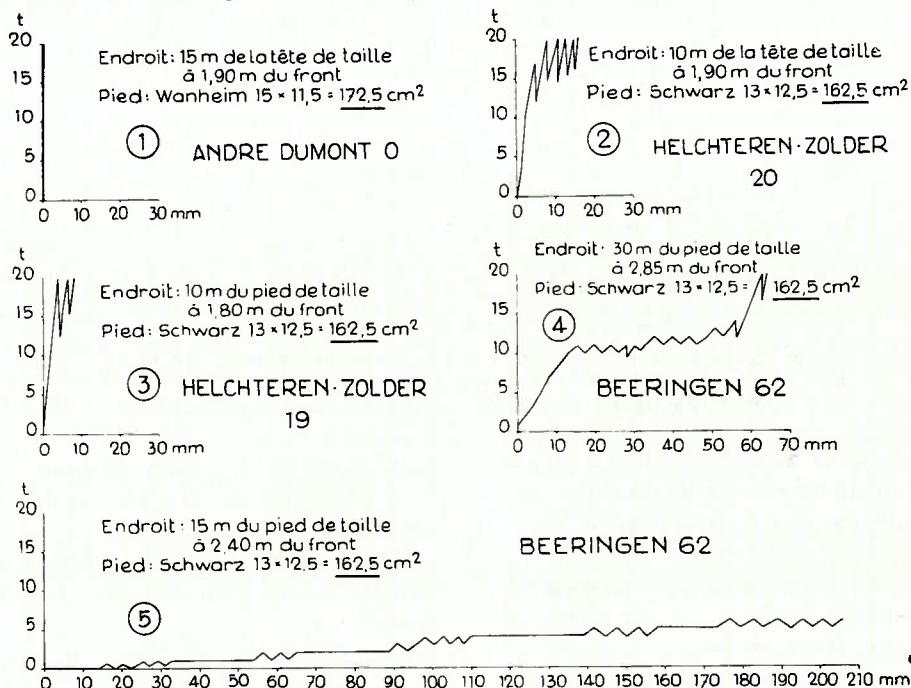


Fig. 8. — Pénétration dans le mur en fonction des charges.

1. En veine 0 à André Dumont : mur excellent
2. En veine 20 à Helchteren-Zolder : très bon mur
3. En veine 19 à Helchteren-Zolder : mur normal
4. En veine 62 à Beeringen, en taille 1 N₂ E₁ : mur mauvais quand il est sec.
5. En veine 62 à Beeringen, en taille 1 N₂ E₁ : très très mauvais mur parce que détrempe.

Tous quatre supportent une charge de 20 t pour une pénétration nulle ou faible de la surface normale des étançons habituels.

Dans la taille en veine 68, le mur est mauvais (non figuré). Le mur de la taille 1 N₂ E₁ en veine 62 est mauvais lorsqu'il est sec (4) et très très mauvais lorsqu'il est mouillé (5).

Pour l'emploi des diagrammes, il convient de noter que les étançons s'enfoncent très vite dans les cassures naturelles ou d'exploitation, et que la durée de découverte affaiblit encore la résistance des mauvaises roches.

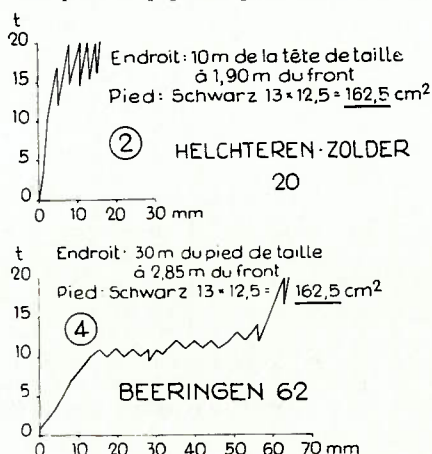
18. ADAPTATION DU SOUTÈNEMENT AUX MAUVAIS MURS

Les mauvais murs ne supportent ni les charges spécifiques élevées qui provoquent le poinçonnage ni les charges totales élevées qui font fluer des masses importantes de terrains tendres vers les zones libres, c'est-à-dire en particulier l'allée d'abatage et de transport des tailles mécanisées.

Les étançons hydrauliques du soutènement marchant doivent donc transmettre leurs charges par l'intermédiaire de pots de dimensions suffisantes. Les charges elles-mêmes seront choisies de manière à limiter le soufflage du mur dans l'allée de transport, tout en offrant au toit le soutien adapté aux mouvements normaux des bancs de roches.

Les pots seront profilés de manière à faciliter la progression du soutènement, même sur des murs très tendres. Enfin, il y a intérêt à réduire le poids des masses à mouvoir.

Les premiers éléments de soutènement marchant Westfalia introduits pour essais en Belgique avaient des pots trop petits pour les murs tendres.



BEERINGEN 62

Il y a donc eu poinçonnage.

Ce poinçonnage a eu pour effet de déformer les pots soumis aux efforts ci-après :

- 1°) une charge verticale P appliquée par l'étauçon (fig. 9d) ;
- 2°) une réaction R du mur ;
- 3°) une force F₁ supplémentaire au contact du mur dur ;
- 4°) un couple C₁ imposé par la lame de ressort n° 1 (fig. 9e).

La force F₁ vainc facilement la résistance très faible de la longue lame de ressort n° 2 et la résistance insuffisante du plateau de fixation et de son raidisseur.

Le plateau de fixation se déforme donc et entraîne la lame de ressort n° 2 dans son mouvement. Dans les cas graves, cette lame subit une déformation permanente. Elle agit en outre sur la lame de ressort n° 1 et lui imprime une torsion préjudiciable.

La lame de ressort n° 1 n'a de souplesse que sur une longueur l voisine de 0,20 m. Elle transmet à

la lame de ressort n° 2 un couple de torsion C_1 par l'intermédiaire de la plaque d'assemblage n° 1. La lame de ressort n° 2 se déforme exagérément et entraîne dans sa torsion le bord tout proche du plateau de fixation.

Les éléments de soutènement présentent alors les défauts suivants :

1°) Lors des ripages, les deux cadres d'un élément s'inclinent l'un vers l'autre. Pour les redresser à la pose, l'ouvrier doit vaincre l'effet des ressorts (fig. 9f).

2°) Si l'élément est démonté et transporté dans une autre taille, on constate au montage que l'écartement entre têtes d'étauçons est trop petit et on éprouve quelque difficulté à assembler les deux bèles posées chacune sur son étauçon.

Les déformations du pot ont encore pour effet

d'amener le bloc des soupapes contre l'étauçon, puis de provoquer le décollement de la plaque de base du bloc des soupapes (fig. 9c). Enfin, les tubulures d'admission d'huile dans les étauçons sont exposées.

Les supports d'étauçon que la firme Westfalia livrait à l'origine (300 cm²) ont dû être remplacés par des supports plus solides présentant au mur une plus grande surface de contact (750 cm²). La liaison hydraulique entre étauçons d'un même cadre fut assurée par des tuyaux flexibles plus souples que les tuyaux en acier. L'orifice des ajutages sur les étauçons fut écarté des pieds afin d'empêcher, à l'avant, le décollement de la plaque de base du boîtier des soupapes et, à l'arrière, la destruction du raccord entre flexible et étauçon. Subsidairement, le garant de protection du flexible devait être, plus tard, légèrement modifié.

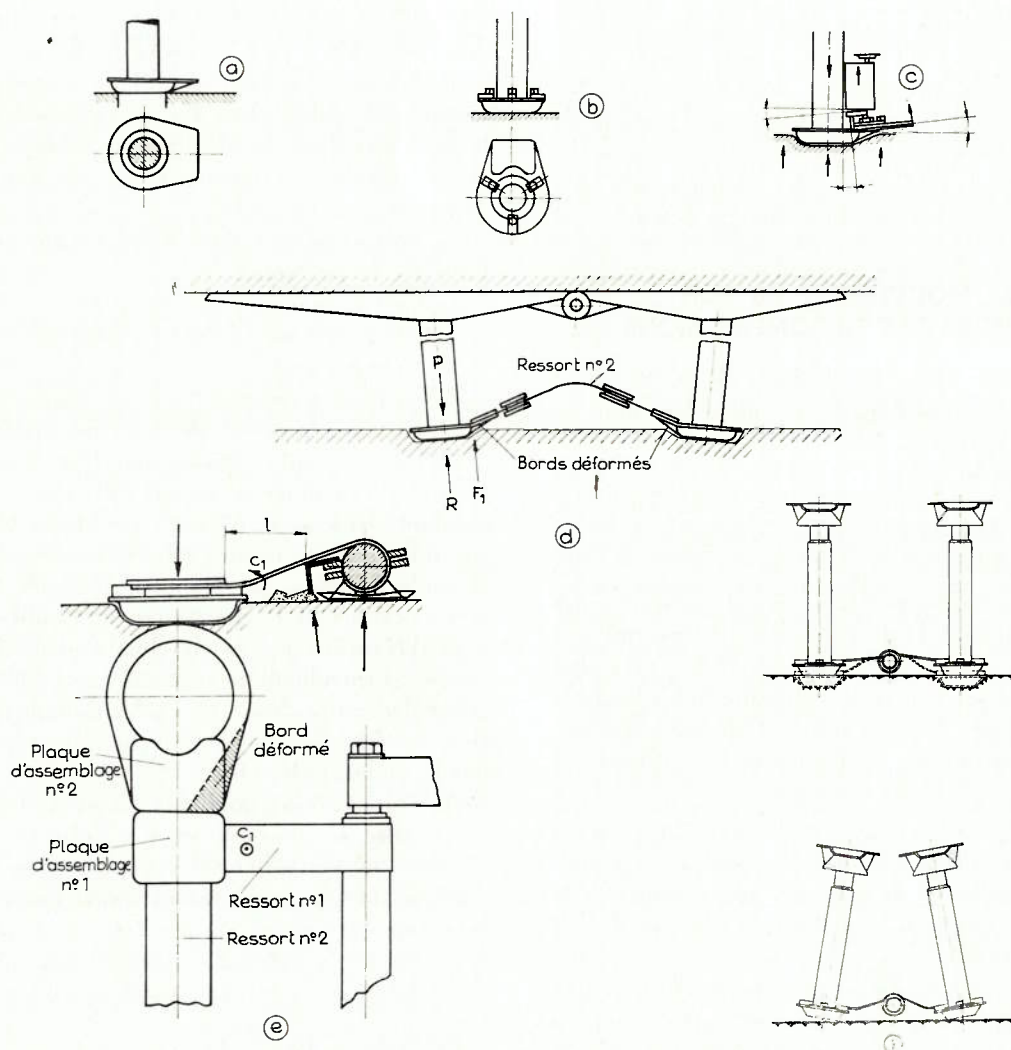


Fig. 9. — Adaptation du soutènement.

- Le faible contact au mur (300 cm²) a été porté plus tard à 750 cm².
- La fixation rigide de l'étauçon au pot est un élément normalement favorable.
- Les déformations du pot ont pour effet d'amener le bloc des soupapes contre l'étauçon, puis de provoquer le décollement de la plaque de base du bloc des soupapes.
- Déformation des pots lors du poinçonnage - Vue de profil.
- Déformation des pots et ressorts lors du poinçonnage - Vue en élévation et vue en plan.
- L'élément de soutènement au repos avant et après déformations.

N.B. Toutes les déformations sont exagérées pour faire comprendre le processus.

2. COMPORTEMENT DES EPONTES AU COURS DES PREMIERS ESSAIS

21. POSITION DU PROBLEME

Nous étions déjà familiarisés avec le soutènement des tailles par étauçons hydrauliques et bèles articulées. Ce mode de soutènement avait permis l'exploitation de couches pour le soutènement desquelles l'étauçon rigide avait dû être abandonné.

Le soutènement *marchant* hydraulique introduisait deux grandes nouveautés dans la taille :

1) A chaque pas d'un cadre, le toit est localement et pendant quelques secondes brusquement abandonné à lui-même et aux supports voisins, puis il est repris en charge et cette opération se répète 4 ou 5 fois au cours d'un poste de rabotage.

Comment le toit des tailles allait-il réagir au cours des décompressions qui lui seraient imposées ?

2) Des groupes d'étauçons et une pompe commune sont reliés entre eux par deux conduites principales, l'ensemble comprenant un grand nombre de soupapes automatiques où à commande manuelle.

Quelle serait l'influence des déficiences des circuits hydrauliques sur la tenue du toit ?

22. MOUVEMENT DU TOIT AU COURS DES DECOMPRESSIONS

Le 12 février 1960, 10 éléments de soutènement marchant sont ripés pour la première fois dans la veine 62 à Beeringen. Nous avons assisté aux quatre ripages de la matinée et mesuré le coulisement des étauçons et la convergence. L'écartement entre épontes est, dans la file arrière, plus petit de 5 cm que dans la file frontale.

Le coulisement des étauçons est compris entre 0 et 0,5 mm dans l'intervalle d'une heure qui suit le 3^{me} ripage et précède le 4^{me}, vers 12 h, c'est-à-dire à un moment où l'on peut s'attendre aux plus forts mouvements des épontes pendant un poste de travail. Les mouvements d'épontes et le coulisement des étauçons sont donc normaux.

Autre vérification : nous relâchons la pression d'un cadre pendant 30 secondes, puis nous remettons en pression et le toit n'a pas bougé. Cette expérience se répète à l'occasion du placement d'allonges sur les fûts.

Nous avons repris la même expérience dans une taille de Winterslag. Les mesures se faisaient au moyen d'une canne télescopique à ressort, placée entre toit et mur entre deux cadres de soutènement marchant Hoesch. Le cadre de droite fut décomprimé puis remis en charge plusieurs fois de suite à la même place, sans que la descente du toit excède 1 mm. Le cadre de gauche fut décomprimé à son tour plusieurs fois. Le toit descendit deux fois d'une fraction de millimètre, puis resta stationnaire malgré

les opérations de compression et décompression successives.

A la suite de nombreuses observations de ce genre, nous étions assurés que le principe même du soutènement marchant était admissible, dans les conditions normales de travail.

23. REACTIONS AU COUP DE CHARGE

Le 8 mars 1960, nous assistions au premier ripage de 10 éléments de soutènement marchant Westfalia dans une taille en veine 68 à Beeringen.

Le soutènement est assuré dans les 50 m inférieurs de la taille par des étauçons Gerlach 37 placés à 0,45 et 0,90 m, dans des files écartées de 0,65 m. Les bèles Belgam de 0,90 m sont posées en quinconce. De 5 en 5 m, on édifie des piles de bois équarri avec effondreur métallique. Le même soutènement est utilisé dans les 20 m supérieurs de la taille. Entre deux, 21 éléments de soutènement marchant hydraulique tiennent le toit sur une longueur approximative de 35 m.

La coupe du toit dans l'avant-voie au pied de taille est la suivante :

de haut en bas :

grès en bancs de 0,20 à 0,60 m

0,15 m grès

0,40 m psammite

0,30 m faux-toit de grès très argileux.

La taille n'avait progressé que de quelques mètres à partir du montage de départ. Elle avait été arrêtée pendant deux jours à l'occasion du week-end. Le coup de charge provoqua des chutes de pierres dans la taille soutenue par étauçons Gerlach. Les hommes s'occupèrent fiévreusement de doubler les rangées d'étauçons placés dès lors à 0,45 m l'un de l'autre perpendiculairement au front et à 0,65 m parallèlement au front. Des piles de bois furent édifiées en hâte là où les étauçons étaient renversés par la violence des chocs.

Avec les cadres marchants, on se sent tout à fait en sécurité. La descente du toit s'effectue à grande vitesse : le fût arrière des étauçons hydrauliques coulisse de 3,5 cm en moins d'une heure. Lorsque le calme est revenu, le coulisement aura atteint 8 cm en 1 1/2 heure. Le matériel n'a subi aucune dégradation et le toit est intact, ce qui est très important.

Etant donné l'âge et l'état usagé des étauçons Gerlach 37, il n'est pas douteux que le coup de charge de départ a été ressenti avec une violence particulière dans cette taille. C'est là précisément que réside l'intérêt de l'expérience. Le soutènement hydraulique étalé sur 35 m au milieu de la taille a dû supporter le mouvement important d'un toit qui était, en amont et en aval, ébranlé et moins bien soutenu.

24. EXAMEN DETAILLE DE LA CONVERGENCE PENDANT LE TRAVAIL

241. Dans le soutènement marchant.

Le lendemain du jour où le coup de charge avait eu lieu, nous disposions d'un manomètre placé sur la conduite flexible reliant les deux étançons du cadre n° 8 (fig. 10).

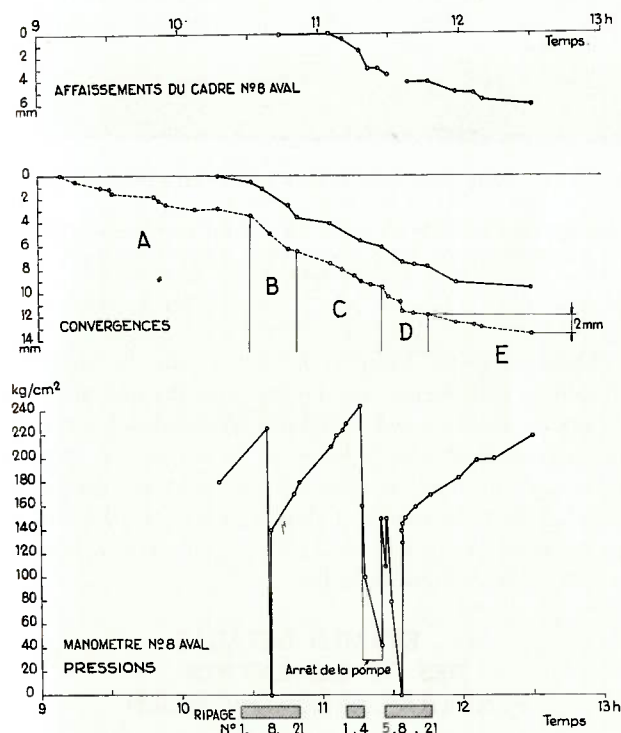


Fig. 10. — Effet de la résistance du soutènement et des opérations de ripage sur la convergence en taille.

Beeringen, couche 68, taille 3 N₂ O₃, le mercr. 9 mars 1960.

Les points hauts du diagramme sont voisins de 240 kg/cm². La charge de coulissement de 30 t équivalant à 330 kg/cm². La charge de coulissement n'a donc pas été atteinte pendant l'expérience. La pression est tombée deux fois à zéro par la volonté de l'opérateur, au moment du ripage. Après ripage, la pression s'établit instantanément à 140 kg/cm², pression d'alimentation du circuit haute pression. La pression monte ensuite régulièrement jusqu'au ripage suivant.

Une anomalie apparaît vers 11 h 15. La pression tombe au moment où la pression du circuit d'alimentation s'annule par suite d'une rupture de flexible survenu en cours de ripage du 4^{me} élément. Lorsque la pompe est remise en marche, la pression s'établit à la pression de pose mais ne s'y maintient pas. Elle fluctue chaque fois que l'on ripe un élément voisin du n° 8, à savoir les n° 5-6-7. Après ripage de l'élément n° 8, la pression ne fluctue plus, tandis que le ripage se poursuit pour les piles 9 à 21.

Considérons le diagramme d'affaissement du cadre n° 8. Au moment où la pression tombe, le cadre s'affaisse aussi. Il s'agit donc d'un écoulement de fluide s'échappant du couple d'étançons. Le fait que la pression fluctue autour de la charge de pose lors du ripage d'éléments voisins nous porte à croire qu'il y a fuite à la soupape anti-retour du boîtier des soupapes. Cette fuite peut provenir d'un défaut de la bille ou de son siège ; un corps étranger peut s'être interposé momentanément. Ce qui est certain, c'est que la bille est secouée par l'onde de pression et dépression qui accompagne le ripage des éléments voisins. Et ce fait à lui seul justifiait une modification qui a été réalisée par la firme. D'une part, la soupape anti-retour doit être mise à l'abri des fluctuations de pression dans le circuit haute pression, d'autre part, le siège de soupape doit être amovible et remplaçable instantanément au fond. La matière dont il est constitué doit lui permettre d'éliminer les inconvénients du passage d'un corps étranger. Pour sa part, l'utilisateur ne peut perdre de vue que la présence de corps étrangers affecte tous les circuits hydrauliques quels qu'ils soient. Il lui appartient de veiller à la propreté des circuits.

Dans l'exemple qui nous occupe, nous disposons du diagramme de convergence établi par lecture sur deux cannes télescopiques. Ces cannes étaient dressées derrière le convoyeur, à côté du cadre n° 8, sur une ligne perpendiculaire au front de sorte qu'elles indiquent le mouvement des épontes là où agit le soutènement marchant. La convergence a été de 13 mm en 3 h. Nous divisons le diagramme en 5 tronçons. Deux tronçons courts B et D à pente plus forte correspondent aux ripages. La convergence, lors de ces ripages, est de l'ordre de 2 à 3 mm. Les deux tronçons extrêmes A et E ont une pente analogue. En examinant le tronçon E, on voit que la convergence est de 2 mm pour une montée de pression depuis 130 kg/cm² jusqu'à 320 kg/cm². Le tronçon C a une pente un peu plus élevée : 3 mm en 40 min au lieu de 1 1/2 mm en 40 min. Ce tronçon est affecté par la petite anomalie à laquelle nous avons fait allusion. Néanmoins, cette augmentation temporaire de la convergence n'a eu aucun effet sur la tenue du toit. Une variation de 2 mm de la convergence à un moment donné à un endroit donné de la taille n'a pas de conséquence visible. Sans manomètre et sans canne de mesure, l'observateur le plus expérimenté ne se serait aperçu de rien : la taille était très belle et le soutènement correct.

En conclusion, la défaillance ou la manœuvre d'un seul élément ou de deux éléments de soutènement modifie très peu l'équilibre des roches entourant l'excavation. Au contraire, le ripage successif et rapide d'une série d'éléments provoque un mouvement de convergence dont l'amplitude maximum se déplace comme une onde en accompagnant le ripage. Cette amplitude de convergence est faible,

Elle ne gêne pas le mineur puisque le soutènement a précisément fait un pas vers le front de charbon, plaçant l'allée de circulation dans une zone de plus grande ouverture.

242. Comparaison entre le soutènement hydraulique marchant et le soutènement par étançons à frottement et bèles articulées.

Le lendemain des mesures, nous avons placé les deux cannes à 2 m du front. Une canne était dans le soutènement marchant, l'autre dans le soutènement Gerlach d'architecture très dense. Après 3 h de mesure pendant le poste de rabotage, la convergence était de 2 mm dans le Gerlach et 1,5 mm dans le Westfalia. L'avancement pendant cette période était de 90 cm et l'ouverture au départ 1,35 m.

La photographie de la figure 11 donne une idée de la convergence totale dans la partie inférieure de la taille. La vue vers l'amont prend d'enfilade l'allée de circulation de 0,90 m de largeur. A droite, c'est-à-dire vers le front de charbon, 2 files d'étançons

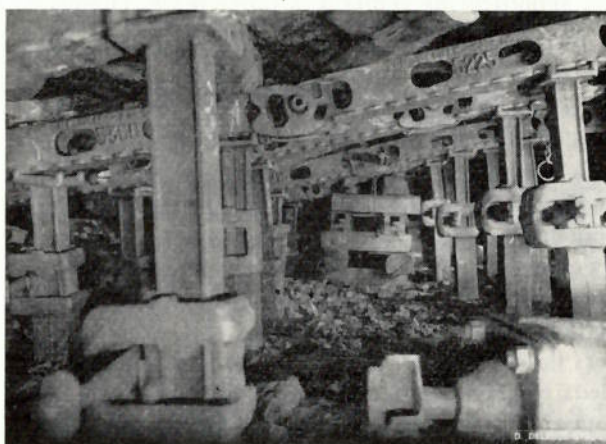


Fig. 11. — Forte convergence en taille. Le toit est peu soutenu en raison de la pénétration des étançons dans le mur.

Beerlingen, couche 68, taille 3 N₂ O₃, le 23 juin 1960.

poinçonnent déjà le mur. Devant, la pile de bois n'a pu être achevée en raison de la courbure du toit. A gauche, on voit l'arrière-taille et les étançons identiques à ceux des fronts après coulisement et poinçonnage. Les bèles métalliques ne portent plus que sur une arête de la tête des étançons. Les charges excentriques, qui résultent de cette mauvaise position, contrarient le fonctionnement du dispositif de coulisement et neutralisent un grand nombre d'étançons. L'eau d'injection en veine est en grande partie responsable de la dégradation du mur. Les étançons s'y enfoncent de sorte que le toit n'est que peu soutenu. Le toit morcelé s'affaisse intensément : il est retenu par des plates-bèles placées entre les bèles métalliques (avant-plan) ou des rondins mis à l'aplomb des étançons (voir flèche).

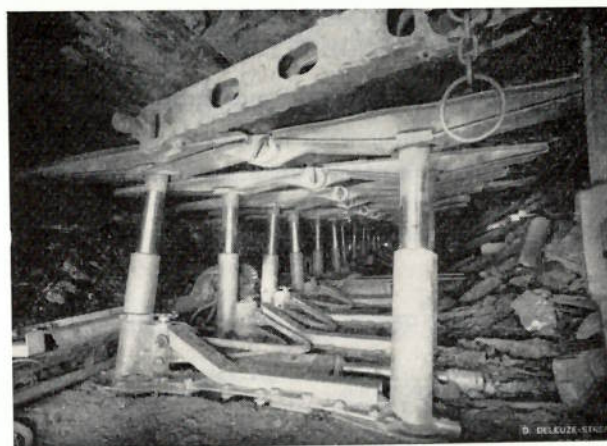


Fig. 12. — Vue prise dans la même taille le même jour que la photo de la figure 11.

Convergence normale en taille. Le toit est bien soutenu par un soutènement de belle architecture suivant le front de très près.

Matériel tel qu'il fut livré pour la première fois en Belgique.

Dans la même taille et le même jour, la photographie de la figure 12 montre une dizaine d'éléments de soutènement marchant Westfalia. Ce type de soutènement suit fidèlement le convoyeur et le front de charbon en assurant un contrôle du toit régulier dans le temps et dans l'espace. Le bas-toit se foudroie généralement. Le haut-toit porte à faux, parfois loin derrière la taille.

25. EXAMEN DETAILLE DES COULISSEMENTS PENDANT L'ARRÊT QUOTIDIEN

Généralement, les mouvements s'amortissent à l'occasion des arrêts. Mais si faible que soit le mouvement, le soutènement hydraulique y sera sensible puisqu'il s'affaisse très peu lorsqu'il coulisce et que sa charge diminue très peu à cette occasion. Si l'élément de soutènement a été ripé pour la dernière fois un certain temps avant que ne cesse le rabotage, il a pu prendre sa charge de coulisement très vite et, dans ce cas, les coulisements se poursuivent au poste suivant, même s'il n'y a plus de rabotage.

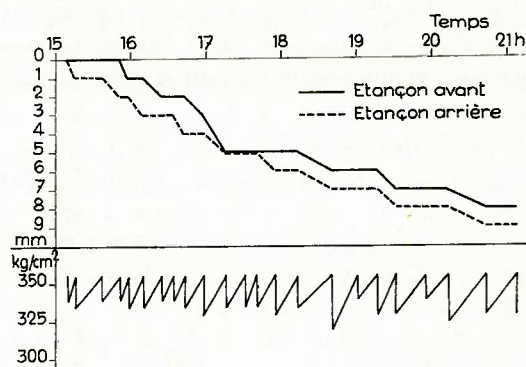


Fig. 13. — Régularité du coulisement pendant les heures qui suivent le rabotage.

Beerlingen, couche 68, taille 3 N₂ O₃, le samedi 12 mars 1960, poste 2.

Le diagramme de la figure 13 montre la régularité du fonctionnement de la soupape de coulissement et la régularité des affaissements qui en résultent. Les mesures ont été faites un samedi après-midi, après un poste de rabotage.

26. COULISSEMENTS PENDANT LES ARRÊTS PROLONGES

Lors d'un arrêt de 56 h, l'affaissement moyen des étançons des 21 piles en service dans la taille 68 de Beeringen a été de 30 mm du côté du front et 44 mm du côté du foudroyage (tableau I).

TABLEAU I.

Coulissements pendant un arrêt de 56 h à Beeringen, couche 68, taille 3 N2 O3, du 2 avril à 23 h au 5 avril à 7 h.

N°	Affaissement en mm			
	Côté foudroyage		Côté front	
	amont	aval	amont	aval
21	47	45	34	40
20	45	44	37	38
19	44	46	40	41
18	43	46	40	45
17	44	35	30	12
16	27	33	6	20
15	25	41	36	20
14	42	56	17	39
13	57	56	38	43
12	24	51	33	38
11	45	40	44	45
10	41	40	46	15
9	31	37	9	21
8	30	46	11	34
7	44	41	24	47
6	46	48	11	16
5	49	51	23	41
4	50	52	26	40
3	54	48	22	6
2	48	49	25	25
1	49	50	44	44
	Moyenne côté foudroyage 43,8 mm		Moyenne côté front 30,1 mm	

Puisque les étançons avant et arrière d'un même cadre sont en communication, nous avons établi le coulissement moyen par cadre, chaque pile ayant un cadre amont et un cadre aval avec chacun son propre boîtier de soupapes (tableau II). Les chiffres témoignent d'une bonne régularité de coulissement parallèlement au front de la taille.

TABLEAU II.

Coulissements moyens pendant un arrêt de 56 h, à Beeringen, couche 68, taille 3 N2 O3, du 2 au 5 avril 1960.

Eléments	Cadre	Affaissement moyen en mm	Eléments	Cadre	Affaissement moyen en mm
N° 21	amont	40,5	N° 11	amont	44,5
	aval	42,5		aval	42,5
20	amont	41	10	amont	43,5
	aval	41		aval	27,5
19	amont	42	9	amont	20
	aval	43,5		aval	29
18	amont	41,5	8	amont	20,5
	aval	45,5		aval	40
17	amont	37	7	amont	34
	aval	23,5		aval	44
16	amont	16,5	6	amont	28,5
	aval	26,5		aval	32
15	amont	30,5	5	amont	36
	aval	30,5		aval	46
14	amont	29,5	4	amont	38
	aval	47,5		aval	46
13	amont	47,5	3	amont	38
	aval	49,5		aval	27
12	amont	28,5	2	amont	36,5
	aval	44,5		aval	37
			1	amont	46,5
				aval	47

27. CONVERGENCES PENDANT UN ARRÊT PROLONGÉ

Le schéma de la figure 14 représente la situation du soutènement marchant au moment des mesures pendant l'arrêt prolongé de 56 h.

Nous venons de dire que le coulissement des cadres était régulier le long du front de taille. Dans ces conditions, il était intéressant de voir si la convergence était plus régulière que dans le soutènement classique à frottement.

Le front était en A le samedi matin avant le poste de rabotage. Nous avons mesuré l'écartement des épontes à front aux quatre stations représentées sur le croquis. Le front a progressé de 2,25 m le samedi. Après rabotage, nous avons mesuré l'écartement des épontes aux stations placées dans l'alignement A, maintenant à 2,25 m du front, et nous avons placé de nouvelles stations de mesures dans l'alignement B contre les fronts. Les mesures en A et B ont été reprises après l'arrêt de 56 h.

Pour la file A, la convergence dans tous les cas est plus faible lors de l'arrêt que pendant le rabotage (fig. 15). Elle est en moyenne plus élevée dans le Gerlach que dans le Westfalia. La dispersion est plus élevée dans le Gerlach que dans le Westfalia.

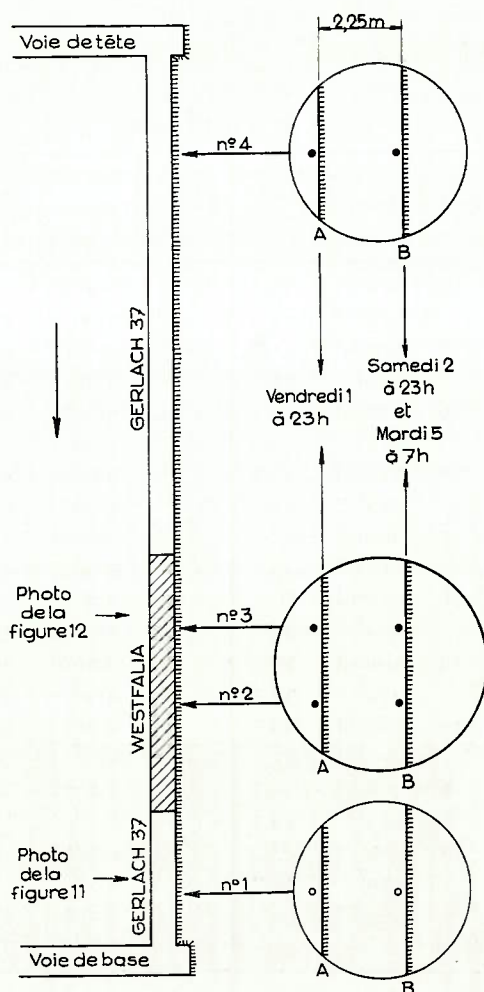


Fig. 14. — Convergences pendant un arrêt prolongé.
Croquis de position des stations de mesures et du soutènement dans la taille.

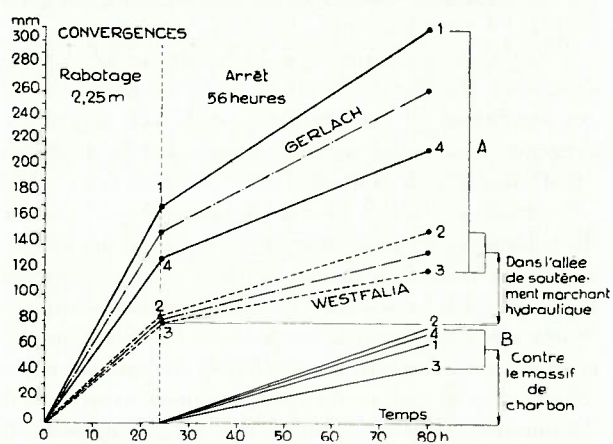


Fig. 15. — Convergences pendant un arrêt prolongé.
Influence marquée du type de soutènement sur la convergence dans l'allée de circulation.
Influence nulle du soutènement sur la convergence contre le massif.
La convergence dans l'allée de circulation soutenue par cadres hydrauliques est comparable à la convergence mesurée contre le massif de charbon.

A front pendant l'arrêt (file B), le rapprochement des épontes est du même ordre de grandeur en face du Gerlach et en face du Westfalia. C'est donc bien le massif de charbon qui règle le rapprochement des épontes le long du front de charbon.

Dans le Gerlach, les convergences sont nettement supérieures à celles mesurées contre le massif. Le soutènement hydraulique au contraire assure un soutènement en harmonie avec celui du massif de charbon. Le soutènement marchant hydraulique nous paraît donc mieux adapté.

TABLEAU III.

Coulissements moyens pendant un arrêt de 45 h
à Beeringen, couche 68, taille 3 N₂ O₃,
du 19 juin au 21 juin 1960.

Eléments	Cadre	affaissement en mm
N ^o 16	amont	27
	aval	27,5
15	amont	27,5
	aval	31,5
14	amont	24,5
	aval	14,5
9	amont	25,5
	aval	24
8	amont	29
	aval	27,5
7	amont	28
	aval	26,5
5	amont	29
	aval	32,5
4	amont	30,5
	aval	29
3	amont	27
	aval	23,5

A titre de confirmation, on comparera au tableau III les coulissements moyens de 9 piles choisies au hasard 2 1/2 mois plus tard, à l'occasion d'un arrêt de 45 heures. Le coulissement moyen y a été de 27 mm et il y a peu de dispersion.

28. CONCLUSIONS

En conclusion des mesures et des observations de la période d'essai, il était possible d'affirmer que le principe même du soutènement marchant était applicable à des tailles de Campine.

3. MESURES DANS UNE TAILLE ENTIEREMENT EQUIPEE DE SOUTÈNEMENT MARCHANT WESTFALIA A BEERINGEN

Une taille complète fut bientôt équipée à Beeringen. Elle se distinguait en particulier par l'emploi d'émulsion au lieu d'huile. De nouvelles mesures, de nouveaux contrôles s'imposaient.

La taille est ouverte en veine 62 à l'étage 789 m. Elle a débuté fin septembre. Dans des conditions très difficiles, on a pu apprécier l'opportunité du soutènement marchant.

Nous commenterons une série de diagrammes d'affaissement des étançons en fonction des pressions hydrauliques dans ces étançons.

31. DIAGRAMMES DES PRESSIONS PENDANT LE RABOTAGE

Comme le montre le diagramme de la figure 16, la charge peut atteindre des valeurs proches de la charge de coulissement pendant le poste de rabotage. L'affaissement des étançons pour passer de la charge de pose à la charge de coulissement est voisin de 5 mm.

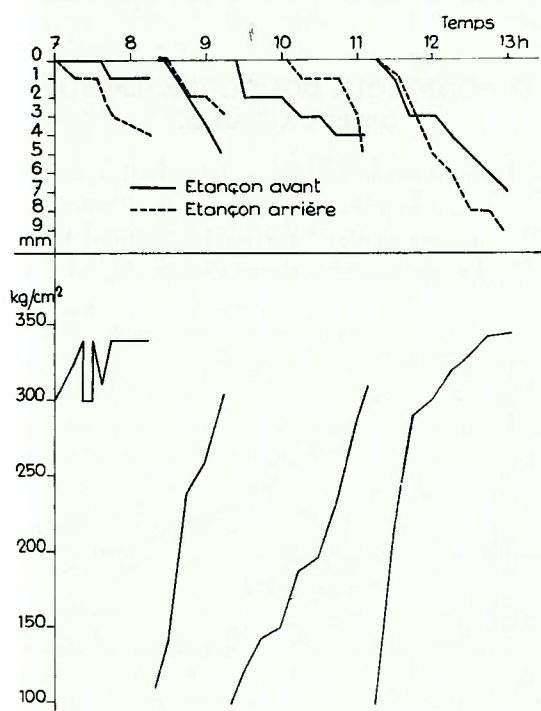


Fig. 16. — Affaissement des étançons et pression dans leur fût lors d'un poste d'abatage.

Exemple de mise en charge rapide entre deux ripages. Beeringen, couche 62, taille 1 N₂ E₁, le jeudi 10 novembre 1960, poste I. - 2^{me} pompe, cadre n° 11, aval.

A ce sujet, quelques essais en atelier nous ont beaucoup éclairés sur l'influence de l'air inclus dans le système hydraulique. A l'atelier du charbonnage de Beeringen, nous avons mesuré le raccourcissement d'un étançon complètement étiré lorsqu'on fait

monter la charge jusqu'à la charge de coulissement. Le raccourcissement d'un étançon isolé est de 4 à 8 mm. S'il s'agit, comme dans la pratique du fond, de deux étançons raccordés par un flexible, le raccourcissement peut être un peu plus important. Enfin, si l'on déconnecte un flexible puis qu'on le remet en ayant soin de purger l'air de son mieux, le raccourcissement dépasse 22 mm pour un seul étançon. Or, il peut arriver dans la mine que l'on doive déconnecter momentanément un flexible. Il se peut aussi que la pompe tourne avec un réservoir vide, bref l'introduction d'air dans le circuit est un phénomène dont il faut tenir compte dans les affaissements d'étançons.

A d'autres postes de rabotage, la pression monte aussi vite, mais le ripage intervient plus souvent de sorte que la charge n'atteint pas la valeur de coulissement (fig. 17). Parfois aussi, la pression monte plus lentement ou diminue (A et B). En examinant le mouvement des étançons, on constate alors que l'un d'entre eux s'étire pendant que l'autre s'affaisse. Comme il s'agit de vases communicants, ces deux mouvements combinés ont pour effet de ralentir ou de contrarier la montée de la pression dans le système. Dans le cas envisagé, c'est l'étançon avant qui s'étire le premier (en A) puis l'étançon arrière (en B). Le phénomène s'est donc produit au même emplacement car, après trois ripages de près de 40 cm, l'étançon arrière, séparé de l'étançon avant de 1,2 m, a parcouru cette distance. On

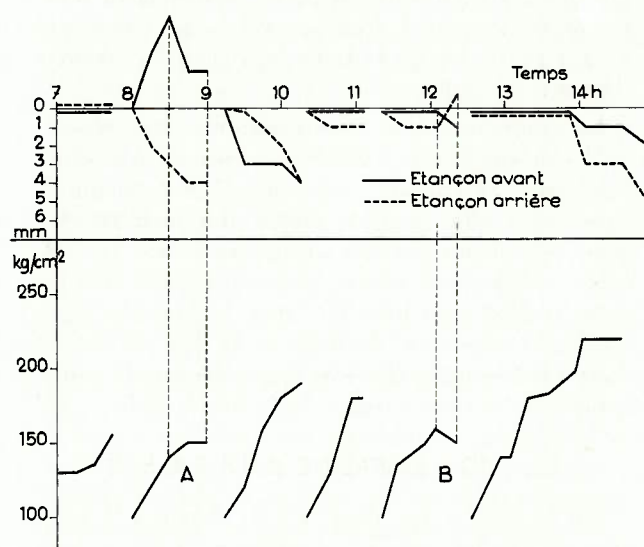


Fig. 17. — Affaissement des étançons et pression dans leur fût lors d'un poste d'abatage.

La montée en charge est rapide mais interrompue par 5 ripages et contrariée deux fois (au même emplacement) par étirement d'un étançon (mur tendre).

Beeringen, couche 62, taille 1 N₂ E₁, le vendredi 23 décembre 1960, poste I. - 5^{me} pompe, cadre n° 3, aval.

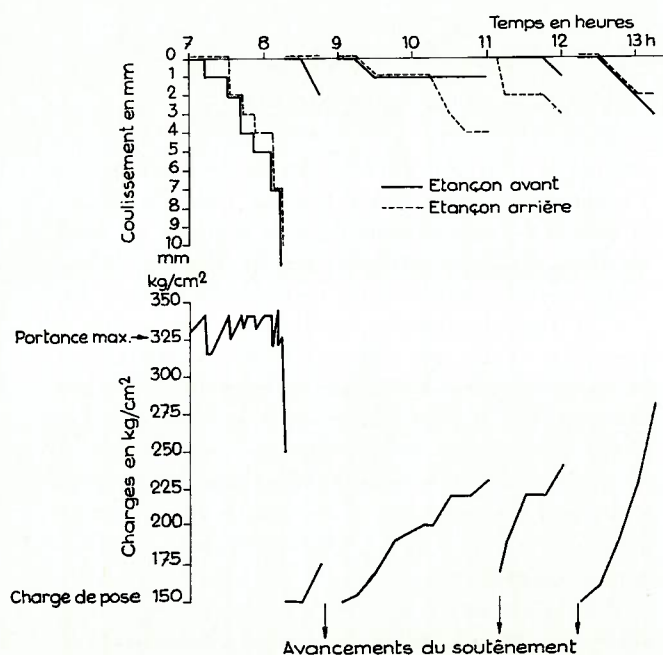


Fig. 18. — Affaissement des étançons et pression dans leur fût lors d'un poste d'abatage.

Sollicitations accélérées au début du rabotage.

Beeringen, couche 62, taille 1 N₂ E₁, le samedi 7 janvier 1961, poste III. - 1^{re} pompe, cadre 28.

peut donc incriminer les épontes. Nous verrons par la suite plus en détail qu'une altération locale du mur après un arrêt prolongé conduit à de tels diagrammes.

Le diagramme de la figure 18 est encore caractéristique d'un poste de rabotage. On y observe que le cadre examiné supportait déjà de fortes charges au début du poste d'abatage. A mesure de la progression du front, la soupape de coulisement fonctionne plus souvent. Peu après 8 h, on commence à riper par le bas de la taille le n° 1 de la première pompe et les suivants.

Le diagramme que nous examinons concerne le 28^{me} élément de cette première pompe. Il a d'abord été fortement sollicité, puis soulagé juste avant le ripage. En effet, lors du ripage des premiers éléments, la charge du toit s'est reportée sur les éléments voisins, non encore avancés. Quand une dizaine d'éléments eurent été ripés, la nouvelle ligne de foudroyage s'est dessinée et le toit est tombé dans l'arrière-taille, libérant partiellement le soutènement de ses contraintes.

32. COULISSEMENT A LA PRESSE

Un étançon a été placé sous la presse à la pression de 210 kg/cm² et a gardé cette pression pendant 3 1/2 h. L'étançon avant et son bloc-vannes étaient donc parfaitement étanches.

Un étançon placé sous la presse a été amené à la charge de coulisement et forcé de coulisser. En 2 min, on a noté 20 coulisements totalisant une

réduction de hauteur de 9 mm, soit moins de 1/2 mm par coulisement.

Un autre étançon, placé dans des conditions analogues, a coulisé pratiquement à chaque impulsion de la presse et ce, à la pression de 330 kg/cm².

Deux étançons ont été placés en série et l'un d'entre eux était calé sous la presse à une charge voisine de la charge de pose habituelle à Beeringen : 110 kg/cm². On a manœuvré l'étançon voisin sans que l'on ait pu constater des fluctuations de la pression dans le premier étançon.

Un étançon et un bloc-vannes ont été placés en position inversée entre les plateaux de la presse. On a étiré d'abord l'étançon pour le mettre en contact avec les plateaux, puis on a aussitôt mis la presse en charge pour obliger la bille anti-retour à coller sur son siège. On a alors coupé l'arrivée de l'émulsion à haute pression et forcé l'étançon à coulisser sous l'effet de la presse. Il a parfaitement coulisé à 330 kg/cm². La pression des mâchoires de la presse étant quelque peu relâchée à l'arrêt de la pompe de cette presse, et cela en raison du jeu dans le piston de la presse et les filets des 2 colonnes de presse, la pression restante de 300 kg/cm² au manomètre de l'étançon s'est parfaitement maintenue pendant la dizaine de minutes qu'a duré l'observation.

33. CONTROLE DES COULISSEMENTS DANS LA TAILLE

Le diagramme de la fig. 19 est relatif à un poste d'arrêt : le poste 2. La soupape a effectivement bien fonctionné à la charge prévue et un grand nombre de fois. Le diagramme de la figure 20 est établi

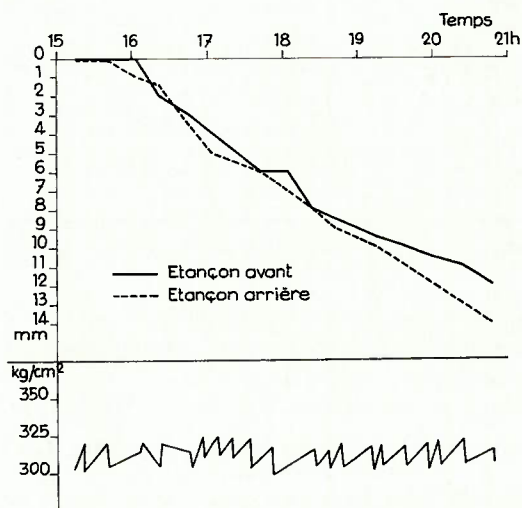


Fig. 19. — Coulisement des étançons au poste II. (taille à l'arrêt)

Beeringen, couche 62, taille 1 N₂ E₁, le jeudi 3 novembre 1960, poste II.

lors d'un poste de nuit. La taille a cessé d'être active vers 13 h 30. L'élément de soutènement coulisserait encore, car les terrains n'ont pas encore trouvé leur

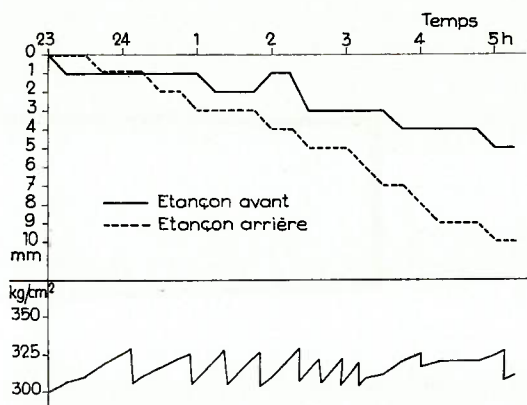


Fig. 20. — Coulissement des étançons au poste III. La taille a cessé d'être active vers 13 h 30.

Beeringen, couche 62, taille 1 N₂ E₁, le jeudi 5 janvier 1961, poste III. - 1^{re} pompe, cadre 25.

équilibre. Au total, le coulissement pendant la nuit est généralement inférieur au coulissement pendant le poste II.

Après une certaine flexion, le toit trouve en effet un appui de plus en plus résistant du côté du charbon en place. Corrélativement, le mouvement de toit devient plus faible à l'avant qu'à l'arrière et cela explique que l'étau avant s'affaisse souvent moins que l'étau arrière.

34. COULISSEMENTS PREMATURES OU TARDIFS AFFAISSEMENTS PERMANENTS

D'après le diagramme de la figure 21, la soupape a fonctionné pour une pression supérieure à la pression nominale de coulissement. Cette soupape a pu être mal tarée à l'origine ou se dérégler à l'usage. D'autres fois, la soupape fonctionne quand le manomètre indique par exemple 420 kg/cm². Si l'on prend soin de relâcher la pression complètement en foudroyant l'étau, on s'aperçoit que l'aiguille du manomètre ne descend pas en dessous de 90 kg/cm². C'est donc le manomètre et non la soupape qu'il faut incriminer. Nous avons relevé plusieurs défaillances de la liaison mécanique entre l'aiguille du manomètre et le tube déformable de Bourdon. Nous avons démontré chaque fois que l'occasion s'est présentée, que des soupapes qui étaient supposées fonctionner à des pressions anormales, fonctionnaient en fait à leur charge nominale. On devrait se méfier des manomètres de type courant et choisir des instruments de haute qualité, protégés des chocs manométriques. Des affaissements permanents sans fonctionnement des soupapes sont toujours dus à une inétanchéité. Les causes en ont été analysées par MM. Goddeeris et Demeuter.

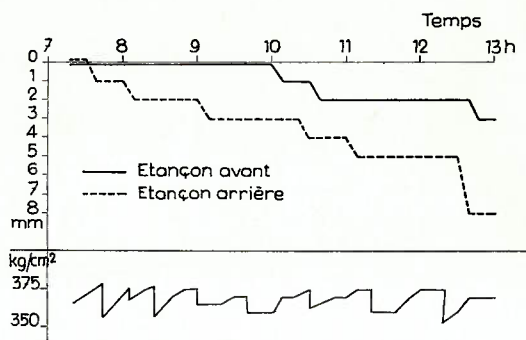


Fig. 21. — Coulissements à une pression anormale.

Il s'agit visiblement d'un diagramme de coulissement. La soupape est mal tarée, à moins que ce ne soit le manomètre. Beeringen, couche 62, taille 1 N₂ E₁, le samedi 24 décembre 1960. - 5^{me} pompe, cadre n° 4 amont.

35. DEFORMATION DES EPONTES LORS DES ARRÊTS PROLONGÉS

L'arrêt de Noël avait été précédé d'un jour de travail normal avec avancement de 2,25 m et convergence de 110 mm pour des points situés à front avant rabotage et retrouvés en arrière après rabotage. A ces mêmes stations dans l'allée de circulation, la convergence fut de 60 - 75 mm pendant l'arrêt de 81 h qui suivit. Contre le front de charbon, la convergence fut la même : 60 - 75 mm. A l'endroit du convoyeur, la convergence fut de 110 mm pendant le même temps. Visiblement le convoyeur était soulevé et le mur était très affecté par l'arrêt prolongé. Dans le pied de taille soutenu sur quelques mètres par des étaux à frottement, la circulation était devenue impossible par suite de la pénétration des étaux dans le mur. Nous sommes entrés en taille en rampant sur le convoyeur au cours de la nuit précédant la reprise du travail. Dans la partie de taille équipée de soutènement marchant, l'accès est resté très bon et le soufflage est bien moindre car la charge de coulissement est limitée à 30 t et le mur ne subit donc jamais de charge supérieure à 75 t par m de front de taille. Si la charge était plus élevée, le fluage serait plus important et plus important le soulèvement du convoyeur.

* * *

La figure 22 représente une coupe à travers la taille après l'arrêt prolongé du samedi 5 au mardi 7 février. Le convoyeur est soulevé par le mur. Au toit, de petites plaquettes de grès lenticulaire se détachent parce qu'elles ne peuvent se soutenir d'elles-mêmes, les joints étant charbonneux.

L'exploitation a donc été arrêtée pendant 3 jours et a repris le mardi au poste 1. Il y a en taille 5 pompes en service et 123 éléments. Le pied de taille est encore soutenu par des étaux Gerlach 37 et des bèles articulées en acier de 0,80 m de longueur.

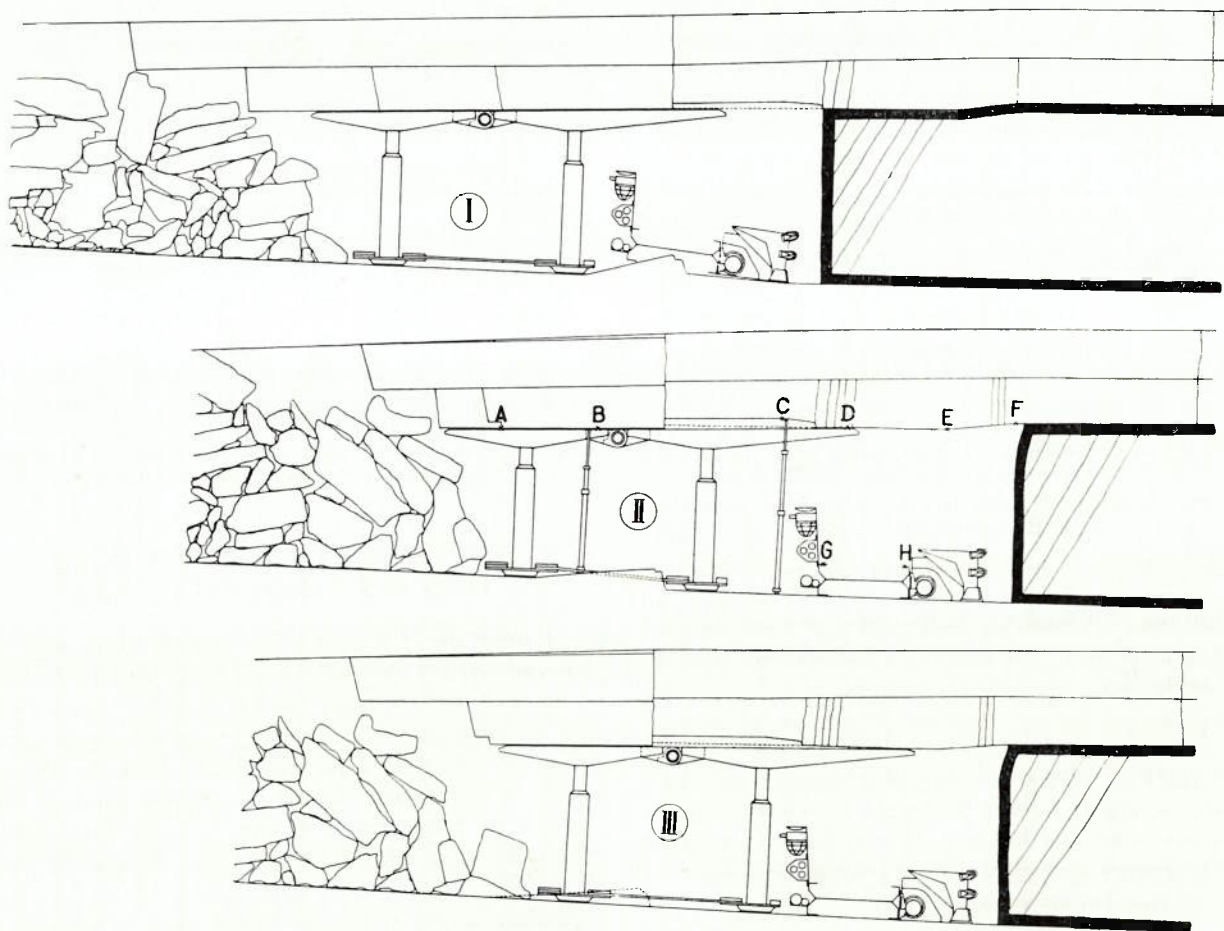


Fig. 22. — Aspect de la taille le lendemain d'un arrêt prolongé.

- I. Avant la reprise du travail, le mur est soulevé principalement sous le convoyeur; le toit s'effrite contre le front de charbon.
- II. La taille a progressé de 1,35 m, mais le soutènement n'a été ripé que deux fois de 0,45 m. A la fin du poste d'abatage, le soutènement doit encore être ripé une fois.
- III. Après ce dernier ripage, la taille est prête pour l'arrêt de nuit et la reprise du lendemain.

Au poste du matin, on a réalisé un avancement de 1,80 m en tête (5^{me} pompe), 1,35 m à la 4^{me} pompe et 0,90 m aux pompes inférieures. Des infiltrations d'eau dans le bas de la taille altèrent le mur et rendent le toit fragile.

Mardi vers 15 heures, nous installons une station de mesures à la 4^{me} pompe entre les piles 13 et 14. Nous avons placé des cannes de mesure de convergence, procédé à des nivellements du toit, mesuré le coulissemments des fûts d'étauçons en liaison avec la 4^{me} pompe et noté tout ce qui a pu se passer dans l'environnement de la station de mesures.

Le rabot est passé quelquefois, mais le massif était déjà fissuré contre le front et ce ne furent que des passes de nettoyage. Le convoyeur n'a avancé que de 8 cm au total. Un ripage eut lieu vers la fin du poste 2. Il fut interrompu par la rupture d'un flexible. La pompe a été définitivement arrêtée à 2 h du matin. Elle a été remise en marche à 7 h pendant 1 minute, puis arrêtée à nouveau pour nous

permettre d'effectuer des mesures aux fûts d'étauçons.

351. Convergences.

Les courbes de convergence (fig. 23) ont la même allure pour les deux cannes placées respectivement à 1,5 m et 2,8 m du front de charbon. Les courbes sont scindées en deux tronçons par l'opération de ripage. Avant ripage, la pente de convergence est plus forte qu'après ripage. Avant ripage, la convergence côté front est un peu plus forte qu'à l'arrière. Après ripage, les deux courbes sont sensiblement parallèles. Au moment du ripage, la perte de hauteur est plus importante côté foudroyage : 13 mm contre 9 mm côté front.

Les mouvements de terrain se calment vers 3 h du matin. La convergence diminue et la pression monte plus lentement. Les mouvements reprennent vers 7 h du matin, dès le début du rabotage.

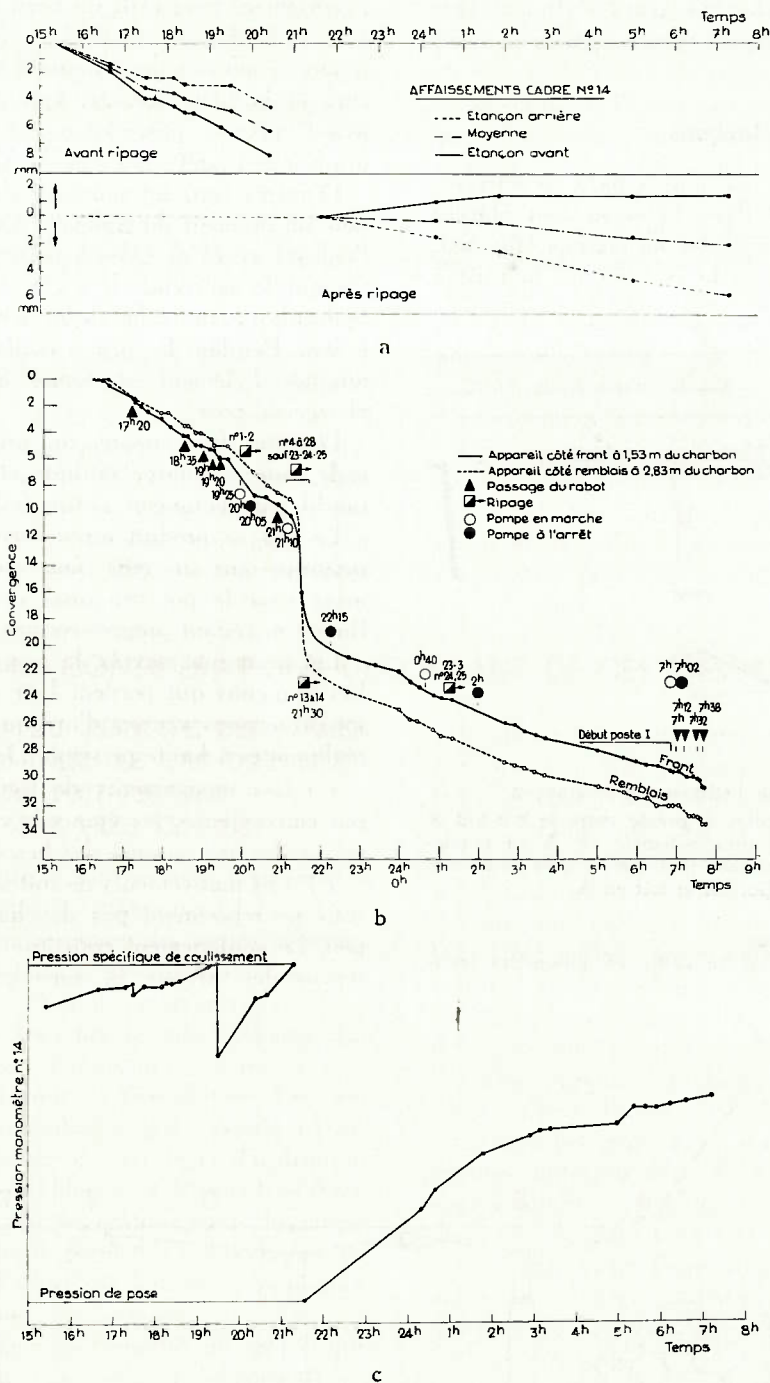


Fig. 23. — Convergences en taille.

Influence du ripage et de la distance entre le front de charbon et l'allée soutenue par cadres hydrauliques.

Relations entre les convergences, l'affaissement des étançons et la pression d'émulsion dans les fûts d'étauçons.

En conclusion, la convergence est influencée par l'abatage et par la position relative du soutènement et du massif de charbon. Ceci plaide en faveur d'un type de soutènement capable de suivre de très près le front d'abatage. En définitive, cela signifie que le pas ne peut être allongé sans précaution.

352. Affaissements des étançons (fig. 23).

En corrélation avec les convergences, nous observons que l'affaissement moyen des étançons avant ripage est supérieur à l'affaissement moyen après ripage. En d'autres termes, le soutènement est moins sollicité quand il suit de plus près le front de char-

bon. Avant ripage, l'étau avant s'affaisse plus que l'étau arrière. Après ripage, l'étau avant s'étire.

353. Etirement des étaux.

L'exemple de la pile 22 nous a paru caractéristique. Après ripage, les deux bèles se sont placées au toit de la manière présentée au croquis (fig. 24). Nous avons assisté dans le courant de la nuit à

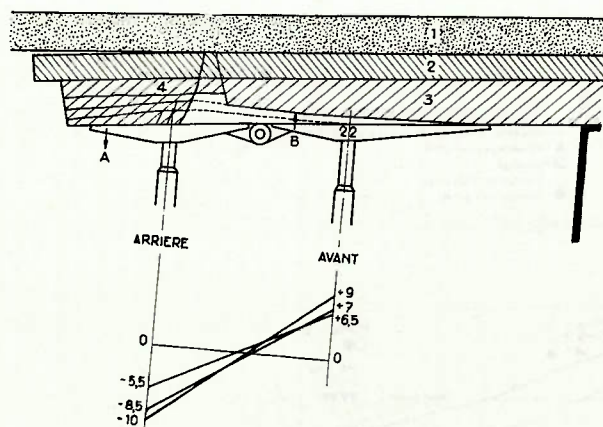


Fig. 24. — Exemple d'étirement d'un étau.

Le morceau de toit immédiat 4, pressé entre le bas-toit et l'étau-arrière, descend principalement en A en esquissant un mouvement de bascule tant que la bèle avant n'a pas pris appui sur le toit en B.

1. Haut-toit.
2. Bas-toit psammitique.
- 3-4. Toit immédiat qui se délite en plaquettes lenticulaires.

l'écrasement progressif du bord de la fracture à mesure de l'affaissement de l'étau arrière. L'articulation se relevait dans l'espace découvert de la cassure et la bèle frontale, appuyée à son extrémité avant, prenait progressivement appui au toit dégradé par l'arrêt prolongé du W.E.

D'autres fois, un morceau de toit tombe sur la bèle au moment du ripage et l'opérateur néglige de l'enlever avant de caler à nouveau le cadre au toit. Quand le morceau de roche se brise, la pression hydraulique dans l'étau tombe instantanément à zéro. Pendant les postes actifs, la pompe renfloue aussitôt l'élément et remet automatiquement la charge de pose.

D'autres fois encore, un premier banc de mur cède sous sa charge critique et la pression tombe, tandis que l'étau s'étire faiblement.

Le cas se produit aussi lorsque le soutènement progresse sur un mur non nettoyé. On retrouve alors sous le pot un amas de terres broyées qui fluent en cédant progressivement ou par à-coups.

Les jours non ouvrés, la pompe est mise à l'arrêt. Les étaux qui perdent leur charge pour les raisons que nous venons d'invoquer ne sont donc pas réalimentés à haute pression. De deux choses l'une :

1^o) Les mouvements de toit se poursuivent et, par convergence, les étaux reprennent des charges au fur et à mesure des besoins.

2^o) Les mouvements de toit se calment. Les étaux ne reprennent pas de charge ou en prennent peu. Le soutènement constitue un garnissage. A la reprise des travaux, la convergence est accélérée et

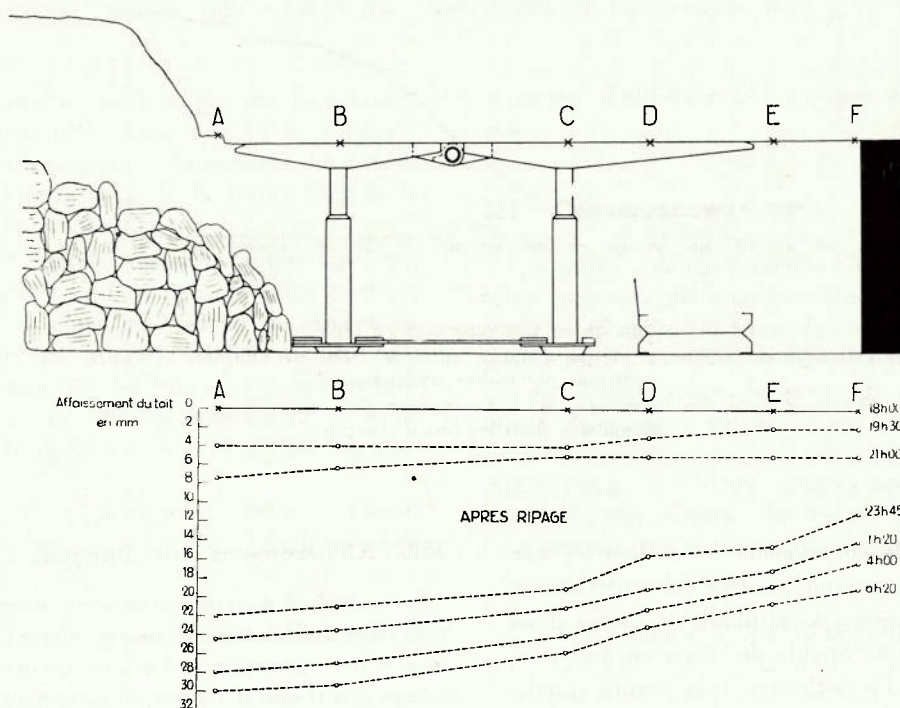


Fig. 25. — Affaissement du toit en taille.

les étauçons se remettent en charge. En pratique, la pompe est remise en marche dès le début du poste d'abatage et les étauçons ont au minimum la charge de pose avant que ne débute le rabotage.

354. Affaissement du toit en taille.

Nous avons mesuré l'affaissement du toit dans la taille par nivellements de repères A, B, C, D, E, F, placés au toit sur une ligne A F perpendiculaire au front de taille (fig. 25).

La taille était à l'arrêt : postes d'après-midi et de nuit. Pour l'intervalle de temps entre la première et la dernière lecture, soit 12 h, l'affaissement en A à la ligne de foudroyage est de 30 mm, l'affaissement correspondant en F contre le front de charbon est de 20 mm. Avant comme après ripage, le toit descend parallèlement à lui-même sans qu'il y ait différence significative entre l'affaissement côté fou-

droyage et l'affaissement côté front de charbon. En F, on n'observe aucune rupture de la dalle de toit. A 6 h 20 le matin, la dalle est continuée depuis E en passant par F jusqu'au-dessus du massif de charbon. La veine a subi l'écrasement à mesure de la descente du toit. Quelques écailles de charbon sont tombées dans l'allée de passage du rabot.

C'est au moment du ripage de tout le soutènement que les bancs de toit descendent plus à l'arrière qu'à l'avant. La charnière est localisée en avant du front de charbon dans une zone où les bancs commencent à se fracturer et à se décoller.

Nous pensons qu'il n'est pas possible de s'opposer totalement au mouvement du toit en taille.

Le soutènement doit contrôler l'affaissement du toit en tenant compte de la qualité des épontes et des appuis que constituent le massif de charbon en avant de la taille et les remblais ou les débris de foudroyage dans l'arrière-taille.

4. CONSIDERATIONS DECOULANT DE CES MESURES

41. APPLICATION DU PRINCIPE DES VASES COMMUNICANTS DANS LE CAS DIFFICILE D'UN BAS-TOIT FRIABLE ET D'UN MUR TRES TENDRE

Nous avons dit que le soutènement marchant se différencie des systèmes classiques. Le système Westfalia se différencie encore des autres systèmes marchants par le fait qu'il fonctionne comme une balance hydraulique. A tous moments, les deux étauçons supportent toujours la même charge. La position des étauçons est donc imposée par la géométrie des épontes autour de l'excavation. Or c'est un fait que les tailles soutenues par Westfalia tiennent, dans les conditions de terrain et d'utilisation décrites par MM. Goddeeris et Demeuter. Avec deux étauçons qui offrent constamment la même résistance chacun, nous permettons aux bancs de bas-toit de prendre l'allure qui leur est imposée par les bancs de haut-toit.

Etant donné la mauvaise qualité de ce bas-toit et du mur, on ne voit pas comment on pourrait influencer par le soutènement l'allure des bancs du haut-toit.

Pour ménager le bas-toit, il faut limiter la pression au contact des bèles. A cet effet on peut augmenter la surface des bèles. Il ne faut pas trop y compter.

En admettant que l'on arrive à limiter la pression sur le bas-toit, par un contact large et efficace, on pourrait théoriquement augmenter la charge de coulissement. En pratique, certains murs ne résistent pas à cette charge. Dans les murs tendres, des charges de 50 t par mètre courant de taille ont déjà pour effet de soulever le mur sous le convoyeur et entre les cadres de soutènement pourtant très rapprochés.

Le phénomène est comparable à la montée de mur, que l'on observe dans certaines voies de chantier. En effet, l'allée d'abatage et de transport est bordée, d'une part, par le massif de charbon et, d'autre part, par une série de cadres de soutènement. L'un et l'autre transmettent au mur les charges que fait naître le mouvement de descente du toit. Côté massif, ces charges sont réparties d'une manière très homogène sur la surface totale de contact entre le charbon et le mur, avec une limite rectiligne tracée par le dernier passage du rabot. Du côté opposé, les charges sont transmises par deux rangées d'étauçons hydrauliques à larges bases. Entre ces deux zones d'appui, le mur ne subit aucune contrainte verticale hormis le poids du convoyeur blindé, c'est-à-dire bien peu de chose. C'est donc sous le convoyeur que la roche tendre est refoulée. Elle peut l'être aussi dans l'arrière-taille, mais ceci ne gêne pas le mineur. Dans l'allée de transport au contraire, la montée du mur peut avoir les inconvénients ci-après : gêner l'abatage ou le transport principalement dans les couches de petite ouverture, préparer un mur sans résistance sur lequel le soutènement trouvera un mauvais appui quand la taille aura progressé d'une allée.

La montée de mur peut atteindre un point tel que l'on doive désolidariser le soutènement du convoyeur (s'il est normalement lié au convoyeur) et préparer le passage des éléments de soutènement marchant en enlevant au marteau-piqueur et à la pelle les roches qui ont foisonné sous le convoyeur.

Pour ces raisons et dans l'hypothèse d'un bas-toit friable, d'un haut-toit résistant proche, et d'un mur tendre, on aura avantage à choisir un soutènement marchant indépendant du convoyeur blindé, dont

les étançons hydrauliques ont une charge de pose et une charge de coulisement assez faibles pour suivre l'affaissement du bas-toit sans le détruire.

42. DEFORMABILITE DU CADRE DE SOUTÈNEMENT

S'il est vrai que les deux étançons d'un même cadre peuvent être reliés hydrauliquement sans qu'il en résulte une désagrégation des épontes, il est aussi vrai que ces deux étançons doivent être fixés solidement sur leur support et que la distance horizontale entre les deux têtes d'étançons doit être maintenue constante, ce qui est le cas si la bèle est unique ou si deux bèles sont reliées entre elles par une articulation comme celle qui assemble les deux bèles Westfalia. A cet égard, la liaison par longues lames de ressorts et la mobilité des étançons sur leur sup-

port sont néfastes. Les systèmes de cadres où un étançon se hale sur le précédent ne conviendraient pas non plus en terrains friables.

43. REGULARITE DE L'ARCHITECTURE DE SOUTÈNEMENT

Sur des murs tendres, sous des toits friables, les cadres équidistants conviennent le mieux. Les cadres se déplaçant parallèlement à eux-mêmes ne posent pas de problème (Westfalia, Wild « Goal Post »). Dans les systèmes à parallélogrammes déformables, plus le pas est grand, plus il faut séparer les piles et, pour maintenir le nombre d'appuis, il faut rapprocher les cadres d'une même pile. Finalement, la répartition des points d'appui le long du front de taille est moins bonne.

5. CONCLUSIONS

Nous avons étudié principalement le comportement des épontes dans des tailles équipées du soutènement marchant Westfalia. C'est bien normal. Ce type de soutènement a été le premier en service dans les mines belges. Aucun autre modèle n'équipe une taille complète, tandis que celui-ci en équipe trois dont une depuis 5 mois, dans des terrains de tenue difficile.

Le mur de la veine 62 en taille 1 N₂ E₁ à Beeringen est très très mauvais comparé à celui d'autres tailles où des essais sont en cours.

On dispose à l'heure actuelle d'un matériel de soutènement marchant adapté et qui assure un meilleur contrôle du toit que les étançons individuels à frottement, dans les tailles à toit friable et mur tendre. Il faut, à cet égard, respecter certaines règles de construction, comme par exemple la fixation rigide de l'étançon sur son support; l'utilisation d'une bèle unique ou d'une bèle par étançon avec liaison interdisant aux deux bèles de s'écarter ou de se rapprocher à l'excès. Tout doit être étudié pour le maintien de l'intégrité des linteaux de toit. Les

charges de pose et de coulisement sont déterminées par la qualité des épontes.

De petites anomalies dans les circuits hydrauliques n'ont jamais entravé l'avancement ni contrarié la tenue du toit. Elles ont attiré l'attention sur des perfectionnements possibles des soupapes et des circuits.

L'emploi d'un cadre de soutènement dont les deux étançons sont reliés hydrauliquement a jeté quelque lumière sur le mouvement des épontes dans les tailles foudroyées. Des cadres à deux étançons, se déplaçant parallèlement, toujours à même distance l'un de l'autre et très près du front, apportent, semble-t-il, une excellente solution au problème du soutènement des tailles mécanisées à front dégagé.

Je remercie la Direction des Charbonnages André Dumont, Beeringen, Helchteren-Zolder, Winter-slag, et particulièrement les ingénieurs de Beeringen qui m'ont confié un grand nombre d'informations, de mesures et de diagrammes.

Le soutènement marchant en gisements inclinés jusqu'à 25-30°

Le matériel actuellement disponible

par J. VANDERPUTTE,

Ingénieur Principal, Adjoint à l'Ingénieur en Chef du Fond,
à la S. A. des Charbonnages Limbourg-Meuse.

SAMENVATTING

Daar de Kolenmijnen Limburg-Maas een afzetting uitbaten met hellingen tussen 12 en 25°, hebben ze in tegenstelling met andere Kempense Mijnen nog geen proeven met voortschrijdende ondersteuning kunnen doorvoeren.

Einde 1960 en begin 1961 hadden wij de gelegenheid 4 verschillende ondersteuning in bedrijf te zien in pijlers met hellingen rond de 25°. Het geldt hier de Klöckner-Ferromatik in de originele versie en deze van de Staatsmijnen, de Westfalia, die voor deze hellingen werd beproefd in Beieren (Peissenberg) en de Sahé-Somemi in de uitvoering die in Noord-Frankrijk werd op punt gesteld door de groep van Bruay.

Op aanvraag van Inichar worden hier de gegevens over deze bezoeken verzameld. Hierbij wordt voor de Westfalia-ondersteuning, die reeds vroeger werd beschreven, meer nadruk gelegd op het stabiliteitsprobleem.

Als besluit mag zonder aarzelen gezegd worden dat deze nieuwe techniek nu ook aangepast is aan de gegeven hellingen.

RESUME

La S.A. des Charbonnages Limbourg-Meuse exploite un gisement dont l'inclinaison est comprise entre 12 et 25°. C'est pourquoi, contrairement aux autres charbonnages de Campine, le Charbonnage Limbourg-Meuse n'a pas encore effectué d'essai de soutènement marchant.

Fin 1960 et au début de 1961, nous avons eu l'occasion de voir en service au fond quatre types de soutènement marchant hydraulique dans des tailles dont l'inclinaison était voisine de 25°. Il s'agit de la version originale du soutènement Klöckner-Ferromatik et de la version adoptée aux Mines d'Etat Néerlandaises, du matériel Westfalia, essayé dans une taille inclinée à 25° à Peissenberg en Haute-Bavière, et des piles jumelées Sahé-Somemi, mises au point au Groupe de Bruay des Houillères du Nord de la France.

A la demande d'Inichar, nous avons rassemblé les données recueillies lors de ces visites. Pour le soutènement marchant Westfalia qui a déjà été décrit, nous donnons quelques détails concernant le dispositif de stabilisation.

En conclusion, on peut dire sans hésiter que la nouvelle technique de soutènement convient aussi pour les inclinaisons envisagées.

GENERALITES — PLAN DE L'EXPOSE

La S.A. des Charbonnages Limbourg-Meuse s'est intéressée au soutènement marchant depuis 1959, année au cours de laquelle les constructeurs ont introduit leur matériel sur le marché belge. Malheu-

reusement, les modèles disponibles à ce moment ne conviennent pas à notre gisement. En effet, tandis qu'aucun soutènement présenté ne permettait de dépasser 15°, nos pentes moyennes s'étendent de 11 à 25° et localement nous les dépassons. Fin 1960

et début 1961, alors que nos collègues de Campine avaient démarré avec succès 3 tailles en pentes $< 15^\circ$, nous avons seulement pu prendre contact avec 3 constructeurs qui garantissaient une marche jusqu'à 25 ou même 30° . Nous nous étions fixé la limite de 25° de façon à couvrir 95 % de notre gisement, et de pouvoir utiliser ce matériel coûteux chaque fois que la nature des épontes le permettrait.

Nous avons eu l'occasion de visiter 5 tailles équipées par les 3 constructeurs en question et, en outre, la taille du Charbonnage André Dumont équipée avec le Wild, en faible pente.

L'étude comparative de ces divers systèmes touche à sa fin et fait l'objet de cet article.

Nous nous excusons de ne pouvoir communiquer le fruit de notre propre expérience, mais seulement celle des autres.

Nous traiterons successivement du soutènement marchant :

- 1) Klöckner-Ferromatik.
- 2) Westfalia.
- 3) Sahé-Somemi.

(Pour le Klöckner-Ferromatik et le Sahé-Somemi, nous donnerons une brève description du matériel, tandis que pour le Westfalia, déjà décrit dans les exposés précédents et à d'autres occasions, nous nous attacherons plus spécialement à décrire le système de tringles nécessaire dans les pentes $> 15^\circ$).

4) Tableau comparatif des principales caractéristiques.

5) Conclusions.

Avant d'entamer cette description, un exposé classique doit nécessairement rappeler les principes sur lesquels est basée la stabilité d'un soutènement marchant ; c'est assez élémentaire, nous n'en dirons que le minimum.

1) S'il y a un ou plusieurs étauçons ripés simultanément, la stabilité dépend de la pente, de la position du centre de gravité et de la surface de la base :

— Abaisser le centre de gravité est difficile à cause du poids de la bête qui est fixée à l'étauçon et influence donc la position du centre de gravité de l'ensemble.

— Aggrandir la base est favorable au poinçonnement, mais il y a des limites : poids, encombrement, rigidité, distance entre l'étauçon et le panzer.

2) Il semble plus simple de rendre les étauçons solidaires de ceux qui sont immobiles au moment du ripage.

— Nous verrons qu'il y a là aussi des difficultés à cause des contraintes que les liaisons imposent au mouvement des étauçons et que de plus ces liaisons gênent souvent la circulation du personnel.

Notons aussi que d'autres constructeurs font des essais en pente : Wild - Wanheim - Hemscheidt.

I. — LE SOUTÈNEMENT MARCHANT KLOCKNER-FERROMATIK

Le groupe Klöckner, dont le siège central est situé à Castrop-Rauxel et qui est un consortium de mines, centrales, cokeries, etc..., a depuis quelques années transformé un des sièges désaffectés à Castrop en usine pour la fabrication d'étauçons hydrauliques : Ferromatik. Ses premiers prototypes de soutènement marchant datent de 1954. Conçus au début pour les dressants, puis pour les plateurs, tous les modèles ont toujours respecté le principe d'utiliser les étauçons hydrauliques ordinaires et de les monter dans un cadre articulé pour obtenir par l'adjonction d'un cylindre un soutènement marchant tel que représenté à la figure 1.

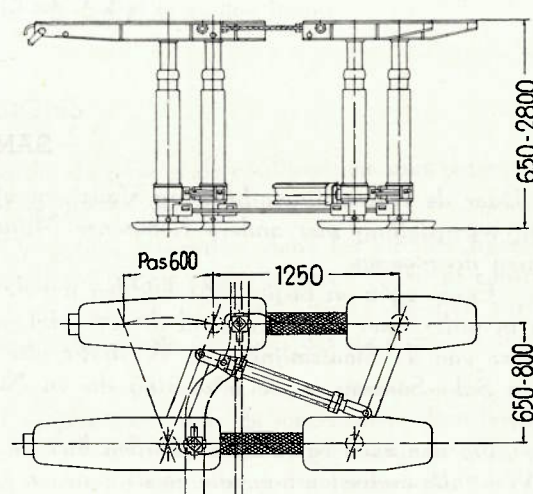
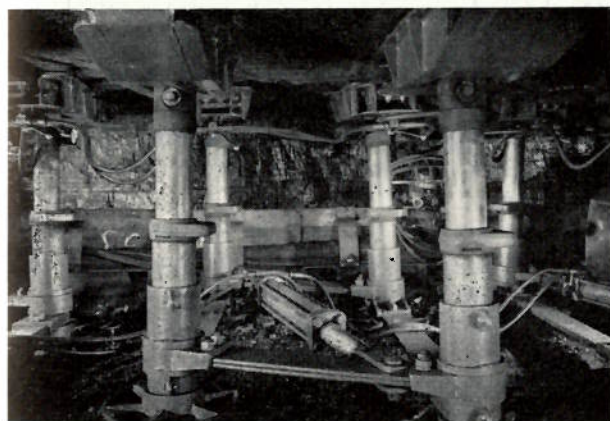


Fig. 1. — Klöckner-Ferromatik
Type classique — Origineel type.

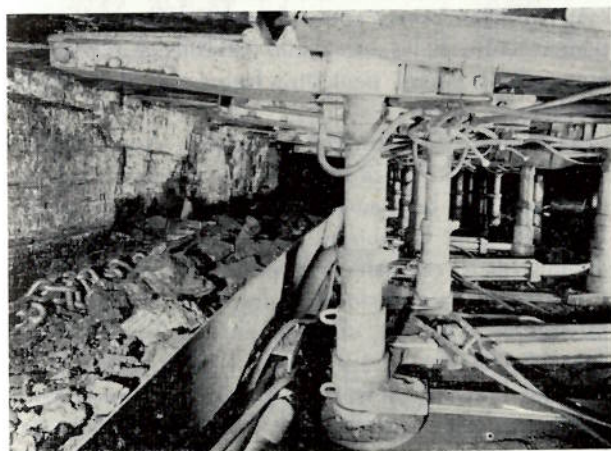
C'est le type classique de ce soutènement ; il se compose d'un groupe de 4 étauçons reliés à la base par des fers plats (lames de ressort) en forme de parallélogramme. Le cylindre qui sert uniquement au déplacement des étais est monté en diagonale et permet d'obtenir un pas de 0,60 m. Les bêtes sont montées par rotule sur chaque étauçon. Elles sont reliées par des morceaux de câbles plats.

Les étauçons sont, soit doublement télescopiques (3 tubes), soit normaux à 2 tubes. Les premiers permettent des courses plus grandes et s'indiquent en petite ouverture (1). Dans les autres cas, Ferromatik emploie pour son soutènement marchant toute sa gamme d'étauçons hydrauliques simples au choix du client. Le pied de l'étauçon passe dans un anneau, qui est relié aux lames de ressort du parallélogramme, et s'emboîte dans la semelle (fig. 2). Dans l'exécution nouvelle, l'ensemble se monte sans aucun boulon et à raison d'un ensemble par homme et par poste, transport en taille compris.

(1) Westfalia et Somemi ont un tel étauçon à l'essai.



a



b

Fig. 2. — Klöckner-Ferromatik
Vue en taille — Zicht in de pijler.

Il existe une 2^e version de ce soutènement marchant, adopté aux Pays-Bas et que nous appellerons le type *Staatsmijnen* (fig. 3).

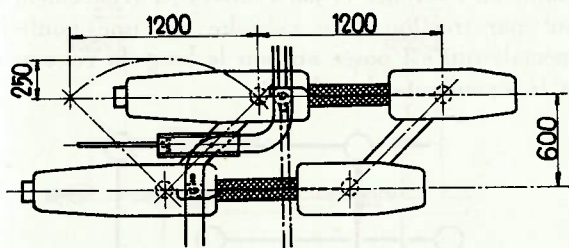


Fig. 3. — Klöckner-Ferromatik — Type Staatsmijnen.

Les Staatsmijnen ont en effet conclu un accord qui prévoit la collaboration étroite entre Ferromatik et le département des essais des Staatsmijnen en vue de mettre au point le soutènement le mieux adapté à leurs conditions et desiderata.

Le cylindre diagonal a été supprimé et remplacé par un cylindre fixé entre la lame côté front et le convoyeur blindé. Le but de ces modifications était triple :

— habitabilité plus grande en petites ouvertures ;

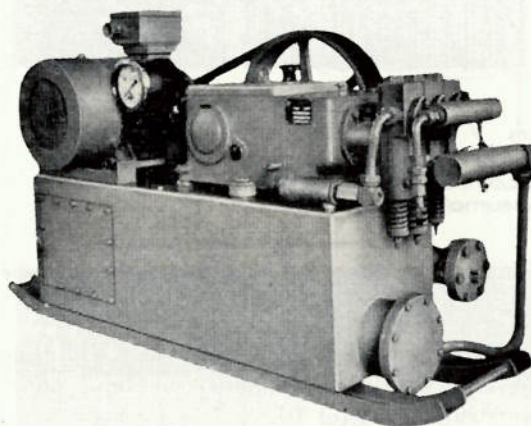
— suppression de l'ancien cylindre ripeur de convoyeur blindé ;

— un pas qui est doublé : 1,20 m.

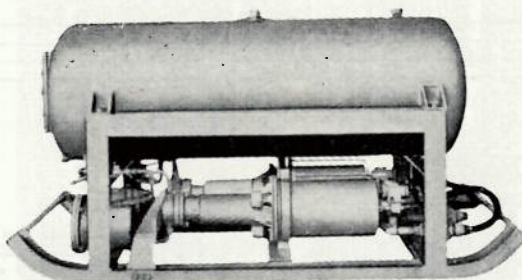
La différence dans l'emplacement du cylindre n'est pas la seule.

Pour équiper une taille de 200 m à grand avancement et cylindres fixés au convoyeur, les Staatsmijnen ont été amenées à modifier également le circuit hydraulique.

Normalement, Klöckner-Ferromatik met 2 pompes en voie de base dont l'une alimente les étais (170 à 250 atm.) et l'autre les cylindres-ripeurs de soutènement à une pression également réglable de 170 à 250 atm., et donnant une traction de 6 à 10 t. Ces circuits sont indépendants. Les flexibles des cylindres sont posés sur le mur de la couche, ceux des étaçons sont suspendus aux bèles. Toutefois en pratique une pompe sera choisie à air comprimé,



a



b

Fig. 4. — Klöckner-Ferromatik: Les pompes — De pompen.

l'autre électrique (fig. 4) et une jonction entre les deux circuits à haute pression permettra de marcher momentanément avec une seule pompe. En employant un clapet de réduction, on peut même supprimer une conduite mais, le débit devenant insuffisant, on ne le conseille pas. Pour la même raison, on mettra une ou deux pompes en voie de tête

en cas de longue taille

en cas de forte pente

en cas de multiples ripages simultanés ;

chaque cas doit être étudié séparément.

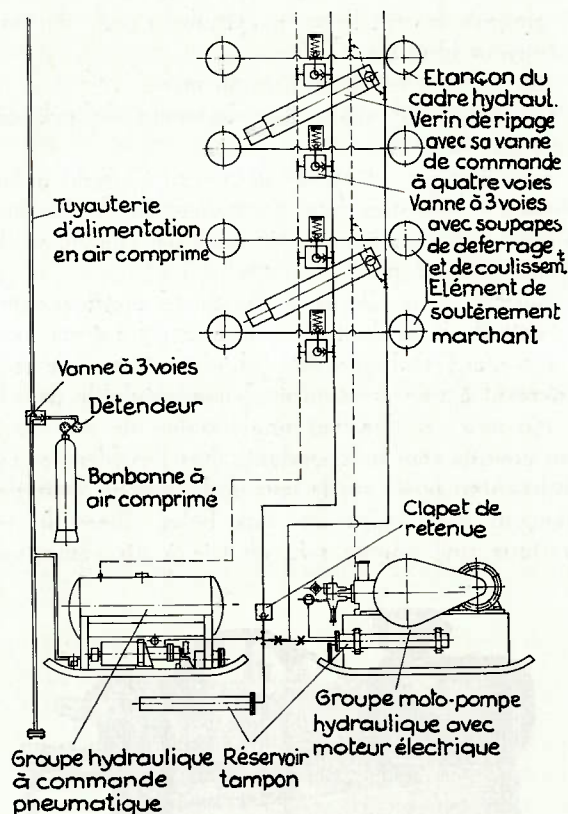


Fig. 5. — Klöckner-Ferromatik
Circuit hydraulique normal — Normale hydraulische kringloop.

La figure 5 est le schéma théorique. Celui que les Staatsmijnen utilisent est plus compliqué pour les raisons suivantes (fig. 6).

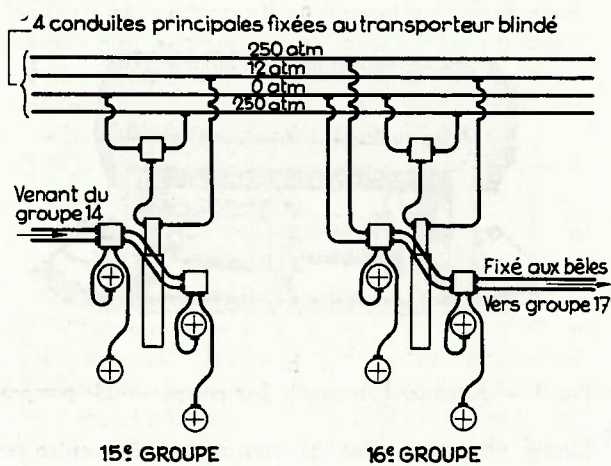


Fig. 6. — Klöckner-Ferromatik
Circuit modifié (Staatsmijnen) — Gewijzigde kringloop (Staatsmijnen).

A cause du cylindre fixé au convoyeur, il faut une 3^e conduite pour alimenter les cylindres à faible pression (12 kg) et obtenir une poussée de 0,5 t sur le convoyeur. On regagne un flexible en supprimant une des conduites de retour mais, par contre, l'embranchement des groupes de 4 étais se fait à chaque

16^e pile et chaque série de 16 dispose à partir de ce point de ses 2 propres conduites fixées aux bèles. Il y a donc 6 conduites en taille uniquement pour le soutènement marchant. En plus, chaque groupe est relié à ces 6 conduites principales par 7 flexibles auxiliaires. L'émulsion est constituée d'eau et de 2 % d'huile.

La suppression du cylindre diagonal permet d'agrandir le pas, mais il faut alors fermer le parallélogramme et évidemment agrandir le découvert à front, avec comme conséquences :

1) La distance entre bèles d'un groupe passe pendant le ripage de 600 (ou moins) à 850. Deux groupes ne peuvent se rapprocher trop pour permettre le mouvement d'écartement pendant le ripage : il faut 1,50 m entre groupes (d'axe en axe) pour éviter des rencontres entre plateaux de base. L'écartement entre bèles est donc variable. En plus, le mouvement latéral peut être freiné par des pierres tombées.

2) A front le découvert est grand. Après ripage, si la bèle est en position avancée, elle est à 0,68 m du front et la bèle en retrait à 1,28 m du front (le front étant à la pointe des couteaux de rabot). Avant ripage, ces valeurs deviennent 1,28 et 1,88 m.

Au point de vue *stabilité*, les deux systèmes sont identiques. Elle est obtenue par les anneaux qui entourent la base des étaçons et auxquels sont fixées les lames de ressort du parallélogramme. Pour augmenter cette stabilité, soit dans les grandes pentes, soit dans les grandes ouvertures, on peut ajouter les mêmes anneaux et lames à mi-hauteur des étaçons, soit uniquement du côté foudroyage, soit côté front et côté foudroyage.

Ferromatik procède dans la taille visitée à Castrop à d'autres essais :

1) Un ensemble de 4 étaçons reliés en carré indéformable (système adopté par Somemi à Gardanne en Provence et par Dowty) ; l'avancement se fait par traction d'un cylindre sur une poutrelle spéciale qui est posée au mur le long du convoyeur et indépendante de celui-ci.

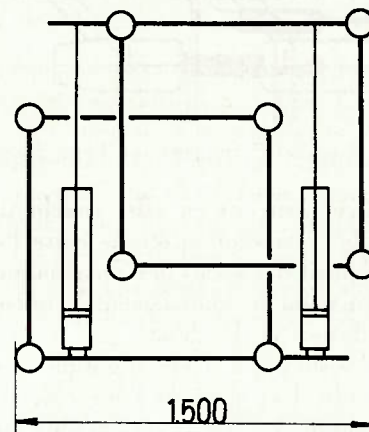
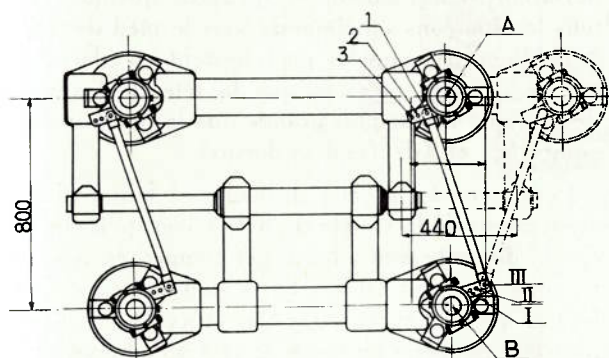
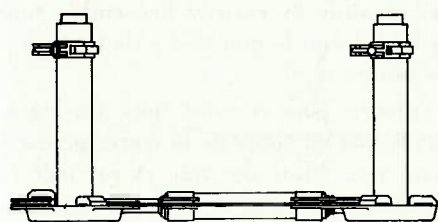
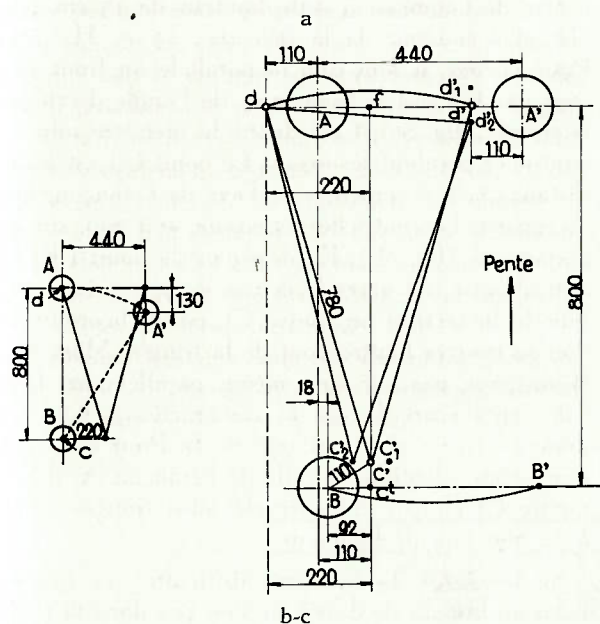
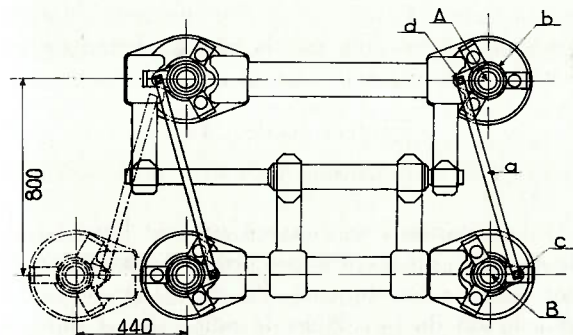
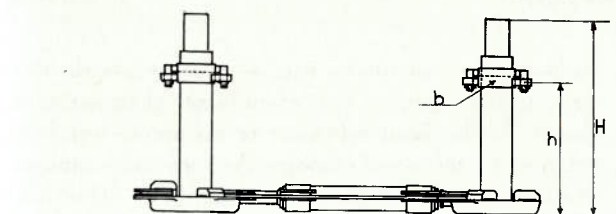
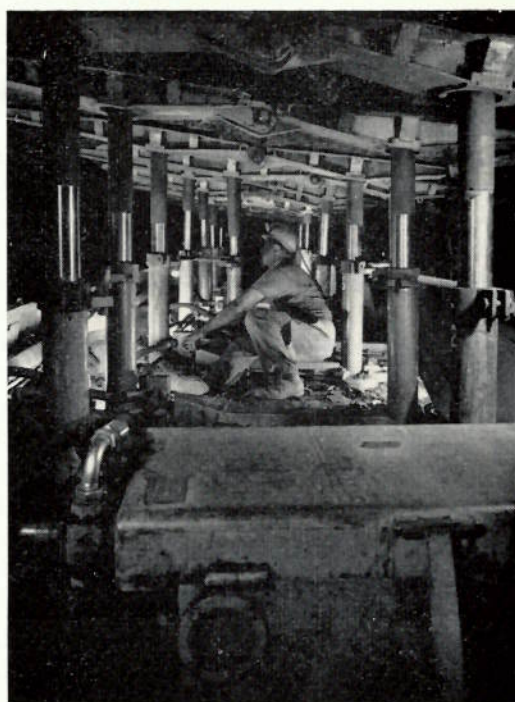


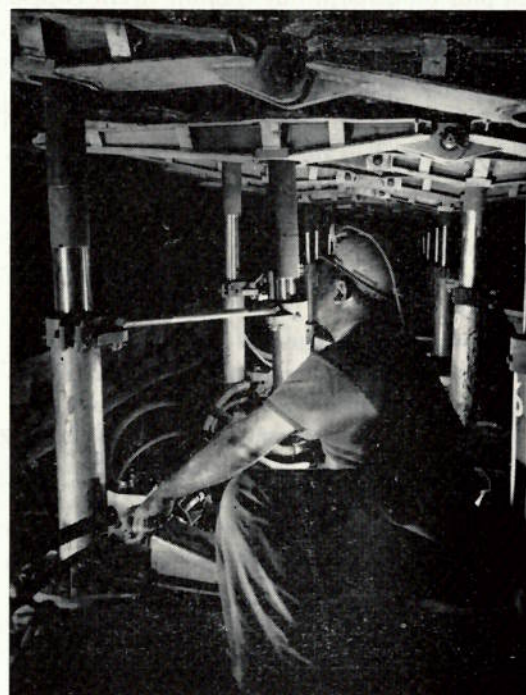
Fig. 7. — Klöckner-Ferromatik
Prototype de piles jumelles — Tweelingsgroep.



d



e



f

Fig. 8. — Westfalia
Dispositif de stabilité — Stabilitätsinrichtung.

2) Un autre ensemble constitué par 8 étauçons reliés 4 par 4 en carré. Mais ici un des groupes de 4 pénètre dans l'autre et est relié à celui-ci par 2 cylindres de ripage. L'ensemble augmente la densité et supprimerait l'effet de pompage. Quant au prix ... on ne le connaît pas encore (fig. 7).

3) Une lame de ressort pouvant glisser en avant de la bête principale : les résultats n'ont pas été concluants.

Notons pour terminer cette partie que les résultats obtenus par les Staatsmijnen sont très encourageants. Dans une taille de 0,90 m d'ouverture, 200 m de longueur et 5,40 m d'avancement journalier, le rendement « chantier » a augmenté de $\pm 35\%$ et est passé ainsi à 6.250 kg.

II. — LE SOUTÈNEMENT MARCHANT WESTFALIA POUR PENTE DE 25°

La mine de Peissenberg en Bavière a introduit, le 3 janvier 1961, 22 groupes de soutènement marchant Westfalia dans une taille dont la pente est de 24-25°. Pour Westfalia, il s'agit du premier essai en pente au-dessus de 14°.

L'exploitation visitée se développe dans la couche 10/11 de 1,30 m d'ouverture équipée de rabot sur convoyeur P.F.1.

En plus du dispositif de stabilité décrit ci-dessous, la dernière présentation du soutènement marchant Westfalia à Peissenberg comporte les améliorations, ou variantes, suivantes :

- Possibilité d'une bête dont le porte-à-faux est de 1,25 m (au lieu de 1 m) ; à Peissenberg il y en avait quelques-unes en service.
- Liaison entre les 2 bêtes : abandon de la lame de ressort remplacée par un pivot avec jeu ou par une courte tringle reliée à chaque bête par un pivot.
- Plateau de base agrandi : 700 cm² (0,30 m Ø) au lieu de 500 cm² (0,25 m Ø) ; quand il s'enfonçait, il atteignait 0,34 m Ø et 900 cm².
- Les flexibles de commande du cylindre sont protégés et incorporés à la tringle de liaison avec l'étauçon avant.
- Nouveau bloc de commande et soupapes améliorées, permettant l'arrêt de la descente de la bête.
- Pompe abaissée à 0,45 m + un patin amovible de 0,10 m pour le transport en convoyeur.

Dispositif de stabilité (fig. 8).

Westfalia a relié les étais 2 par 2 dans le sens de la pente par une tringle (a) (fig. 8a) de 30 mm Ø et dont le point de fixation (et de rotation) à chaque étau se trouve sur une bague (b) fixée à celui-ci. Cette liaison, simple à première vue, pose en fait un problème de cinématique relativement compliqué :

1) Le pied de l'étauçon, de par la construction de l'ensemble, avance en ligne droite, parallèle au cy-

lindre ripeur ; or quelle que soit la tringle de liaison, un des points (c) étant fixe (l'étauçon en place), l'autre bout (d) décrira un arc de cercle et obligera la tête de l'étauçon A à en faire autant. D'autre part, la tringle ne peut pas être fixée à la bête ; des différences de hauteur peuvent exister. Il faut donc, pour qu'elle reste parallèle au support du mur, la fixer à l'extrémité du fût inférieur. Mais la flèche de l'arc décrite par la tête de l'étauçon est multipliée alors par le rapport :

hauteur totale : H

hauteur fût : h

2) Les étauçons se trouvant sur une ligne parallèle au front, on ne peut pas prendre comme axe de rotation l'axe des étauçons. En effet, l'arc décrit ferait à la fin du pas dévier le point (d) et donc le centre de l'étauçon à cette hauteur de 13 cm (fig. 8b) et à hauteur de la bête de : $13 \times H/h$ cm. Pour l'éviter, il faut que la parallèle au front passant par (c) soit la bissectrice de l'angle décrit par la tringle (fig. 8c). Ceci donne la première solution envisagée pendant les essais. Le point (c) est à une distance (e) = 110 mm de l'axe de l'étauçon, afin de répartir l'excentricité nécessaire, soit 220, sur les 2 étauçons (fig. 8b). En dessinant le point (d') où doit aboutir (d) après la course de 44 cm ($4 \times e$), puis la bissectrice on trouve Ct, point théorique où doit se trouver l'autre bout de la tringle. Mais A et B ne sont pas sur une même parallèle au front (18 mm d'écart de par la construction). Ct vient donc à $110 - 18 = 92$ mm de B. Pour maintenir une bague identique à celle de l'étauçon A, il faut mettre Ct en (c) et la tringle ainsi trouvée (c'd) à ± 780 mm de longueur.

3) Ici surgit la troisième difficulté : ce qui est beau au bureau de dessin ne l'est pas dans la taille. Il n'est pas possible de réaliser l'ensemble sans jeu et le poids fera dévier le point (d') de tout ou partie des mm de jeu existant.

A ceci s'ajoute, pour certains toits, un léger glissement vers le bas au cours de la convergence. C'est peu pour un pas. Mais dès que A est calé en A' et que l'on décale B, celui-ci fera un même mouvement dans le sens de la pente. On conçoit que les déviations s'accumulent et qu'après quelques pas tous les étauçons s'inclineront vers le pied de taille. N'oublions pas que les pieds restent en place (au jeu de cylindre près) et que la tête de l'étauçon dévie d'une valeur plus grande que la déviation des points (c) et (d) (voir ci-dessus).

Pour remédier à cette difficulté, il faut régler le mouvement de la tringle de telle façon qu'à chaque pas la descente due au jeu soit compensée par une remonte du point (d'). (d') devrait venir en (d'₂) tout en partant en (d). La bissectrice (f-c) ne peut plus être parallèle au front, et (c') viendra en (c'₂)

si la pente est dans le sens de la flèche et en (c₁) pour une pente inverse.

Ce qui compte c'est la distance de (d-c') mesuré perpendiculairement au front ou à la bissectrice (f-c'). Si cette distance = 220 mm ou 1/2 pas, tout reste en ordre parfait en plateure. Si elle augmente, (d') passe en (d'₁) ; si elle diminue, (d') passe en (d'₂).

En pratique, l'essai restait plus important que le projet et à Peissenberg on a joué sur la position de (d) et (c) en faisant tourner le point de fixation (d) et (c) avec leur collier de serrage autour de l'étauçon et en variant en même temps la longueur (c-d).

C'est dans ces conditions que nous avons vu ce soutènement qui donnait une très bonne impression et dont la perpendicularité était aussi bonne que dans les autres tailles en faible pente (c'est-à-dire jamais parfaite mais simplement suffisante).

On conçoit qu'après plusieurs mètres de marche quel que soit le réglage, on aura toujours une déviation possible. On peut alors redresser en faisant un pas plus petit avec l'étauçon B (supérieur) suivi d'un pas également plus petit de l'inférieur. L'ensemble sera remonté. La manœuvre est simple, si simple qu'il faut éviter de la faire sans le vouloir. On ne doit pas s'en effrayer, mais en conclure que les ouvriers doivent être attentifs à la verticalité et qu'ils disposent de moyens pour l'obtenir.

4) Depuis lors une *nouvelle exécution* a été essayée. Elle en change rien aux principes décrits ci-dessus quoique la construction paraisse plus compliquée.

— La bague est fixée une fois pour toutes et bloquée en position suivant repères.

— Le réglage est obtenu par la présence de 3 (I II III) et (1 2 3) trous sur chaque bague (fig. 8d), ce qui donne $3 \times 3 = 9$ possibilités et permet de corriger des déviations, dues à la pente et au jeu. On peut donc employer ce dispositif en toutes tailles (pente vers le haut ou vers le bas du dessin). Quoique ces essais ne soient pas terminés, la version initiale semble déjà donner satisfaction aux exploitants.

Notons aussi que la tringle peut s'enlever en cas de nécessité et qu'elle peut aussi avoir son utilité en faible pente si la hauteur des étaçons pose un problème de stabilité. On se contente d'une seule tringle côté foudroyage et le réglage est moins délicat, l'influence du jeu et de la pente étant négligeable.

III. — LE SOUTÈNEMENT MARCHANT SAHÉ-SOMEMI

La firme Somemi s'intéresse depuis 10 ans au soutènement marchant ; elle s'est associée avec une firme spécialisée en hydraulique : Sahé. Celle-ci fabrique toute la partie hydraulique, tandis que Somemi exécute la « carrosserie » et l'assemblage.

Sahé-Somemi a réalisé 4 modèles de soutènement marchant dont 2 sont maintenus : le système « Provence », qui y est automatisé et comporte des ensembles de 4 étais ripés simultanément, et le type « Bruay » qui porte le nom du groupe qui en a fait les essais. C'est ce type qui équipe en ce moment :

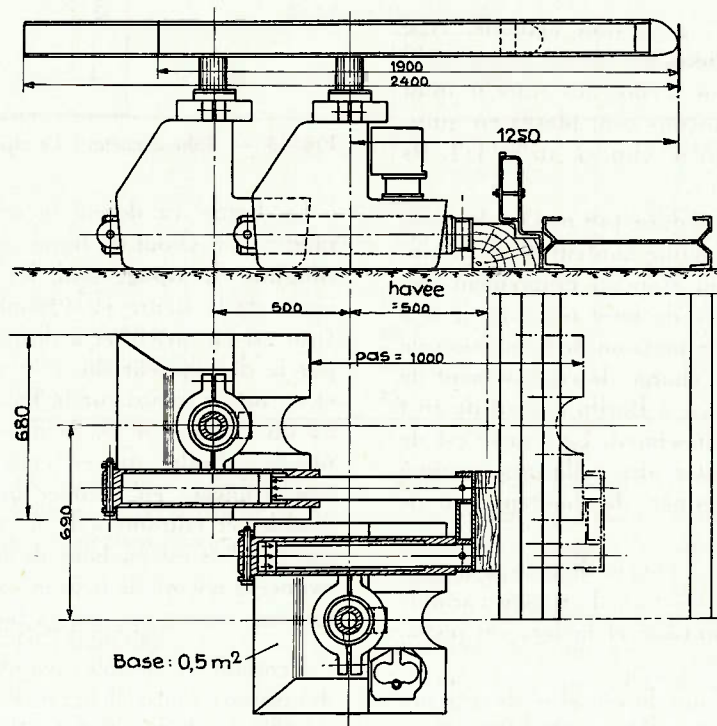


Fig. 9. — Sahé-Somemi : Type Bruay.

- 2 tailles au groupe de Bruay ;
- 2 tailles au groupe de Lens ;
- 1 taille au groupe de Béthune.

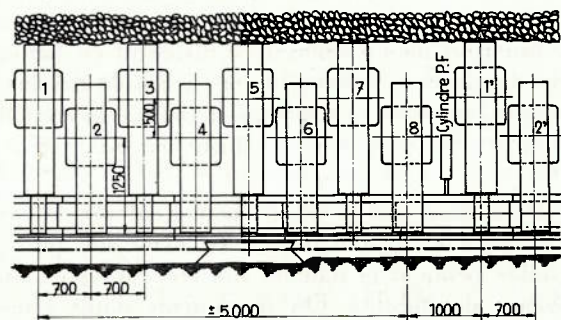


Fig. 10. — Sahé-Somemi : Type Bruay.

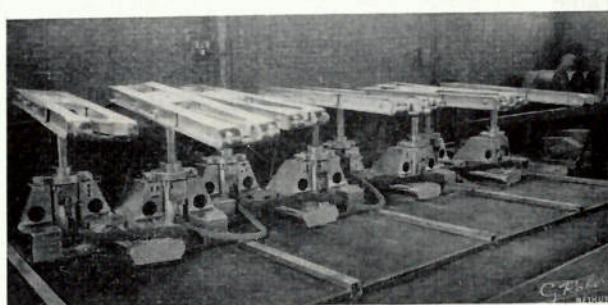


Fig. 11. — Sahé-Somemi : Type Bruay.

C'est dans ce dernier groupe, au siège de Barlin, que nous avons eu l'occasion de visiter une taille de 74 m en pente de 22 à 27°. L'ouverture était de 1,25 m.

Le *soutènement* dans sa version actuelle, type Bruay, est différent de tous les autres parce qu'il n'utilise qu'une seule ligne d'étaçons entre le front et le foudroyage. Les étaçons sont placés en quinconce de 0,70 m sur 0,50 m (fig. 9, 10 et 11). Ils se composent chacun de :

- Un châssis en tôle soudée (18 mm) à base de $68 \times 73 = 5.000 \text{ cm}^2$ et d'une hauteur de $\pm 60 \text{ cm}$.

- Le vérin vertical ou étaçon proprement dit. Cet étaçon a une charge de pose réglable de 6 à 30 t (correspondant à une pression de l'émulsion de 40 à 200 kg/cm²) et une charge de coulisement de 65 t maximum. Ces valeurs à Barlin étaient de 18 t à la pose et 40 t au coulisement. La course est de 400 mm. On peut ajouter des rallonges jusqu'à 400 mm. En position fermée, la hauteur est de 764 mm.

- Un vérin horizontal à course de 0,50 m à double effet, qui donne une traction de ripage variable de 8 à 22 t suivant la pression et la face du piston qui agit.

Le *ripage* se fait après une havée libre de 0,50 m ; les étais étant en quinconce, chaque deuxième étaçon avance à ce moment de 1 m.

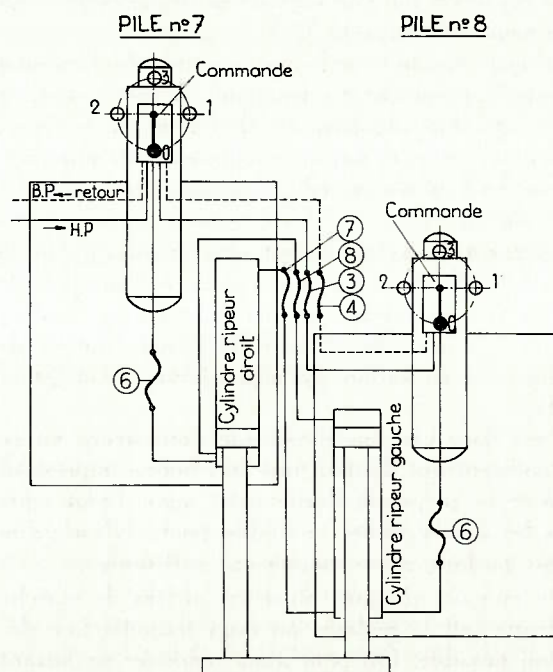
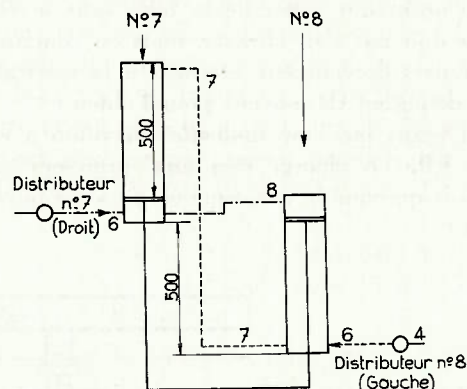
Fig. 12. — Sahé-Somemi
Circuit hydraulique — Hydraulische kringloop.

Fig. 13. — Sahé-Somemi : Le ripage — Het voortschrijden.

La figure 12 donne le schéma hydraulique des piles 7 et 8 (bout de ligne) et la figure 13 le circuit simplifié du ripage seul, les n° de conduites étant repris de la figure 12. Quand on veut riper le n° 7 (qui est en arrière et à droite), la pression est mise par le distributeur du n° 7 sur la face avant du 7 et en même temps sur la face arrière (par la liaison 8) du cylindre n° 8, ce qui fait avancer la tige et non le cylindre, qui est calé avec l'ensemble. Cette tige avancera en premier lieu, la force étant plus grande, et entraînera le n° 7 sur 0,50 m, puis dès que le n° 8 est en bout de course, le cylindre n° 7 avancera encore de 0,50 m sous l'effet de la pression toujours maintenue sur la face avant de son piston.

Pendant ce double avancement, les autres faces des pistons sont reliées au retour (conduite 4, fig. 13) par les conduites 7 et 6 et le distributeur du n° 8 qui est en position repos à ce moment. Le double

pas de $2 \times 0,50$ m est ainsi obtenu par une seule mise sous pression de 2 cylindres qui ont chacun une course de 0,50 m.

— Un distributeur qui est relié aux conduites haute pression et basse pression et permet de commander le vérin vertical et les 2 vérins horizontaux. Ce même ensemble comporte le clapet de retenue et la soupape de coulissement (réglable jusqu'à 65 t).

— Dans chaque châssis n° 5 est incorporé le groupe moto-pompe alimenté à air comprimé et le réservoir de 58 litres fermé par le caisson lui-même. Dans les circuits et vérins, il y a en plus ± 10 litres par pile. C'est la capacité du réservoir qui limite à 8 le nombre de piles par pompe. En cas de panne, 2 flexibles suffisent pour se raccorder sur un autre groupe. Normalement, le système Sahé-Somemi utilise 100 % d'huile ; des essais concluants ont été faits à Lens avec une émulsion de 50 % eau et 50 % « Naphchimie » qui est ininflammable.

— Les bèles, posées sur l'étau par l'intermédiaire d'un chapeau à rotule, sont composées essentiellement de 2 longerons en I tenus à distance par le chapeau et 2 entretoises ; à l'endroit du chapeau, 2 fers U renforcent l'ensemble (fig. 14).

Le découvert à front peut être garni par l'avancement d'un profil Toussaint-Heintzmann de 14 kg — 0,80 m de longueur — qui glisse entre les 2 longerons, mais doit être calé au toit par une cale entre cette bèle et l'entretoise avant.

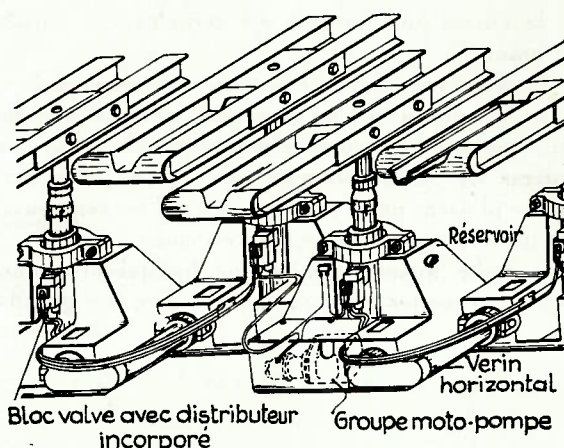


Fig. 14. — Sahé-Somemi : Type Bruay.

La *stabilité* est obtenue par la très large base et le poids de celle-ci (abaissement du centre de gravité), et en plus par l'étrier qui relie les tiges des pistons à l'avant. La stabilité constatée à Barlin jusqu'à 27° était très satisfaisante. Par contre dans ces pentes, il faut guider la bèle dont l'avant a tendance à descendre, dès qu'elle est libérée ; c'est un léger ennui de l'étau unique.

Les résultats obtenus à Barlin sont un rendement taille de 13 t nettes contre 8 t nettes avec soutènement conventionnel.

IV. — QUELQUES DONNEES COMPARATIVES SUR LES QUATRE SYSTEMES DECRITS

(Tableau I).

TABLEAU I.

	Klöckner Ferromatik		Westfalia	Sahé-Somemi
	Staatsmijnen	Ruhr		
Pas (m)	1,20	0,60 ou 0,80	0,44	1,00
Commande	séparée		2 par 2	séparée
Course (mm)	au choix 360 à 700		500	400
Base d'étau (cm ²)	1.900	1.260	700-900	5.000
Charge de pose maximum (t)	27		30	30
Charge de coulissement maximum (t)	40		40	65
Pression au mur maximum (kg/cm ²)	24		33	13
Densité t/m ² (avant ripage)	25		28	23

Le tableau I est nécessairement incomplet ; plusieurs dizaines de données interviennent dans une description complète d'un soutènement marchant.

V. — CONCLUSIONS

Elles peuvent se résumer comme suit :

1) Tous ces soutènements donnent satisfaction à leurs utilisateurs et nous n'hésitons pas à dire que

chacun des chantiers visités constitue une réussite.

2) Toutes les tailles visitées avaient des épontes excellentes ; parfois le toit était lourd mais toujours consistant.

3) Le *Klöckner* a le grand avantage d'utiliser des étaux ordinaires.

Dans la version des Staatsmijnen :

— le grand pas, qui est un avantage, entraîne un grand découvert à front ;

- le circuit hydraulique est complexe et encombrant ;
- l'ordonnance du soutènement est moins aisée.

Le *Westfalia* est un peu plus difficile à régler pour maintenir la perpendicularité. De plus, son système de vases communicants et son plus petit pas ne plaisent pas à tout le monde. Des essais avec pas de 0,88 m sont cependant en cours.

Le *Sahé-Somemi* donne une habitabilité moins grande en petites couches, tandis qu'en très grandes

couches la rangée unique peut présenter des inconvénients. Par contre, il est simple et robuste et a un pas intéressant.

Le choix est difficile : chacun doit tenir compte de ses propres conditions. Cette communication ne saurait prétendre à conseiller l'un ou l'autre matériel ; son seul but était de guider ceux qui s'intéressent à cette nouvelle technique et de montrer que, dans les pentes citées, il y a dès à présent l'embarras du choix.

Conclusions

par P. STASSEN,

Directeur des Recherches à Inchar.

SAMENVATTING

Men kan met zekerheid zeggen dat er reeds twee systemen van schrijdende ondersteuning bestaan die zich lenen tot het gebruik in de moeilijke voorwaarden die in het Kempisch bekken heersen. Zij zullen zonder twijfel nog enkele verbeteringen moeten ondergaan, maar ze kunnen reeds met voordeel gebruikt worden in de gemechaniseerde werkplaatsen van dit bekken. Een dezer systemen heeft zonder grote moeilijkheden een storing van 1 m verwerping overschreden. De ondersteuningselementen bleven gedurende ongeveer een week ter plaatse, in contact met een breukzone. Ze hebben met goed gevolg een tamelijk hevige dakstoot ondergaan, terwijl in de omgeving meer dan 200 stijlen van het wrijvingstype verwrongen of vervormd werden. Ze werden gebruikt in pijlers met een uitgesproken slechte muur en gaven voldoening in voorwaarden waar de conventionele ondersteuning aanleiding gaf tot ernstige moeilijkheden.

In tegenstrijd met zekere meningen kan men bevestigen dat de schrijdende ondersteuning niet alleen met voordeel toepasselijk is in de minder diepe en regelmatige Britse afzettingen, maar ook in de continentale mijnen, voor zover de lagen er zich toe lenen. Het welslagen van de proeven in de Kempen bewijst zulks.

De medewerking en de regelmatige uitwisseling van ervaringen tussen de Kempische mijnontginners en het Nationaal Instituut voor de Steenkolenmijnbouw heeft een snelle vooruitgang mogelijk gemaakt. De schrijdende ondersteuning kan gebruikt worden in al de werkplaatsen die met stijlenvrij front ontgonnen worden. Zij zal zich nog met meer gemak verbreiden dan de mechanische winning zelf en zal in ruime mate bijdragen tot de verhoging van de productiviteit, de veiligheid en de gezondheid van de mijnwerker.

De schrijdende ondersteuning verbant alle zware inspannende arbeid uit de pijler. De combinatie van de beide concepten : stijlenvrij front, uitgerust met gepantserde schraapketting die als steun of geleiding dient voor de winningsapparaten - schrijdende hydraulische ondersteuning, geeft aan de moderne pijler zijn laatste impuls in de richting van de volledige mechanisatie van de kolenwinning.

De uitrusting van zulke pijlers vereist nochtans zeer hoge investeringen. Teneinde een redelijke rentabiliteit te verzekeren moet een hoge productie verkregen worden. Dit doel kan bereikt worden door de dagelijkse vooruitgang te verhogen, hetgeen juist mogelijk wordt gemaakt door de schrijdende ondersteuning. Men moet dus zijn ganse aandacht besteden aan de opgave om de vereiste dagelijkse voortbrengst te verzekeren in een zo klein mogelijk aantal pijlers met grote vooruitgang. Nieuwe problemen zullen daarbij nochtans oprijzen op het gebied van de delving van de galerijen, het aanbrengen van de opvulling, de luchtverversing en het vervoer, nieuwe problemen die morgen een oplossing zullen vergen.

A la suite des exposés de ce jour, nous pouvons affirmer qu'il existe déjà deux types de soutènement marchant bien adaptés aux conditions difficiles du gisement de Campine. Nous ne doutons pas qu'ils subiront encore des perfectionnements mais, dès maintenant, le soutènement marchant peut être introduit avec profit dans les chantiers mécanisés de ce gisement.

Les diverses applications de l'un d'entre eux montrent qu'il a subi avec succès de nombreuses épreu-

ves difficiles qui sont malheureusement monnaie courante dans les gisements belges.

— Il équipe actuellement déjà trois tailles complètes.

— Il a franchi sans difficulté des dérangements de plus de 1 m de rejet.

— Il a été immobilisé pendant près d'une semaine au contact d'une zone failleuse de 5 à 6 m de rejet.

— Il a subi avec succès l'épreuve d'un coup de charge assez violent au démarrage d'une taille

en veine 68, alors que plus de 200 étauçons à friction voisins étaient tordus et déformés. A ce moment, il a coulé de près de 3,5 cm en une heure.

- Il a été mis en service dans des tailles à très mauvais mur où il a évolué pendant plusieurs semaines dans un bain de schlamm. Il a donc réussi là où le soutènement conventionnel aurait causé de graves difficultés, ainsi qu'en témoignent les quelques mètres du pied de taille équipés d'étauçons à friction.
- Il a contrôlé avec succès des toits fragiles. L'un de ceux-ci était formé d'un empilage d'écailles et de plaquettes de schiste gréseux de très faible résistance.
- Il a pu s'adapter à des variations d'ouverture de veine très importantes puisqu'un même élément a été utilisé dans une gamme de veines de 1 à 2 m d'ouverture.

Le grand reproche fait aux étauçons hydrauliques individuels de n'avoir qu'un déploiement réduit n'existe plus avec le soutènement marchant. En effet, la rapidité de placement et d'enlèvement des allonges lui confère une plage d'application beaucoup plus large encore que les étauçons à friction (fig. 1).

Le soutènement Wild est robuste, solide et stable ; il fait très bonne impression dans le chantier où il est installé (fig. 2). Le poids élevé des pièces constitutives offre certaines difficultés pour les ma-

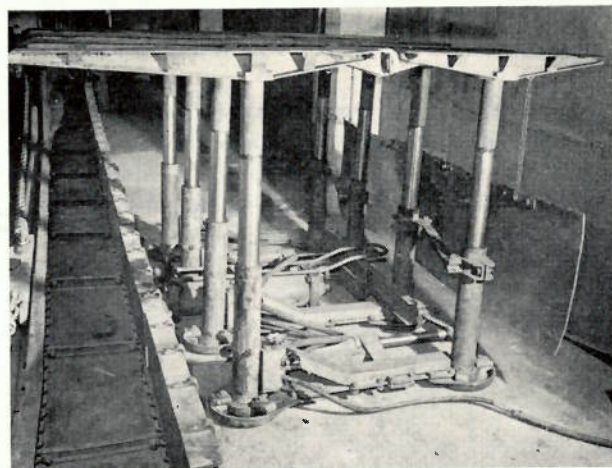


Fig. 1. — Soutènement marchant Westfalia — On remarque bien les allonges posées sur les fûts d'étauçons pour les adapter à l'ouverture de la veine. (fig. extraite de l'exposé de M. Demeuter)

nipulations et les montages. Il n'a pas encore franchi de dérangement ni contrôlé un toit fragile et irrégulier. Nous estimons cependant qu'il est capable d'affronter ces épreuves avec succès.

En résumé, on peut affirmer dès maintenant que l'emploi du soutènement marchant n'est certainement pas limité aux tailles les plus favorables, mais que les bons matériels sont susceptibles de remplacer avec succès les étauçons à frottement et les étauçons hydrauliques individuels. Les enseignements

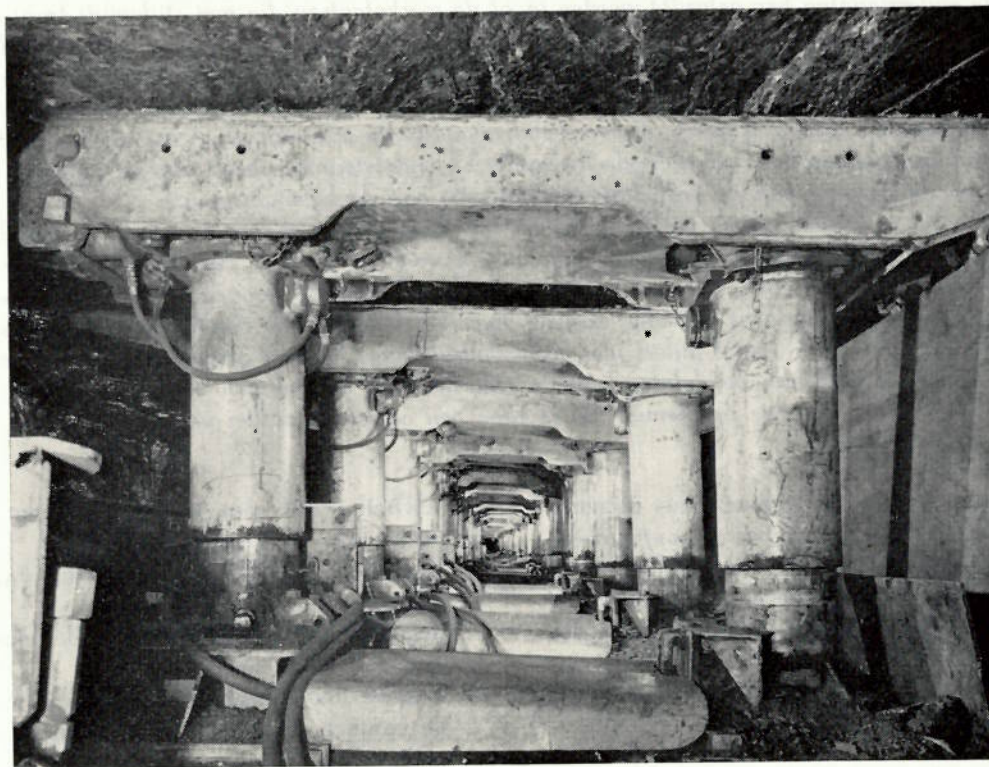


Fig. 2. — Soutènement marchant Wild — On remarque la robustesse et la stabilité des éléments. (fig. extraite de l'exposé de M. Dehem).

de cette première année d'application sont très encourageants à cet égard (1).

Les deux soutènements fonctionnent à l'émulsion. Les conférenciers de ce jour ont tous insisté sur ce point. C'était la condition sine qua non, imposée au constructeur avant l'équipement complet d'une taille, car il fallait avant tout éviter la présence de volumes importants de matières inflammables dans les chantiers et le risque qu'aurait pu présenter la proximité, en taille, de câbles électriques et de canalisations d'huile à haute pression.

CHARGE DE POSE

Dans son exposé, M. Dehem dit : « *La valeur élevée de la pression de pose et l'uniformité de cette pression ont une importance capitale en soutènement marchant* ». Mon opinion sera beaucoup plus nuancée.

S'il est certes intéressant de disposer d'une charge de pose élevée quand le toit est solide, il n'en est plus de même quand le toit est fragile. Nous avons eu l'occasion de nous en rendre compte personnellement dans des tailles à épontes très difficiles.

Les charges de pose et les portances élevées créent dans le bas-toit de fortes tensions de cisaillement en bordure des bèles et favorisent la rupture du toit en petits blocs.

A André Dumont par exemple, où le toit est excellent, les éboulis de foudroyage ont tendance à tomber en petits éléments immédiatement derrière le soutènement marchant, tandis que, dans la zone à soutènement conventionnel, le bas-toit reste souvent en porte-à-faux jusque 2 à 3 m en arrière du soutènement.

(1) Il y a lieu de signaler que, depuis la journée du 20 février, l'essai entrepris au Charbonnage de Winterslag, en veine 13, avec 25 éléments de soutènement marchant Westfalia, a dû être interrompu et le matériel retiré du chantier.

L'essai a eu lieu dans une veine de 1,80 m à 2 m d'ouverture. La veine 20 sous-jacente (située 45 m en dessous de la veine 13) avait été exploitée antérieurement par plusieurs tailles dont les fronts étaient orientés perpendiculairement à celui de la taille actuelle en veine 13. De ce fait, le toit de la veine 13 est fracturé dans 2 directions perpendiculaires et débités en petits blocs parallélépipédiques.

Le charbon très tendre s'éboule facilement au passage du rabot et découvre parfois brusquement de très grandes surfaces du toit jusqu'à 1,50 m en avant du convoyeur blindé.

Avec le soutènement conventionnel, il est possible d'accrocher rapidement 2 rallonges en porte-à-faux et d'éviter ainsi la chute des blocs du toit.

Avec le soutènement marchant, on regarde, impuissant, derrière le convoyeur. On doit attendre que le charbon ait été enlevé sur toute la longueur du front pour riper le convoyeur et avancer le soutènement.

Entretemps, des blocs se détachent du toit et les désordres ont tendance à s'aggraver.

M. Adam (France) signale à ce propos que de bons résultats ont été obtenus en France en enfonçant des broches de bois dans la veine. Ces broches de bois renforcent la paroi de charbon et évitent la chute brusque de grands pans obliques de veine (voir à ce sujet l'intervention de M. Adam au cours de la discussion).

A Gardanne, l'emploi d'un soutènement marchant à forte charge de pose et forte portance a donné la possibilité de foudroyer le toit calcaire très résistant, alors que tous les efforts antérieurs avaient échoué.

Ces faits montrent bien que les tensions de cisaillement élevées, créées dans le massif, entraînent la rupture des bancs du toit et que la granulométrie des produits de foudroyage n'a rien à voir avec l'affaissement du toit. M. Liégeois a montré la photographie d'une taille où l'affaissement du massif dépassait 30 cm et où, malgré cela, le toit ne tombait pas, même après l'enlèvement du soutènement (fig. 3).

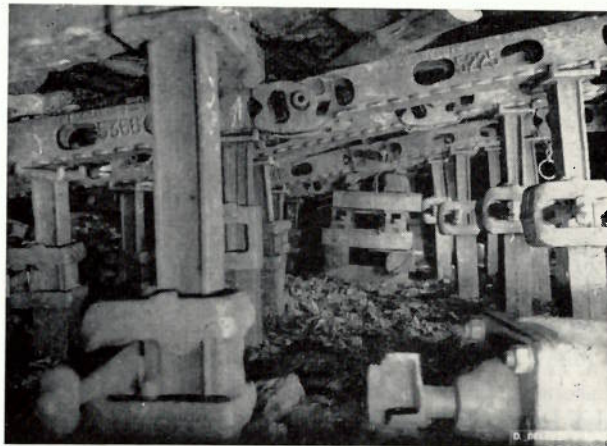


Fig. 3. — La figure montre bien l'affaissement du toit causé par la pénétration des étaçons dans le mur.

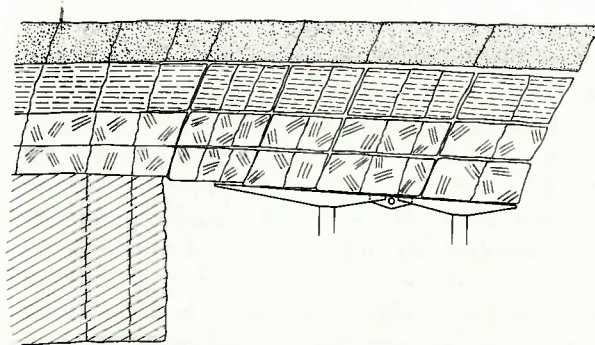


Fig. 4. — Représentation schématique de l'affaissement du toit au-dessus de l'atelier de travail. Les décolllements de bancs ont été exagérés pour faire ressortir l'idée. Il ne s'agit en général que de quelques millimètres ou même fractions de millimètres.

Dans toute taille en exploitation, le toit prend une forme concave par suite de la convergence inéluctable du massif qui commence déjà en avant du front, avant la mise à découvert du toit (fig. 4 et 5).

Le toit se fracture donc en avant de la taille ; c'est ce qui lui permet de fléchir au-dessus du vide de la taille, comme l'a bien expliqué le Professeur Labasse. Si l'affaissement est progressif et contrôlé, les lèvres des fractures sont fermées en bas, ce qui est

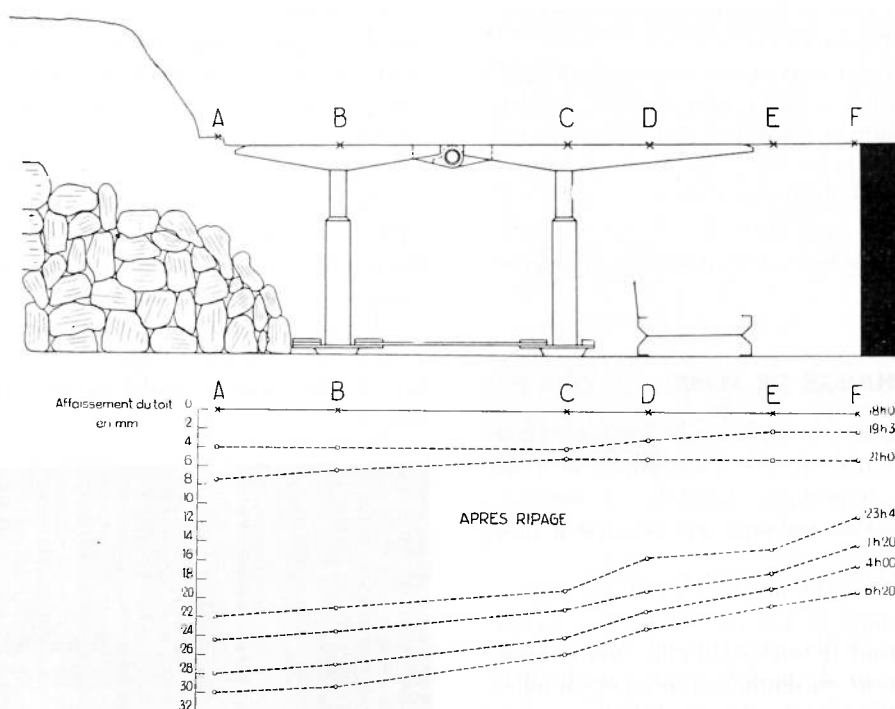


Fig. 5. — Evolution de l'affaissement du toit, perpendiculairement au front de taille, pendant une période de 14 h consécutives.

favorable à l'accrochage des blocs et à la cohésion des bancs. De plus, l'inflexion du toit donne lieu à des décollements entre les bancs.

En appliquant de fortes charges de pose, on relève les bancs inférieurs, on ouvre les fissures, on supprime les accrochages et on disloque complètement le bas-toit. Ces violents coups de piston font subir au bas-toit des flexions alternées tout à fait nuisibles à sa cohésion.

Avec les toits fragiles, il paraît de loin préférable d'utiliser de faibles charges de pose (5 à 15 t par exemple) et de laisser le soutènement se remettre en charge par affaissement de l'ensemble du massif. Le soutènement hydraulique est très favorable à cet égard, car sa charge peut remonter de 5 à 30 t pour un raccourcissement élastique de 2 à 4 mm seulement et tous les toits, surtout les fragiles, peuvent supporter sans dommage une telle convergence. Pour 6 déplacements, cela ne fait que 3 cm, ce qui, à notre avis, ne peut donner lieu à aucun inconvénient. La firme Dowty, qui a une très longue expérience en la matière, préconise de faibles charges de pose (de l'ordre de 5 t par exemple) surtout quand les toits sont fragiles.

PENETRATION DANS LE MUR

Ce qu'il faut à tout prix éviter, c'est l'enfoncement du soutènement dans le mur. Car, si nous ne sommes pas maîtres de l'affaissement général du massif pour un procédé déterminé de contrôle de l'arrière-taille, nous devons à tout prix éviter que

la fondation de nos appuis ne cède sous des charges dérisoires. Quand la fondation cède brusquement, comme c'est le cas quand un étau pénètre dans le mur (on l'observe bien au manomètre de la presse et sur les diagrammes projetés par M. Liégeois, fig. 6) les blocs de toit peuvent descendre brusquement et créer des fractures ouvertes, qui enlèvent aussi toute cohésion au bas-toit.

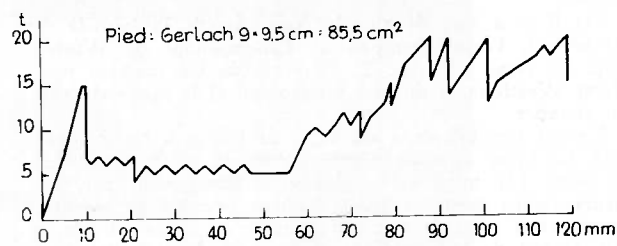


Fig. 6. — Chute brusque de la charge portée par un étau par suite de la pénétration du pied dans le mur.

Mais heureusement, les soutènements marchants sont équipés de larges surfaces d'appui et remédient donc au défaut le plus grave de tous les soutènements employés jusqu'à présent dans les mines d'Europe occidentale. C'est là un danger auquel on a prêté trop peu d'attention et qui est responsable de mauvaises conditions de toit dans de nombreux chantiers.

PORTANCE

La portance, comme la charge de pose, ne doit pas être exagérée pour éviter de détruire les roches.

Les soutènements marchants sont tous équipés de larges surfaces d'appui aux éponges, principalement au toit, mais les toits sont en général ondulés et inégaux de sorte que pratiquement le contact n'a lieu que par des arêtes ou des surfaces très limitées.

Une force portante trop élevée risque de faire naître, au point de contact, des sollicitations exagérées qui causent la fracturation et la rupture des bancs du toit.

D'ailleurs, les soutènements des tailles ne constituent qu'un appui dérisoire en regard des pressions qui règnent aux profondeurs habituelles d'exploitation. Des appuis qui donnent une réaction de 20 à 30 t/m² de toit découvert ne sont que de faibles auxiliaires à côté des pressions de 2.000 t/m² qui existent en terrains vierges. Ce sont les décollements de barres qui mettent l'atelier de travail à l'abri des fortes pressions qui règnent à ces profondeurs. C'est ce que M. Van Iterson appelait : « Le miracle de la mine ». Les bancs de roche forment donc la plus sûre protection de nos chantiers ; il faut les ménager.

Dans le choix de la charge de pose et de la portance, il faut avant tout connaître parfaitement la qualité des roches auxquelles on a affaire, la forme plus ou moins ondulée des toits et éviter de les blesser et de les disloquer. C'est là le rôle essentiel du soutènement. Plusieurs constructeurs ont d'ailleurs prévu des charges de pose et des portances réglables.

En résumé

Il faut dans tous les cas éviter de poinçonner le mur. Toute pénétration dans le mur entraîne un affaissement correspondant non contrôlé du toit et ouvre les fissures.

Pour des toits très solides, il y a intérêt à utiliser une forte charge de pose et une forte portance pour disloquer le toit et créer des sollicitations de cisaillement qui favoriseront le foudroyage du toit.

Pour les toits fragiles, il faut au contraire des charges de pose relativement faibles et des portances moyennes pour ménager la roche. On peut admettre une convergence de 2 à 3 cm supplémentaires, la tenue du toit n'en sera généralement pas affectée, les accrochages entre les blocs se maintiendront et se consolideront même vers le bas.

Le cas le plus difficile est celui du bas-toit fragile de 0,50 à 1 m d'épaisseur, surmonté d'un haut-toit raide. Dans ce cas, nous ne pouvons pas transmettre au haut-toit les fortes sollicitations favorables à sa rupture par l'intermédiaire du bas-toit. A notre avis, il faut d'abord ménager le bas-toit, mais si les débris de foudroyage ne foisonnent pas suffisamment pour offrir un appui au haut-toit, celui-ci peut rester en porte-à-faux jusqu'à 5 ou 6 m en arrière du soutènement. Lors de sa rupture, il entraîne souvent des réactions violentes dans le bas-toit en avant du front, avant même sa découverte.

Ce sont alors les chutes bien connues de bas-toit, la formation de chapelles allongées de 3 à 10 m de longueur, parallèlement au front.

Ce genre de désordres existe dans les tailles à soutènement conventionnel comme dans les tailles à soutènement marchant et nous n'avons pas encore trouvé de solution satisfaisante à ce problème (sauf évidemment le remblayage complet, remblayage pneumatique par exemple, comme cela se pratique dans plusieurs charbonnages de Campine).

Ces désordres (grandes cassures avec éboulement de prismes triangulaires de roche) sont plutôt gênants pour le soutènement marchant. En effet, avec le soutènement conventionnel, les vides sont comblés une fois pour toutes avec des bois. Avec le soutènement marchant, les piles de bois échafaudées au-dessus des bèles sont à réajuster à chaque déplacement.

LONGUEUR DU PAS

Des longueurs de pas de 0,40 m à 0,50 m nous paraissent tout à fait raisonnables et favorables.

Il ne faut pas oublier que c'est l'enlèvement étroit avec ripage fréquent du convoyeur qui a permis la mécanisation d'un si grand nombre de tailles en Belgique, malgré la très mauvaise qualité des éponges. La large extension du soutènement en porte-à-faux a été rendue possible grâce à l'application de ce principe. Les pas de 0,40 m à 0,50 m permettront au soutènement marchant de remplacer le soutènement conventionnel dans presque tous les cas où le soutènement en porte-à-faux a été réalisé.

Certains attribuent la dégradation de bons toits aux serrages et desserrages successifs. A notre avis, la vraie cause de la dégradation n'est pas là ; elle doit être cherchée dans des charges de pose et des portances mal adaptées aux roches, dans une mauvaise conception du matériel, dans des inétanchéités des soupapes ou dans un manque de stabilité du soutènement par suite d'une liaison trop lâche entre les éléments.

L'allongement du pas à 1 m et même 1,20 m ne paraît pas utile et est, à notre avis, à déconseiller. Car si le toit avant ripage supporte un tel porte-à-faux, c'est qu'il est réellement de bonne qualité et peut supporter quelques serrages et desserrages modérés.

Après l'expérience acquise dans les conditions réellement très difficiles de plusieurs tailles de Campine, nous constatons que beaucoup de toits supportent allègrement les calages et décalages successifs quand ils sont bien traités.

LIAISON AU CONVOYEUR BLINDE

A propos des essais effectués en France, M. Cœuillet écrivait dans une note parue dans la Revue de l'Industrie Minière : « La poursuite des

» essais devait montrer que la liaison entre le soutènement et le blindé ne supportait pas sans avarie mécanique les irrégularités des tailles (rejets atteignant 70 cm à 1 m), ce qui a conduit à dissocier complètement l'un de l'autre ».

Par contre, en gisement régulier, la liaison au convoyeur blindé présente certains avantages :

1) Lorsque les cylindres ripeurs sont à fond de course, le convoyeur ne peut plus être ripé. Le personnel est alors obligé de procéder à l'avancement du soutènement ; il ne peut donc en aucun cas le laisser en arrière.

2) Le schéma de soutènement une fois adopté est toujours maintenu identique à lui-même, ce qui offre une bonne garantie de sécurité.

3) L'avancement du soutènement est obtenu sans prendre appui sur le toit.

En cas d'éboulement local, l'étauçon ou le cadre jumelé, qui doit servir d'appui pour la progression du voisin, peut aussi ne pas être bien calé, ce qui rend difficile le déplacement.

Le convoyeur blindé est toujours maintenu par un grand nombre de pousseurs ou d'éléments voisins et la progression des éléments liés au convoyeur est donc toujours assurée.

4) Le soutènement Wild présente encore un avantage supplémentaire du fait qu'il est équipé d'un dispositif qui, à chaque progression, remplace les éléments perpendiculairement au convoyeur. Il est donc possible de pivoter avec un front de taille tout en maintenant le soutènement dans la bonne position.

5) Le soutènement Wild est équipé de cylindres pousseurs hydrauliques. Il combine donc à la fois le soutènement et la poussée sur le convoyeur.

FORME DE LA BELE

La béle unique est certainement une solution valable qui est d'ailleurs employée dans presque tous les systèmes anglais qui ont fait leur preuve depuis de longues années (Dowty Roofmaster, Wild Goal Post, Dobson, etc.). Mécaniquement, elle est la plus facile à réaliser, car si l'on part de l'idée que le poids n'a pas d'importance, il suffit de construire la béle suffisamment robuste pour la mettre à l'abri de toute déformation, même sous les sollicitations les plus sévères.

La béle en deux pièces, liées par un solide pivot d'assemblage, est bonne et très utile dans les toits ondulés et inégaux parce qu'elle assure un meilleur contact au toit. Sa construction peut être allégée et les deux pièces sont alors aisément manipulables.

Les béles en deux pièces sans liaison ou reliées par lame de ressort ou vieux câbles paraissent présenter un grave défaut. Cette partie élastique qui, dans l'idée des constructeurs, a pour but d'assurer un meilleur contact au toit, nous paraît nuisible à la bonne tenue du toit. Les étauçons n'étant pas

liés rigidement ont tendance à s'écarter les uns des autres, ce qui ouvre les fissures entre les blocs du toit, diminue les frottements et disloque le toit.

Nous pensons que certains échecs de soutènement marchant survenus dans des pays voisins, dans des chantiers qui apparemment avaient un bon toit, sont imputables à ce défaut.

L'échec et la disparition des soutènements marchants à deux étauçons en tandem (qui avancent alternativement) sont imputables en grande partie à l'impossibilité de réaliser une liaison rigide entre les deux étauçons, puisque la distance qui les sépare est constamment variable. De plus, sur une même file perpendiculaire au front, un des étauçons est en charge quand l'autre est décalé, ce qui est nuisible à la cohésion du toit, les fissures étant parallèles au front.

PRESSIION D'HUILE DANS LES CIRCUITS HYDRAULIQUES

En utilisant des étauçons de très large section, on obtient des charges de pose et des portances élevées pour de faibles pressions dans les circuits hydrauliques. C'est ainsi, par exemple, que dans le soutènement Wild, avec une pression de 70 kg/cm² à la pompe, on obtient une charge de pose de 22 t, tandis que, dans le soutènement Westfalia, il faut une pression de 140 kg/cm² pour avoir une charge de pose de 14 t.

Il en est de même de la pression dans les étauçons quand ils atteignent leur portance maximum.

Les faibles pressions sont favorables à l'étanchéité des joints et des soupapes dans les étauçons et dans les blocs vannes.

Plus la pression est élevée, plus il y a de risques d'érosion des sièges de soupape lors du passage du fluide et plus il faut craindre l'introduction de saletés lors du remplissage des réservoirs de pompe ou lors du montage des éléments.

La protection des flexibles haute pression doit encore être améliorée. L'emploi de vieux flexibles de 30 et de 50 mm comme gaine de protection des flexibles à haute pression, comme l'a signalé M. De-meuter, est un moyen efficace qui mérite d'être retenu (2).

COMMANDE DE LA PROGRESSION ET DE LA MISE EN SERRAGE DES ÉTAUÇONS

Il y a intérêt à disposer de deux leviers séparés pour ces manœuvres plutôt que d'une vanne unique à plusieurs positions.

En plaçant le levier en position marche puis en décalant lentement les étauçons (grâce au réglage

(2) Lors d'une visite dans le Nord de la France, nous avons constaté qu'un procédé analogue était utilisé depuis longtemps, pour protéger les circuits hydrauliques.

possible sur la soupape de retour au réservoir de la pompe), on constate que l'élément avance dès que la poussée est suffisante pour vaincre les frottements sur le toit et sur le mur. Il reste donc pratiquement en contact avec le toit pendant sa progression, ce qui est suffisant pour maintenir la cohésion des roches.

Au contraire, quand toutes les manœuvres sont commandées par différentes positions d'une vanne unique, il faut achever une opération (le décalage) avant de commencer l'autre (le ripage).

CONTROLE DU SOUTÈNEMENT

Il est à notre avis nécessaire de contrôler de temps en temps la portance du soutènement.

En effet, à l'usage, il peut y avoir des érosions ou des corrosions au siège des soupapes, des ressorts tarés peuvent s'affaiblir, des inétanchéités peuvent apparaître, des circuits hydrauliques peuvent se polluer. Il est donc utile de disposer de quelques bons manomètres placés à tour de rôle sur chacun des éléments de façon à déceler à temps des anomalies éventuelles et éviter qu'après plusieurs mois de fonctionnement, on ne trouve plusieurs éléments consécutifs défectueux. Si cela se produisait, des désordres apparaîtraient localement dans certaines plages de la taille, alors qu'extérieurement on ne décèlerait rien d'anormal au soutènement. Il faut donc toujours être attentif au maintien des caractéristiques du soutènement, mais il est indispensable de disposer pour cela d'appareils de mesures pratiques, robustes et fidèles.

INTERET DES MESURES

L'intérêt des mesures ne se borne pas à ce simple rôle de contrôle. Le lecteur a pu constater, par l'exposé de M. Liégeois, que les mesures de poinçon-

nage, de convergence, de coulisement, de charges sur le soutènement, de résistance des roches, etc. permettront de beaucoup mieux connaître les phénomènes de mouvements et de pressions autour de l'espace de la taille, ainsi que le comportement des roches. Il reste encore beaucoup de points à élucider, ce qui n'en offre que plus d'attrait pour les recherches futures.

Au cours de la discussion, M. de Crombrugghe a attiré l'attention sur le saut dans la convergence observé au moment du ripage (fig. 7).

Au Charbonnage de Beeringen, le saut était de 10 mm environ. Ce phénomène est général.

Les mesures de convergence faites à Gardanne montrent des sauts analogues et comparables lors du ripage des piles Sahé-Somemi (fig. 8). Les mesures étaient faites à la pile 24 et l'inflexion dans la convergence commence à se manifester déjà au moment du ripage de la pile 18. Il est dû à la perturbation apportée dans le massif de roche par suite du foudroyage d'une tranche de 0,40 m.

M. Adam a eu l'amabilité de nous montrer les courbes de convergence relevées dans plusieurs tailles du Nord de la France, équipées de piles jumelées Sahé-Somemi. Partout, on observe un saut analogue. Il s'agit donc d'un phénomène absolument général.

En ce qui concerne les charges reprises par le soutènement, on constate que fréquemment, entre deux ripages, le soutènement n'atteint pas sa portance maximum (fig. 9). Certains considèrent ce fait comme un défaut. Pour notre part, nous le considérons comme un grand avantage.

Si la charge ne monte pas davantage, c'est que les roches n'en ont pas besoin et que l'appui offert aux bancs du toit par les éboulis de foudroyage et le massif en place est suffisant. Ces faibles charges sont aussi favorables au moment des décalages, car

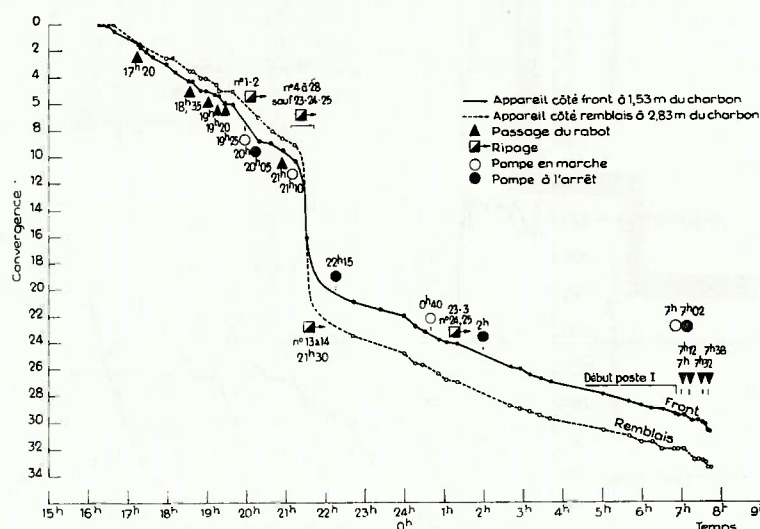


Fig. 7. — Evolution de la convergence au cours d'une période de 14 h dans une taille équipée de soutènement marchant Westfalia à Beeringen. On remarque un saut dans la convergence au moment du ripage du soutènement.

MESURES DE CONVERGENCE A LA PILE 24

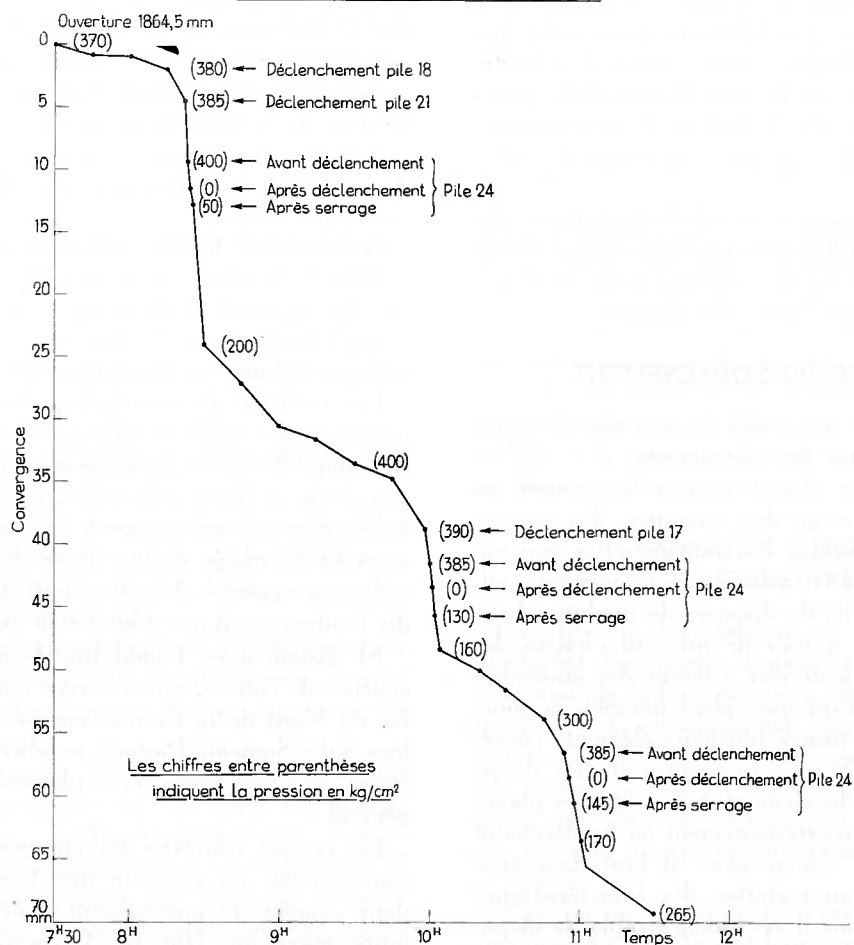


Fig. 8. — Evolution de la convergence au cours d'un poste de rabotage dans une taille équipée de soutènement marchant Sahé-Somemi à Gardanne. — On remarque les sauts dans la convergence au moment du ripage des éléments.
(fig. extraite de l'article de MM. M. Mellet, M. Reynard et S. Girard - Revue de l'Industrie Minière, nov. 1960, p. 857/893)

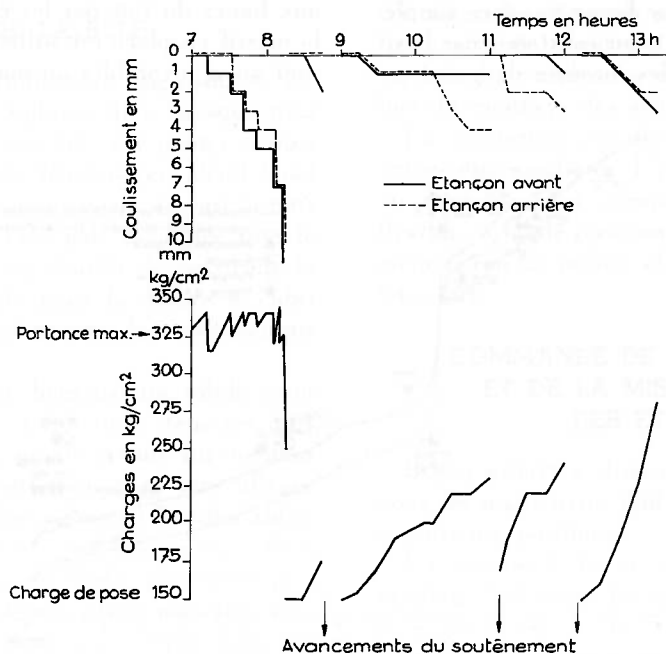


Fig. 9. — Evolution des charges et du coulisement d'un élément de soutènement marchant Westfalia pendant un poste de rabotage. On constate fréquemment que, entre deux avancements consécutifs, les éléments de soutènement n'atteignent pas leur portance maximum.

les variations de sollicitations dans les roches du toit sont alors moins importantes.

Au cours des mesures, on constate, dans une taille, des plages à forte convergence à côté d'autres à faible convergence. Ces plages se déplacent parfois sans raison apparente et se situent tantôt au centre de la taille, tantôt en bordure des voies. Ces faits restent encore partiellement inexplicables.

PERSPECTIVES D'AVENIR DU SOUTÈNEMENT MARCHANT

1) Limite de pente.

Les conférences de ce jour ont montré qu'il existe des soutènements marchants bien adaptés aux plateaux de 0 à 12°.

Des essais sont en cours actuellement à Peissenberg, dans une veine inclinée à 25°, avec un soutènement Westfalia équipé de bielles de retenue pour éviter le renversement des cadres.

Les piles Sahé-Somemi, type Nord de la France, à très large base, viennent d'être mises en service

dans une couche inclinée à 30°. Leur très large base leur donne une stabilité suffisante, même en couche inclinée (3).

Enfin, la firme Klöckner-Ferromatik a entrepris depuis plusieurs années des essais en dressants presque verticaux, à la mine Victor Ickern. Nous avons eu l'occasion de voir en service un tronçon de 20 m de taille équipé de deux réseaux de cadres hydrauliques suspendus par des vérins hydrauliques à deux châssis tendeurs.

Le réseau de cadres avant porte un bouclier en tôle qui sert d'appui à un rabot dont le socle, en forme de ciseaux, est extensible hydrauliquement. Quand le rabot a enlevé 0,70 m de charbon, le châssis tendeur est avancé de 0,35 m ; les cadres, côté front, sont avancés de 0,70 m et recalés entre toit et mur, puis le châssis tendeur est à nouveau

(3) Ces essais en couches inclinées ont fait l'objet d'un exposé complémentaire de M. Vanderputte, Ingénieur-Principal à la S.A. des Charbonnages de Limbourg-Meuse, présenté à Liège le 17 avril 1961 et à Charleroi le 24 avril 1961.

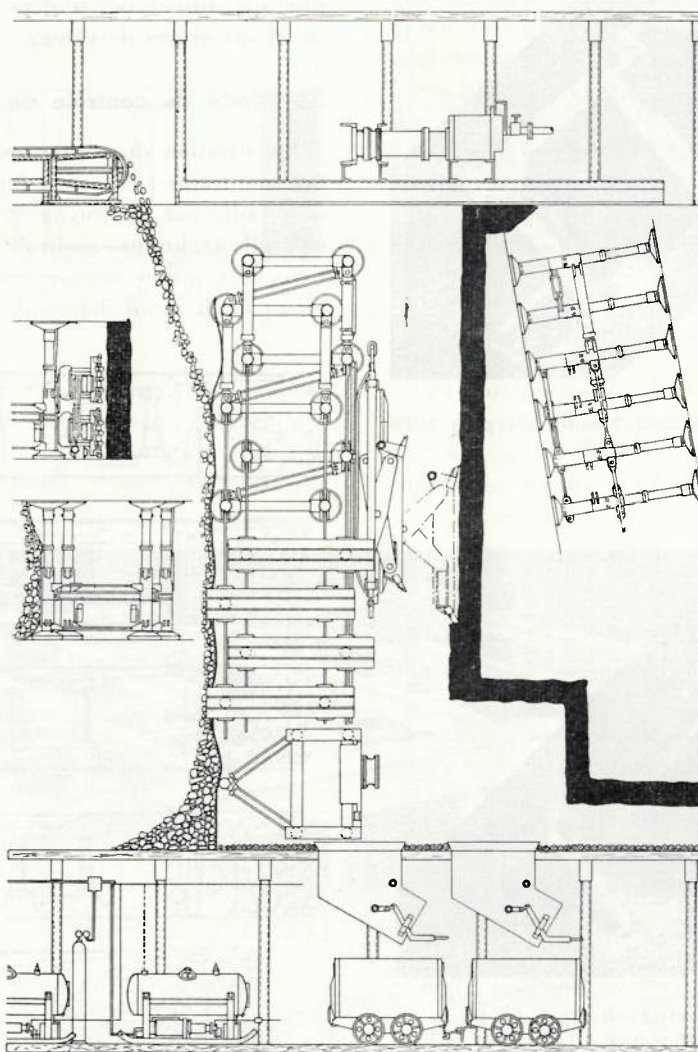


Fig. 10. — Soutènement marchant Klöckner-Ferromatik pour dressants presque verticaux.

avancé de 0,35 m. Dans ce mouvement, le rabot se rétracte.

Le même cycle recommence alors avec les cadres arrière suspendus au second châssis tendeur. Ceux-ci portent un treillis à remblai qui avance avec eux. Le vide est alors comblé en culbutant des pierres en tête de taille. Toutes les manœuvres sont effectuées à partir de la voie de tête. Des échelles métalliques fixées aux cadres permettent la circulation aisée du personnel dans la taille. Celui-ci est protégé des chutes de charbon par le bouclier en tôle, et des chutes de remblai par le treillis (fig. 10).

La firme Hemscheidt vient d'entreprendre des essais dans des tailles montantes inclinées à 45°, avec un matériel spécialement conçu pour ce genre d'exploitation. Les figures 11 et 12 sont très parlantes à cet égard et montrent clairement les principes et les possibilités de ce soutènement.

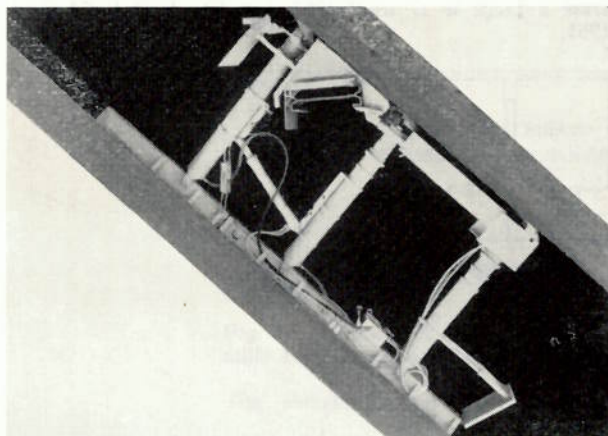


Fig. 11. — Soutènement marchant Hemscheidt pour taille montante inclinée à 45°.

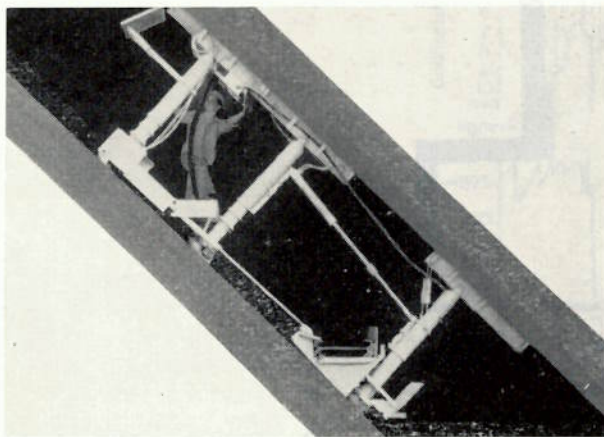


Fig. 12. — Soutènement Hemscheidt dans sa phase de progression. Le cadre avant est poussé à la fois par la base et par un point voisin de la tête de l'étaçon. — Le convoyeur est avancé seul sur toute la longueur du front avant le déplacement des étaçons arrière.

2) Limite d'ouverture.

Les soutènements marchants actuellement les mieux au point sont construits pour des ouvertures comprises entre 0,80 m et 2 m. Le soutènement de Gardanne assure un parfait contrôle du toit dans une couche voisine de 2 m avec toit très raide.

Les premiers essais sont en cours avec un modèle Westfalia dans des veines de petite ouverture de 0,60 m seulement. Ce type de soutènement est destiné à couvrir les ouvertures comprises entre 0,50 et 1 m. On fait usage à cet effet de fûts supérieurs doublement télescopiques qui ont un déploiement important malgré les faibles dimensions du fût inférieur.

Grâce aux facilités d'allongement des fûts, la plupart des constructeurs espèrent couvrir toute la gamme des ouvertures entre 0,50 et 2,50 m avec trois types seulement : 0,50 à 1 m, 0,90 m à 1,60 m, 1,50 m à 2,50 m.

Contrairement à toute attente, le développement du soutènement marchant arriverait à réduire le parc d'étaçons d'une mine puisqu'il ne comprendrait plus que trois types seulement pour une large gamme d'ouvertures de veines.

3) Mode de contrôle de l'arrière-taille.

L'utilisation du soutènement marchant dans une taille entraîne-t-elle ipso facto un contrôle de l'arrière-taille par foudroyage ? S'il en était ainsi, cette nouvelle technique pourrait causer un handicap sérieux aux tailles mécanisées, remblayées pneumatiquement. Il serait dommage que le procédé de con-

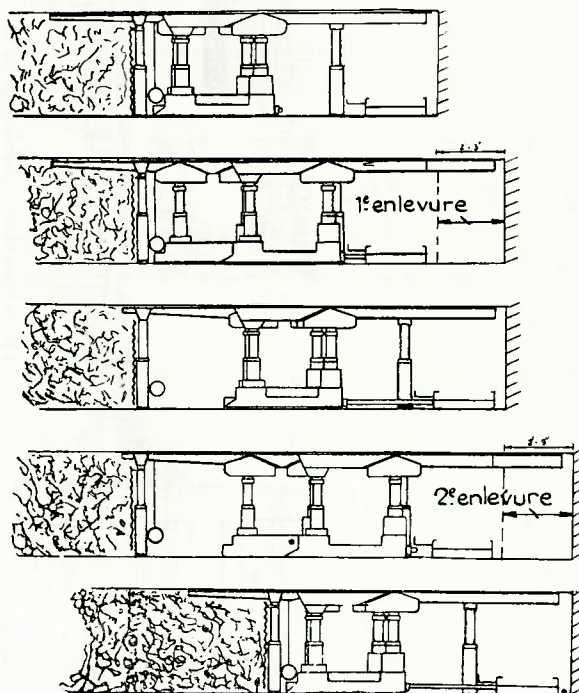


Fig. 13. — Soutènement marchant Dobson conçu pour l'équipement d'une taille à remblayage pneumatique.

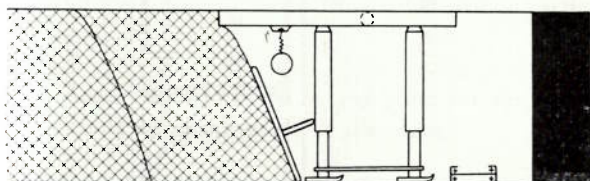
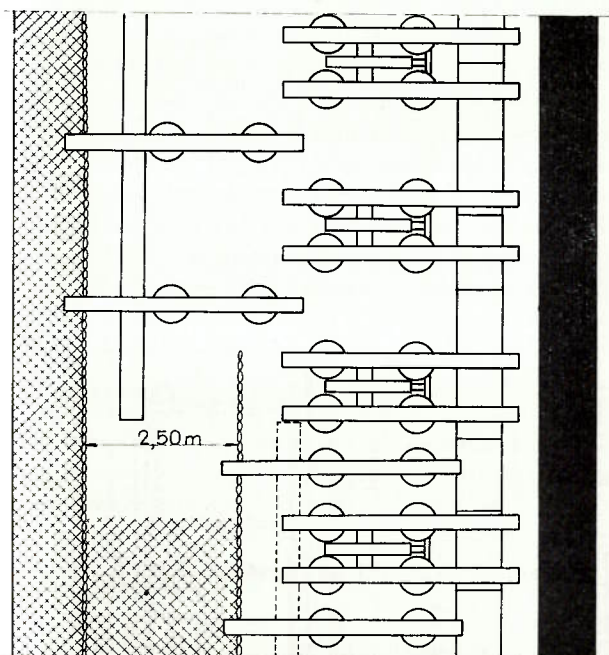


Fig. 14. — Schéma de principe de soutènement marchant Hemscheidt pour taille à remblayage pneumatique.

trôle du toit par remblayage total, si efficace dans certains cas particuliers, ne conserve toutes ses chances compétitives dans les exploitations futures. Heureusement, les premiers essais entrepris en

Grande-Bretagne et en Allemagne dans ce domaine sont réconfortants à cet égard.

La firme Dobson (Grande-Bretagne) a équipé 40 m de taille d'un nouveau prototype de soutènement marchant pourvu de deux bûches en porte-à-faux, l'une vers l'avant et l'autre vers l'arrière (fig. 13). La bûche arrière peut être soutenue par des étaux hydrauliques qui ont pour objet de maintenir la toile à remblai. Ces étaux présentent une particularité lors de la dépose ; ce n'est pas le fût supérieur qui s'affaisse, mais le fût inférieur qui remonte. La tête de l'étau glisse le long de la bûche et l'étau enjambe facilement la canalisation de remblayage pneumatique qui vient d'être remontée dans la nouvelle allée à remblayer.

La firme Hemscheidt (Allemagne) construit un soutènement marchant à cadres jumelés et des cadres dont la progression est semi-mécanisée. L'architecture du soutènement d'une taille à remblayage pneumatique comporte alternativement des cadres jumelés et des cadres individuels (fig. 14). Lors de l'abatage, les cadres jumelés progressent seuls et les cadres individuels restent en arrière pour fournir un appui provisoire à l'allée à remblayer. Après un avancement de 2,50 m, l'abatage est arrêté, la toile à remblai est tendue le long des étaux arrière des cadres jumelés et les cadres individuels sont avancés à mesure de la progression du remblai. L'avancement est assuré à l'aide d'un dispositif spécial qui prend appui sur les cadres jumelés. Les fûts coulissants sont complètement protégés et à l'abri de toute souillure.

4) Soutènement des voies de chantier.

Les soutènements hydrauliques marchants ne trouvent pas que des applications en tailles ; on envisage aussi leur utilisation dans les voies de chantiers, principalement dans les exploitations ra-

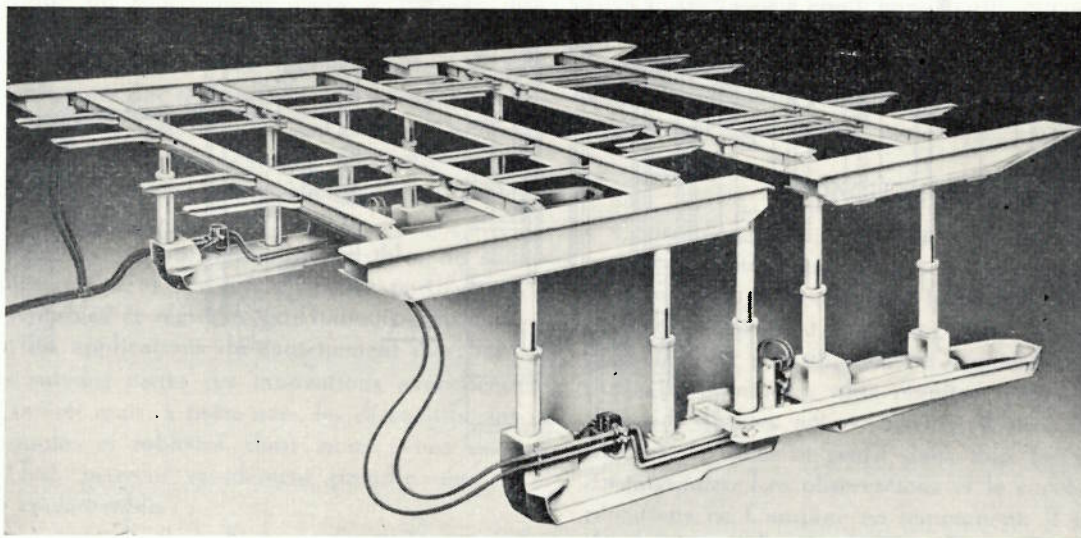


Fig. 16. — Soutènement marchant pour traçages type « Dowty Canopy ».

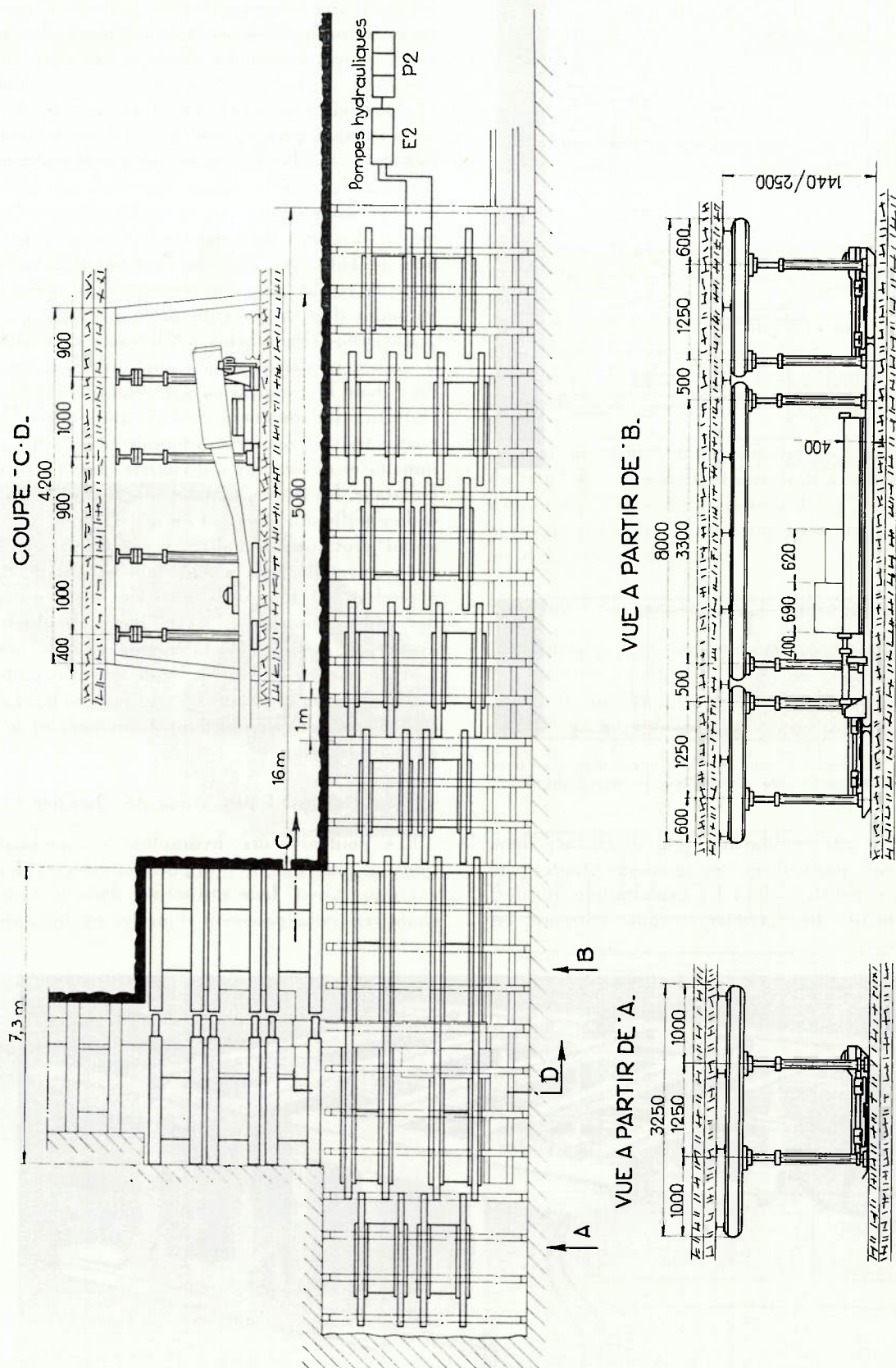


Fig. 15. — Soutènement marchant pour voies de chantier dans les exploitations rabattantes (Réalisations de la firme Hoesch).

battantes. Le soutènement hydraulique conçu par la firme Hoesch est monté de part et d'autre du convoyeur suivant l'axe de la voie, jusqu'à 20 à 25 m en avant de la taille, et supporte les bèles métalliques existantes (fig. 15). Les montants des cadres métalliques trapézoïdaux constituant le soutènement de la voie, sont enlevés à ce moment, avant qu'ils n'aient subi de déformations.

Le soutènement hydraulique se prolonge dans la ou les niches, suivant qu'il s'agit d'une simple ou d'une double unité, et encadre la tête motrice du convoyeur blindé, ainsi que le point de transfert du convoyeur de taille et du convoyeur de voie. Lors de la progression de la taille, le soutènement hydraulique avance et les bèles du soutènement de la voie sont immédiatement dégagées et récupérées.

5) Soutènement dans les traçages en veine.

Dans le but de suivre avec le soutènement aussi près que possible du front dans les traçages creusés à l'aide d'engins mécaniques très encombrants (Marietta, Continuous Miner, etc.), on utilise un soutènement hydraulique marchant qui suit la machine pas à pas (fig. 16). Une équipe d'ouvriers peut alors placer le soutènement définitif à l'arrière en toute sécurité.

6) Asservissement de la progression du soutènement et commande à distance.

Le soutènement Sahé-Somemi employé à Gardanne a fait un pas de plus que tous les autres dans le sens de l'automatisation de la progression. Le cycle de progression est en effet déclenché par la pile médiane d'une série de 3 piles dès que le vérin horizontal est sorti de 530 mm. Le pas exécuté est alors d'environ 400 mm.

En Grande-Bretagne, dans les tailles équipées de haveuse à tambour, on envisage le déplacement automatique du soutènement après le passage de l'engin d'abatage.

Cet asservissement, cette automatisation de la progression sont des réalisations qui méritent toute notre admiration, mais elles ne sont obtenues actuellement qu'au prix d'un surcroît d'investissements considérables et d'une grande complexité du matériel.

De plus, ces mécanismes ultra-sensibles ne sont utilisables que dans certains chantiers particulièrement favorables et réguliers qui limitent considérablement les applications du soutènement marchant.

Nous suivons certes ces innovations avec beaucoup d'intérêt mais, à notre avis, les dispositifs simples, souples et robustes, dont nous avons parlé aujourd'hui, peuvent rapidement prendre une extension considérable.

Si la main et l'œil de l'homme sont présents au moment de la progression, les soutènements, dans

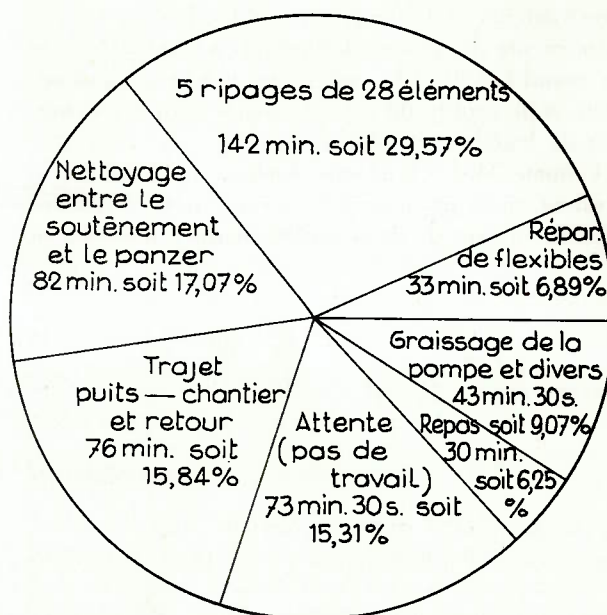


Fig. 17. — Charbonnage de Beeringen. — Chronométrage d'un ravaneur de soutènement couche 62 N, E₁, taille 1, 13 janvier 1961. (fig. extraite de l'exposé de M. Goddeeris)

leur conception actuelle, peuvent franchir beaucoup d'obstacles et de difficultés tels que dérangements, chute locale de toit, variations d'ouverture, redressement d'un élément, comblement d'un vide, enlèvement et nettoyage des pierres restées sur les bèles au moment du ripage, etc.

Les chronométrages montrent d'ailleurs, comme l'a bien fait ressortir M. Goddeeris, que le soutènement marchant ne freine pas l'avancement des tailles (fig. 17). Il peut suivre sans difficulté les avancements réalisés par le rabot ou par tout autre engin d'abatage.

En Campine, c'est le creusement des voies qui devra être adapté pour suivre le rythme de progression des chantiers totalement mécanisés.

Enfin, il importe de souligner que, malgré les petites imperfections dont on a parlé, aucune panne mécanique au soutènement marchant n'a jamais immobilisé une taille au cours d'un poste d'abatage, ce qui confirme la robustesse et la sécurité de fonctionnement du matériel.

CONCLUSIONS

Contrairement à certaines opinions que nous avons entendues ces derniers temps dans plusieurs pays voisins, nous sommes fermement convaincus que le soutènement marchant dans sa conception actuelle n'est pas uniquement applicable aux gisements britanniques, plus réguliers certes et moins profonds que les nôtres, mais qu'il peut être introduit avec succès et profit dans *tous les gisements continentaux*. Les observations et le succès des applications en Campine en témoignent. Il n'y a pas de doute que les nombreux échanges de vues qui ont lieu régulièrement entre tous les exploitants, les

constructeurs et les ingénieurs d'Inichar ne fassent faire encore des progrès importants à cette technique au grand bénéfice de toute notre industrie charbonnière et je profite de cette occasion pour les remercier de leur bonne collaboration.

Comme MM. Goddeeris, Dehem et Demeuter le disaient, nous pouvons affirmer que nous disposons dès maintenant de deux soutènements qui marchent

et nous pouvons envisager leur développement rapide pour un proche avenir. Le soutènement marchant peut être appliqué dans presque tous les chantiers où l'on a réussi à établir le front de taille dégagé. Il se développera plus facilement encore que les engins d'abatage mécanique, car les chantiers sont mûrs pour le recevoir et il est mûr pour y entrer.

Discussion

M. Verbrugge.

Le foudroyage s'effectue-t-il mécaniquement ou bien automatiquement ? Est-ce que l'huile repart par la pompe, sous pression ?

M. Goddeeris.

Le foudroyage s'effectue automatiquement. Quand on actionne la vanne de commande, on crée un accès vers le flexible de retour et, par la pression que les bèles supportent, l'émulsion ou l'huile s'écoule immédiatement et les bèles se décollent un peu du toit. On ripe ensuite l'élément. Il s'agit d'un écoulement libre. La pompe se trouve d'ailleurs toujours en contrebas, ce qui facilite l'écoulement.

Le nouveau boîtier Westfalia permet de décoller les bèles et d'arrêter leur descente de sorte qu'on arrive à limiter les chutes de pierres par exemple.

M. Verbrugge.

La pompe est-elle en communication directe avec les flexibles ? A propos des pulsations, y a-t-il un réservoir d'air ?

M. Goddeeris.

Non, la haute pression part directement de la pompe et le flexible de 1,80 m est directement raccordé au 1^{er} élément. Quand on laisse la pression sur la pompe et qu'il n'y a pas de fuite dans le circuit, la pompe s'arrête. Quand il y a une fuite, la pompe marche.

M. Cœuillet.

Avez-vous eu des cas où les étançons sont venus en butée mécanique, ayant complètement coulé ? Avez-vous essayé le dispositif anti-pilot préconisé par Westfalia ?

M. Goddeeris.

Nous avons eu le cas, mais nous ne connaissons pas le dispositif en question.

M. Stassen.

Le dispositif anti-pilot n'est pas encore en service à Beeringen. Il y a eu plusieurs coulisements jusqu'à fond de course sans détérioration des éléments.

M. de Crombrugghe.

Est-ce que la taille décrite marche à 1 ou 2 postes à charbon ?

M. Goddeeris.

Dans la taille actuelle, le poste de rabotage est le poste 1. Si le poste 1 a pu réaliser un avancement de 2,25 m en 5 ripages, le poste 2 ne fait qu'achever les niches. Si ce n'est pas le cas, le poste 2 effectue le restant du 5^e ripage et attelle les niches.

M. de Crombrugghe.

Le montage du soutènement en taille se fait-il lors du montage de la taille ?

M. Goddeeris.

Nous avons effectué le montage des éléments dans le montage même de la taille, soutenu par des bèles en bois.

M. de Crombrugghe.

C'est à ce cas que se rapportent les postes de montage que vous avez présentés ?

M. Goddeeris.

Les chiffres donnés sont relatifs aux deux premiers essais effectués avec un montage des éléments dans les lignes du soutènement classique.

M. Verbrugge.

L'air qui s'infiltre dans les pompes est-il vraiment nuisible ?

M. Demeuter.

Non, mais il empêche d'atteindre la tension de pose ; quand il y a de l'air dans le circuit hydraulique, on atteint à peine 50 kg/cm², c'est-à-dire 5 t.

M. Dehem.

M. Liégeois a parlé de soutènement marchant à vases communicants. A mon avis, cette méthode peut donner lieu à de sérieux inconvénients. Pour traverser un toit dérangé, on édifie une petite pile au-dessus de la bèle. M. Demeuter a montré un sou-

tènement avec 2 bèles articulées et 2 piles ; ce n'est pas facile à exécuter. Il est certainement plus difficile de placer une pile sur une bèle articulée, qui est instable en soi, que sur une bèle ordinaire. En outre, dans les soutènements à vases communicants, il faut arriver à caler les 2 bèles ensemble et à remettre en même temps l'ensemble contre le toit. De plus, en cas de coup de toit ou de cassure, il arrive fréquemment — nous avons eu le cas à André Dumont — que la cassure de foudroyage, au lieu de se placer derrière le dernier étauçon, se place devant celui-ci ; l'étauçon arrière, quand il est employé avec la bèle articulée, perd à ce moment contact avec le toit et la béquille s'allonge ; à cause des vases communicants, la béquille avant s'affaisse et plus rien ne tient. Nous avons eu aux charbonnages André Dumont un très fort coup de toit juste à la limite entre les étauçons marchants et les autres ; dans le soutènement conventionnel, malgré le bon mur, les étauçons étaient enfoncés dans la sole d'au moins 30 cm à la fin du poste d'abatage ; le soutènement marchant avec bèles rigides a bien résisté malgré l'existence de la cassure entre les deux piles. Que se serait-il passé si on avait eu un coup de toit aussi fort avec un soutènement articulé et à vases communicants ? Si la cassure se place entre les 2 étauçons, le fait que le liquide peut s'écouler d'une béquille à l'autre n'est, à mon avis, pas exempt de danger.

Les Britanniques ont eu des déboires de ce côté ; voici ce que disait M. Luckie à la Conférence de Paris en mai 1960 :

« On a tenté en Grande-Bretagne d'utiliser des » allonges articulées au-dessus du soutènement principal ; mais, à moins que le circuit hydraulique » ne soit établi de telle sorte que le liquide ne » puisse passer d'une béquille de soutènement à » l'autre, l'articulation peut être la cause d'un défaut total de soutènement. L'articulation rend possible l'enfoncement d'une partie de la rallonge » dans un trou s'il s'en présente, permettant à la » béquille correspondante de s'allonger ; à moins » que cette béquille ne soit isolée hydrauliquement, » le liquide va s'écouler dans le circuit intérieur à » cette béquille, liquide provenant des béquilles adjacentes, ce qui permet à ces dernières de s'affaisser et de ne plus rien supporter. »

M. Demeuter.

Nous avons eu l'expérience du passage d'un dérangement avec remplissage au toit. Pour faciliter les manœuvres, nous avons d'abord isolé les étauçons arrière. Nous fonctionnons alors avec l'étauçon avant seul et la bèle avant seule.

A propos de vases communicants, le fait qu'il n'y a plus rien au-dessus de la bèle arrière ne fait pas descendre la bèle avant ; si l'étauçon arrière est en

fond de course, donc complètement développé, l'étauçon avant travaille seul.

M. Dehem.

Au moment du coup de toit, l'étauçon arrière coulisse jusqu'à fond de course et l'étauçon avant s'affaisse. Il y a un danger d'éboulement local.

M. Goddeeris.

Nous avons eu un coup de charge : les étauçons ont coulissé de 8 cm en 1 h 30. Mais si l'étauçon arrière ne tient plus rien, l'étauçon avant supporte toujours 15 t. En effet, au moment où la pression dans l'étauçon arrière tombe, la pompe se met à débiter automatiquement et on obtient très vite, dans l'étauçon côté front, les 15 t de charge de pose.

En ce qui concerne les dérangements, nous en avons franchi un important, sans encombre, et le charbonnage de Zolder en a passé plus que nous. Je ne sais si vous avez déjà passé à André Dumont des dérangements avec vos pousseurs attachés au convoyeur.

M. Dehem.

Dans la taille de Beeringen qui a subi le coup de charge se trouvaient des étauçons Gerlach 1937 avec cales en bois. On a dû les éliminer à André Dumont parce que nous avions des pressions trop fortes. Dans la taille 471, la tenue de toit était presque aussi bonne dans la partie avec soutènement conventionnel que dans la partie munie de soutènement marchant. Le 1^{er} tronçon est équipé d'excellentes bèles avec étauçons de 45 t et une pression théorique de 60 t/m². La pression effective exercée contre le toit est inférieure, mais néanmoins du même ordre de grandeur que celle existant dans le 2^e tronçon à soutènement marchant. Ceci explique le peu de différence au point de vue de la tenue du toit.

Quelle était la pression théorique à Beeringen dans la partie équipée de soutènement conventionnel ?

M. Goddeeris.

Vraisemblablement plus élevée.

M. Liégeois.

La qualité des étauçons dans la taille de Beeringen au moment où s'est produit le coup de charge n'importe pas tellement. Quand les étauçons à frottement ont été jetés à terre et que le toit s'est affaissé, le soutènement Westfalia, entouré à l'amont et à l'aval d'étauçons Gerlach, a dû subir le mouvement de haut-toit ; il l'a bien supporté, et c'est cela qui compte.

M. Dehem.

Je ne conteste pas le succès du soutènement Westfalia à Beeringen. Mais je crois que le soutènement Wild, dont les éléments sont beaucoup plus forts, donnera satisfaction dans une gamme de circonstances beaucoup plus étendue.

M. Liégeois.

A André Dumont, la taille d'essai est soutenue en partie par des cadres marchants hydrauliques et en partie par des étauçons individuels à lamelles ; le toit est au moins aussi bon dans la partie équipée d'étauçons Wanheim à lamelles. Il ne faut pas attacher une importance exagérée à la charge nominale de coulissement de ces étauçons. Elle n'est pas prise à tout instant dans la taille ; la charge moyenne instantanée est nettement inférieure à la charge nominale de coulissement. D'autre part, l'architecture de soutènement change plusieurs fois en un poste. Quel que soit le soutènement, hydraulique ou à frottement, à forte ou faible portance, c'est surtout le mouvement du terrain qui doit être envisagé, et pas tellement la charge par mètre carré à un moment donné dans la taille.

Un coup de charge est un phénomène qu'on doit subir. Avec le système de vases communicants, il semble que cet équilibre de charge, qui s'accommode du mouvement du toit quel qu'il soit, empêche toute fracturation en cloche ou chute de pierres entre les deux étauçons d'un même cadre. Les fractures dangereuses auxquelles M. Dehem fait allusion surviendront plus vite avec un soutènement classique ordinaire dont les étauçons arrière sont généralement beaucoup plus chargés ou avec un cadre dont les 2 étauçons sont isolés et dont l'étauçon arrière supporte une charge généralement plus élevée, peut-être trop élevée pour la qualité de la roche.

M. Dehem.

Les Britanniques ont commencé avec des bèles rigides ; après un essai avec bèles articulées, ils sont revenus aux bèles rigides.

M. Cœuillet.

En ce qui me concerne, je ne suis pas près de renoncer à l'articulation des chapeaux, à condition d'en limiter les battements pour des raisons de stabilité.

Par ailleurs, je ne suis pas près d'adopter la communication entre les deux vérins placés sur une même perpendiculaire au front parce qu'il arrive que le foudroyage dévore sa ligne théorique d'arrêt, ce qui permet un desserrage de l'étauçon arrière ; il n'est alors pas indifférent de voir l'étauçon avant, qui lui est encore sous toit sain, passer de sa pression de coulissement ou à peu près à une pression moitié moindre. On peut craindre que le phénomène

ne s'amplifie. Il faut d'abord s'adapter aux circonstances ; il est possible que, dans certaines conditions de terrains et de toit et dans certaines circonstances d'exploitation, la communication des deux vérins soit souhaitable. Mais en l'état de notre expérience, elle me paraît difficile à retenir.

M. Liégeois me paraît tirer des conclusions un peu hâtives en ce qui concerne la grandeur du pas de ripage et la pression de serrage ; il dit qu'il ne faut pas que la charge de pose soit indûment trop importante si l'on a un bas-toit friable. Je le suivrais volontiers dans cette voie si, au lieu de parler de charge de pose, il parlait de pression sur le toit, donc de surface de contact dont la grandeur n'est finalement pas sans relation avec les dimensions de la bèle.

Par ailleurs, il dit aussi qu'il ne faut pas sans précaution augmenter inconsidérément le pas de ripage. Ces deux notions me paraissent liées. On a beaucoup parlé de tassement aujourd'hui, mais compte tenu de l'imperfection de nos étauçons, de la présence éventuelle d'air dans le circuit hydraulique, de l'irrégularité du mur et mille autres circonstances, il y a tout de même une relation entre la convergence dans le chantier et la pression de serrage, d'une part, et le pas de ripage, d'autre part.

En effet, lorsqu'on déplace un étauçon du soutènement marchant de 40 ou 60 cm, si le tassement de cet étauçon, compte tenu de sa charge de pose et sa charge de coulissement, est supérieur ou au moins du même ordre de grandeur que la convergence qu'il devra subir en passant de la position initiale à la position après ripage, on se trouvera en présence d'un étauçon qui n'atteindra jamais sa charge de coulissement ; à quoi bon alors prendre un étauçon de 40 t si, en pratique, il n'est jamais serré qu'à 20 t.

M. Dommann.

On a beaucoup parlé des différentes formes de bèles : bèle unique, bèle à une ou même deux articulations. Je pense qu'en définitive c'est le mineur qui doit choisir la forme de bèle la mieux adaptée à ses conditions. Mais la forme de la bèle n'est en aucun cas une *caractéristique* du soutènement marchant. Lorsque l'exploitant l'a choisie, il n'existe naturellement pour le constructeur aucune difficulté mécanique pour réaliser son désir.

M. Stassen.

Il n'y a naturellement aucune difficulté à construire une bèle de telle ou telle forme, mais le constructeur doit conseiller l'exploitant et éviter quand même de retomber dans des erreurs anciennes. Il paraît bien évident que les bèles trop souples en plusieurs pièces (reliées par lame de ressort ou vieux bouts de câble par exemple) sont à rejeter.

Quant à opter pour la bèle unique ou la bèle à une seule articulation à pivot, je suis d'accord avec M. Dommann que le choix doit dépendre alors de la nature du toit.

M. Dehem a justifié les fortes portances de 50 t en invoquant les larges surfaces de contact du soutènement aux épontes (8.000 cm² au toit) et par conséquent les faibles pressions spécifiques. Cependant, si le toit est onduleux, cette bèle unique ne portera que sur deux arêtes et les charges de 50 t seront concentrées sur des surfaces réduites. Ces fortes charges induiront des sollicitations locales très élevées qui pourront amener la rupture de la roche.

Avec la bèle à une articulation, on peut obtenir un meilleur contact au toit quand celui-ci est onduleux et en définitive on obtiendra une meilleure surface d'appui qu'avec la bèle unique.

M. Cœuillet vient de dire qu'il serait préférable de parler de pression spécifique plutôt que de charge de pose ; je ne suis pas tout à fait d'accord, car cette notion est trop théorique puisque la surface de contact aux épontes varie avec chaque ripage et que dans certains cas, elle est réduite à deux arêtes.

De plus, en ce qui concerne le relèvement du toit et les flexions alternées auxquelles on le soumet, c'est aussi la charge de pose qui intervient et non la pression spécifique.

M. Verbrugge.

Cette objection tombe vu que la rigidité de la bèle seule est suffisante pour porter toute la charge des 100 t et ne dépend pas de la forme du toit.

M. Stassen.

La bèle est certainement construite pour résister aux sollicitations les plus sévères, mais la roche ne l'est pas.

M. de Crombrughe.

M. Liégeois a dit que la descente du toit lors de l'affaissement du cadre de ripage était extrêmement faible. Sur les diagrammes qu'il a montrés, on constate que chaque ripage donne lieu à une convergence de 12 mm. Si la largeur de taille est de l'ordre de 3 m et qu'on effectue 8 ripages de 0,45 m sur la largeur de taille, le toit s'affaissera de 8×12 mm, à peu près 100 mm rien que pendant les ripages. Avec un soutènement qui fait de plus grands pas, cette descente sera réduite.

M. Labasse.

Je ne crois pas que la convergence des épontes ait tellement d'importance, ce qui compte c'est la descente du toit. Il y a des tailles où la convergence des épontes est assez importante à cause du souf-

flage du mur, mais où le toit se comporte bien parce que son affaissement est faible. A la question de savoir si un soutènement convient pour telle taille, je réponds : il convient si le toit se comporte bien, s'il reste sain, sans me préoccuper de la convergence.

Autre chose sont les mises en charge et les décharges successives que subit le toit avec les soutènements marchants. Ces mises en charge et ces décharges font jouer les fissures du toit, les désarticulent et desserrent les agrippages, le foudroyage vient en général plus rapidement. Dans le film de M. Cœuillet qu'on vient de projeter, on peut voir un toit extrêmement raide, le premier linteau dans la couche Grande Mine, couche qu'on exploitait antérieurement par massifs abandonnés en laissant parfois le toit à découvert sans soutènement sur 10 à 15 m de portée. En l'exploitant par longue taille, le phénomène de la fissuration préalable a lieu malgré la dureté exceptionnelle du banc. De plus, le soutènement marchant en faisant jouer les fissures a tellement bien ouvert les agrippages qu'on a pu voir le toit tomber prématurément en petits éléments dès que la bèle arrière était desserrée.

Faut-il faire de grands pas et répéter moins souvent les mouvements du toit ou faut-il faire des déplacements à petits pas ?

Il semble que la réponse à cette question dépend de la nature du toit et que le pas ne peut être déterminé que par des essais à répéter dans chaque cas.

M. Dehem.

Cela revient au problème de la fracturation du toit. Lorsque celle-ci se réduit à de simples cassures à lèvres pratiquement sans rejet, où les éléments tiennent encore ensemble par agrippage, nous avons à faire à une fracturation qui n'est nullement dangereuse et qui n'entrave pas la marche de la taille ; elle est au contraire utile, parce qu'elle donne lieu à un bon foudroyage et tient le haut-toit en respect. Pour réduire la fracturation à des limites utiles, il faut avoir une puissance de soutènement et une pression de pose toujours suffisantes et réglables, ainsi qu'un contact effectivement suffisant contre le toit et le mur ; quand on examine les bèles utilisées en porte-à-faux au fond, on s'aperçoit bien souvent qu'elles ont, non uniquement subi une déformation permanente, mais qu'elles sont pliées et tordues ; finalement, il n'y a même plus de contact par arêtes mais par points.

J'ai vu plus d'une taille à soutènement marchant où les bèles employées en porte-à-faux étaient non seulement pliées mais tordues, elles n'avaient plus aucune forme. En résumé, la fracturation du toit est avant tout un problème de soutènement et, contrairement à ce qu'on pense, les petits pas sont plus favorables que les grands, parce que la distance en-

tre le foudroyage et les fronts est réduite, ce qui est favorable au point de vue de la tenue du toit.

M. Stassen.

Il existe en fait très peu de tailles avec bèles articulées puisque seuls les constructeurs allemands les utilisent. En tout cas, depuis un an que le soutènement Westfalia est en service à Beeringen et à Helchteren-Zolder, les déformations des bèles ont été fort peu importantes ; on n'a dû, je pense, n'en remplacer qu'une. On constate bien un léger festonnage des bords, mais ces déformations sont sans importance.

M. Dehem.

Même si les déformations sont peu importantes, il ne faut pas qu'elles atteignent la déformation permanente. A ce dernier stade, il faut les remplacer.

M. Liégeois.

En accord avec M. Cœuillet, j'estime que l'articulation entre bèles est souhaitable pourvu que les degrés de liberté du système soient limités.

Il est exact que la communication entre deux vérins d'un même cadre est gênante lors du passage de dérangements. M. Demeuter a indiqué comment on peut renoncer temporairement à cette liaison dans ces circonstances. Dans les conditions normales de travail, le danger de voir la ligne de foudroyage dévorer sa limite théorique d'arrêt paraît faible surtout si on travaille avec un soutènement en ligne. Il est certes beaucoup plus grand avec un soutènement en dents de scie. Depuis un an que des éléments de soutènement sont en service dans le gisement de Campine, nous n'avons jamais eu d'ennuis de ce genre. Toute généralisation est abusive.

Lorsque nous suggérons de limiter la charge de pose des étançons, nous pensons à sauvegarder l'intégrité des bancs de bas-toit friables.

Quant à la charge de coulissement, elle est limitée par la résistance des murs tendres. S'il est vrai que le poinçonnage proprement dit peut être annulé par l'usage de larges assises, il reste que les charges importantes provoquent la montée du mur dans l'allee d'évacuation du charbon.

La charge de pose et la charge de coulissement peuvent être plus élevées si les épontes sont bonnes. C'est même souhaitable dans le cas des toits raides dont on désire provoquer la rupture à la limite de l'arrière-taille. Dans ces cas-là aussi, il est moins important de suivre le front de très près puisque la roche tient d'elle-même entre le front de charbon et l'arrière-taille.

Sous les bas-toits friables, il vaut mieux avancer à petits pas (0,40 à 0,60 m) en se tenant le plus près possible du massif de charbon qui constitue en

général le meilleur soutien. Mais même sous de bons toits, nous ne sommes pas tentés d'allonger le pas parce qu'il nous paraît plus sain de réduire l'espace découvert et que le matériel sera moins sollicité s'il est épaulé par le massif de charbon. C'est pourquoi nous croyons que les modèles de l'avenir auront un pas plutôt court et des charges de pose et de coulissement variables, mais d'autant plus faibles que les roches seront mauvaises.

La convergence est-elle plus élevée si l'on exécute 8 ripages de 0,40 m que si l'on exécute 4 ripages de 0,80 m ? Nous ne disposons pas de mesures suffisantes pour en discuter. Il nous paraît difficile d'imaginer que la convergence est doublée si l'on double le nombre de ripages. En poussant les choses aux extrêmes, ce serait admettre que la convergence dépend plus du mode de soutènement que de l'ouverture de la couche ou de l'avancement journalier. Une thèse de ce genre demande à être étayée par des mesures.

Et s'il est vrai que la convergence fût plus élevée, il faudrait encore démontrer que cette convergence est excessive. Nous croyons que la convergence est inévitable, au même titre que la fissuration préalable dont parle M. Labasse. En deça d'une certaine limite le mineur ne se plaint pas de la fissuration préalable et de la convergence. Tout l'art est de s'en accommoder.

M. Cœuillet.

1) Communication entre étançons.

Nous avons eu parfois — même en Provence — et avec soutènement en ligne, un foudroyage débordant la ligne d'arrêt ... Aussi, le seul argument que je pense valable en faveur de la communication hydraulique entre étançons, est d'ordre économique : mais il me semble un peu prématuré d'évoquer ce point de vue. Ajoutons que, si une soupape fonctionne mal, c'est un cadre complet (2 vérins) qui se trouve neutralisé : en conditions difficiles, ce peut être très gênant.

2) Charge de pose.

Si le bas-toit est très friable (et le chapeau suffisamment large), une forte charge de pose entraînera sa fissuration locale au niveau des contacts, jusqu'à ce qu'un équilibre s'établisse : il faut chercher la relation optimale entre charge de pose et dimension des chapeaux, compte tenu des plus mauvaises épontes.

Même remarque pour le mur, avec cette circonstance aggravante que, pour faciliter le ripage, il ne faut pas que les semelles soient trop enfoncées, ce qui conduit à les dimensionner très largement. A plus forte raison, comme le dit M. Liégeois, ces remarques valent pour la charge de coulissement.

Il faut enfin ajouter que si le bas-toit devait être détruit par la charge de pose, il le serait bien plus encore par la charge de coulissement. C'est donc, dans tous les cas, cette dernière qui est importante à considérer, et rien n'empêche alors sérieusement de relever la première, ce qui paraît avoir plus d'avantages que d'inconvénients. Nous en sommes (en conditions difficiles) à une largeur de chapeau et de semelles de 550 mm.

3) *Grandeur du pas de ripage.*

En toutes conditions (Lens, Bruay, Gardanne, etc.), nous avons partout commencé par de petits pas de ripage (180 puis 250 mm parfois, avant de passer à 400, 600 et même 1.000 mm), ayant à l'esprit cette idée de suivre l'abatage au plus près et de réduire la largeur à soutenir. Chaque fois ce fut un échec : mais comme nous y avons remédié en augmentant aussi la charge de pose, nous ne pouvons savoir exactement quel est le facteur prépondérant (ou s'ils sont tous deux importants).

Je ne crois pas que l'augmentation du nombre de ripages augmente beaucoup la convergence — qui n'est pas un critère complet de l'habitabilité du chantier — mais cette augmentation diminue certainement le nombre des étançons utilisés au voisinage de leur charge de coulissement (tassement trop grand ou charge de pose trop faible) et surtout elle augmente la fragmentation du toit (en « désengrénant » plus souvent les blocs qui le composent), notamment en multipliant les lignes de cassures (au voisinage des articulations des chapeaux par exemple), donc le risque de dégradation apparente (chute de placages) et la gêne au chantier...

M. Dommann.

On a soulevé au cours de la discussion la question de la forme à donner à la bèle rigide ou articulée et la question de la liaison entre l'éтанçon avant et l'éтанçon arrière d'un cadre.

1. La bèle rigide ne peut être utilisée que dans les couches à toit régulier. La pratique a montré que l'emploi de deux bèles reliées par une seule articulation « semi-rigide » donne satisfaction, même lorsqu'il s'agit de toit dont la tenue est rendue très difficile en raison de variations d'ouverture et de zones dérangées. Les liaisons par lames de ressort entre bèles n'ont pas réussi cette épreuve.

Si l'on augmente la longueur de porte-à-faux de la bèle frontale, l'emploi d'une double articulation entre les bèles principales améliore le contact au toit, en particulier au-dessus du porte-à-faux.

La liaison entre étançons avant et arrière d'un même cadre peut apparaître regrettable lorsque les étançons sont en même temps isolés du circuit à haute pression dès après la pose, ce qui est le cas du matériel anglais dont il a été question à cette séance. Car dans ce cas, et quel que soit le type de bèle, l'éтанçon avant s'enfonce quand l'éтанçon arrière coulisse. Il ne s'agit pas en fait d'un pro-

blème de bèles, mais d'une question en rapport avec les circuits de commande hydrauliques.

Dans l'élément de soutènement marchant Westfalia, les étançons sont constamment en liaison avec le circuit à haute pression si on le désire. Si un étançon s'étire, par exemple en raison d'un relâchement de la pression exercée par le toit, la pompe injecte aussitôt le fluide haute pression de sorte que l'éтанçon qui est en communication avec celui qui s'étire n'est pas déchargé.

Lorsqu'on parle de vases communicants, il faut bien s'entendre. Les deux étançons sont reliés en permanence entre eux et ils constituent un ensemble qui est lui-même en communication avec un réservoir à haute pression qui est, dans ce cas-ci, la pompe à haute pression.

2. On a parlé de la résistance du soutènement et en même temps on a évoqué la question de la force d'appui, de la portance des épontes.

Evidemment, on ne peut tirer profit complètement de la charge portante des étançons à friction étant donné qu'ils pénètrent dans les roches du mur déjà pour de faibles charges en raison de la faible surface de leurs pieds.

De même, les bèles ordinaires ne peuvent supporter de fortes charges en raison de leur minceur. En cas de fortes charges, les bancs de toit sont détruits par les bèles minces.

Dans le soutènement marchant hydraulique, le premier souci est donc de limiter la portance des étançons à la valeur supportée par les épontes.

A l'aplomb des supports, les charges atteignent vite les charges maximums auxquelles peuvent résister les roches. C'est pourquoi, il faut prévoir des surfaces d'appui suffisantes.

Lorsque les problèmes d'appui aux épontes sont résolus, on peut fixer la force des étançons. Il est bien certain qu'un étançon de 40 t doit être plus robuste qu'un étançon de 20 t. Diamètre des tubes, épaisseur des parois et pressions sont des données de calcul pour le constructeur.

Le soutènement hydraulique a l'avantage de répartir uniformément le soutien de la taille, ce qui le met dans une position avantageuse pour vaincre sûrement toute espèce de sollicitation.

M. Dehem.

M. Dehem tient à faire observer tout d'abord que le compte rendu de la visite en Grande-Bretagne d'un groupe d'ingénieurs belges, tel qu'il a paru dans le numéro de février 1961 des Annales des Mines de Belgique, se termine par des conclusions qui ne lui ont pas été soumises et auxquelles il ne peut se rallier. Il continue comme suit :

Si certaines conclusions de M. Stassen sont aussi miennes, je ne puis cependant me ranger à l'avis exprimé dans d'autres.

Nous nous limiterons ici à l'examen des points suivants :

1. Inconvénients dus au poids des éléments constitutifs du soutènement introduit aux Charbonnages André Dumont.
2. Portance. Pression de pose.
3. Forme de la bête. Surface de contact bête-toit.

1. Inconvénients dus au poids des éléments constitutifs.

Le poids des éléments constitutifs n'est pas un inconvénient, ni au point de vue du montage, ni à celui des manipulations.

Montage.

La figure 1 montre l'unité Goal Post, telle qu'elle arrive de l'usine. Elle est entièrement montée et l'inconvénient du montage sur place, dans le cas des soutènements conventionnels ou de celui des soutè-



Fig. 1.



Fig. 2.

nements marchants du type léger, est complètement supprimé.

Manipulations.

La figure 2 montre le transbordement de l'unité, soit directement du wagon de chemin de fer, soit de l'endroit où elle a été entreposée sur le truc de mine. L'unité est fixée sur ce dernier par quatre crochets solides (fig. 3).

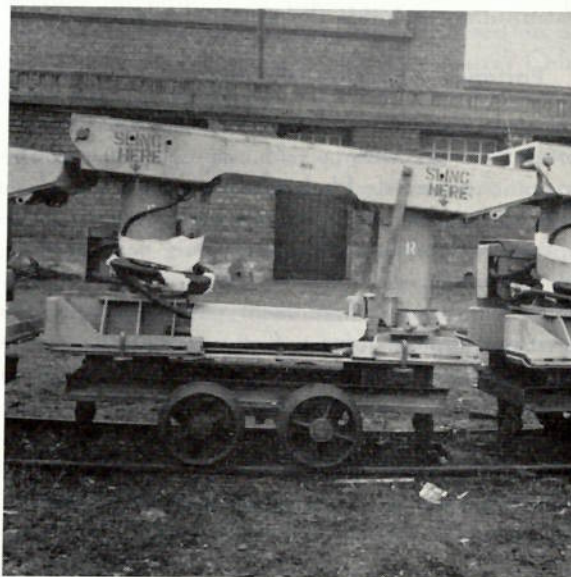


Fig. 3.

La figure 4 montre le départ d'une rame d'unités vers le puits et le fond.

L'équipement de 150 m de front de taille, lorsque celle-ci est équipée d'un soutènement conventionnel, exige le déchargement et le chargement en berlines au jour de 1.000 bêtes et 800 étançons, soit 1.800 opérations manuelles, à comparer dans le cas du soutènement marchant introduit aux Charbonnages André Dumont à 142 opérations mécanisées.



Fig. 4.

On retrouve comparativement une situation analogue au fond. Quand l'élément est rendu à front de la voie de tête, il ne reste qu'à le halier sur place et à le raccorder au transporteur et aux conduites d'émulsion.

En résumé : Au point de vue du montage et des manipulations, le poids élevé de l'élément n'est pas un inconvénient, puisqu'il est monté à l'usine et que, grâce à sa stabilité intrinsèque, il permet une mécanisation intégrale des manipulations.

2. Portance - Charge de pose.

L'expérience nous a montré que l'emploi de fortes portances et de fortes pressions de pose est favorable au point de vue de l'habitabilité, c'est-à-dire *de la tenue du toit dans l'atelier de travail*. Nous avons constaté qu'un toit rendu moins bon, par l'irrégularité de marche de la pompe provisoire à air comprimé, s'améliorait rapidement par l'application de pressions de pose de 32 t. Cette constatation est, je crois, conforme aux idées émises par Monsieur le Professeur Labasse, à la conférence sur les pressions des terrains, tenue à Paris au mois de mai 1960. M. Labasse disait alors :

« Le contrôle du haut toit et la sécurité de l'atelier requièrent un soutènement rigide.

» Le remplacement d'étaçons par des piles à lamelles de 60 t de charge, munies de pieds à larges semelles, a modifié radicalement une situation mauvaise dans une taille de Campine.

» Quant à la conduite du bas-toit, le problème consiste à le maintenir collé contre le haut-toit. »

Ceci ne peut, à mon avis, être réalisé dans bien de cas que par l'emploi d'un soutènement à forte portance et à charge de pose élevée. Il est indispensable cependant, lorsque les épontes sont fragiles, que pareil soutènement ne soit employé *qu'en conjonction* avec des bèles et des pieds d'étaçons appropriés. Il faut aussi que les unités marchantes puissent être suffisamment rapprochées, de façon à obtenir une densité de soutènement et un pourcentage de contact bèle-toit en rapport avec la qualité des épontes. C'est la *non observance* de ces conditions, qui est généralement à la base des échecs attribués à tort à une rigidité trop prononcée.

Conduite du toit.

Conduire le toit consiste *en fait...* à conduire les *solutions de continuité* de celui-ci, qu'il s'agisse de joints de stratification, de la fissuration préalable des bancs ou de fissures d'origine diverse, par exemple celles consécutives à d'anciennes exploitations.

M. André Préal exprimait déjà une idée analogue, lors d'une conférence qu'il fit ici en 1951.

En remblayage (fig. 5), le toit est normalement beaucoup meilleur dans l'atelier de travail qu'en foudroyage, cela pour deux raisons :

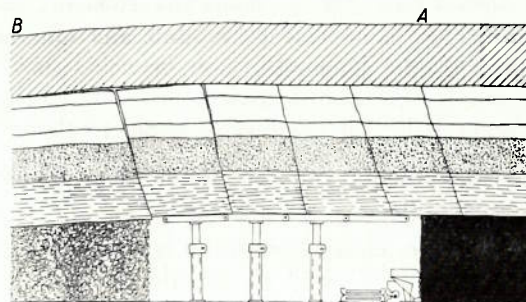


Fig. 5.

1. La compacité du remblai, lorsqu'elle est appropriée à la nature des terrains, diminue la portée A-B des bancs du toit et, par conséquent, l'importance de la flexion de ces derniers. Un bon remblayage évite ou limite le décollement des bancs au-dessus de l'atelier de travail.

2. La continuité des bancs du bas-toit évite le desserrage des agrippages, qui maintiennent les blocs fissurés en place. Les bancs du bas-toit ne se disloquent pas en remblayage, malgré les fissures, parce qu'ils constituent de véritables *poutres précontraintes*.

En foudroyage, l'allongement de la portée A-B favorise le décollement des bancs du toit et la perte de continuité des bancs du bas-toit laisse les agrippages se desserrer et leur enlève toute résistance à la flexion.

Le résultat est indiqué à la figure 6.

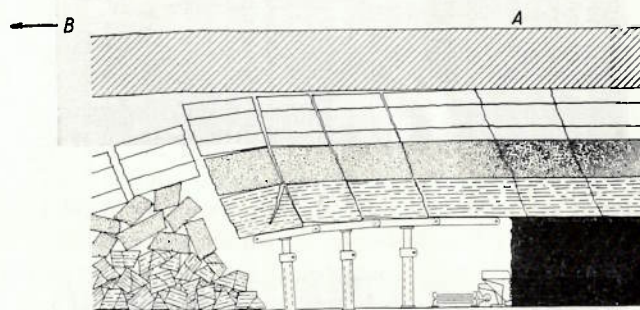


Fig. 6.

Nous notons dans les conclusions de M. Stassen :

« L'inflexion des bancs du toit donne lieu à des » décollements entre les bancs ; en appliquant de » fortes charges de pose, on relève les bancs inférieurs, on ouvre les fissures, on supprime les agrippages et on disloque complètement le bas-toit. Ces » violents coups de piston font subir au bas-toit des » flexions alternées, tout à fait nuisibles à la cohésion. »

En ce qui me concerne, j'ai la conviction que ces décollements entre bancs, que ces flexions alternées, qui sont la cause de la destruction finale du bas toit, *peuvent être évités* par l'emploi de piles à portance et pression de pose suffisantes, c'est-à-dire par

la mise en service d'un soutènement du genre de celui adopté aux Charbonnages André Dumont et représenté à la figure 7. Ici, par la création d'un véritable encastrement des bancs, le long de la ligne

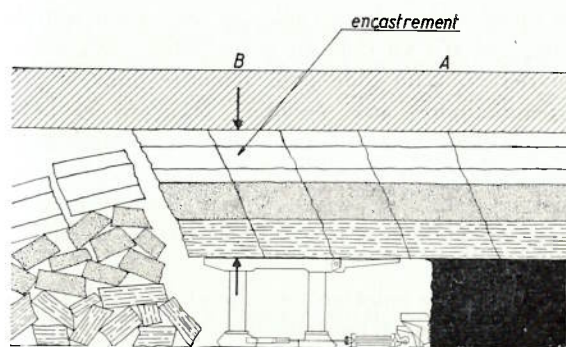


Fig. 7.

de foudroyage, on réduit, d'une façon plus efficace encore qu'en remblayage, la portée A-B des bancs et on maintient intactes les tensions tangentielles si utiles pour empêcher le desserrage exagéré des agrippages.

Nous lisons encore dans les conclusions :

« Les chutes de bas-toit bien connues, la formation de chapelles allongées de 3 à 10 m de longueur, parallèlement au front, existent dans les tailles à soutènement conventionnel, comme dans les tailles à soutènement marchant, et nous n'avons pas encore trouvé la solution satisfaisante à ce problème, sauf évidemment le remblayage complet, le remblayage pneumatique par exemple, comme cela se présente dans plusieurs charbonnages de Campine ».

La solution à ces désordres, je crois qu'elle est représentée à la figure 7. Grâce aux fortes portances et aux fortes pressions de pose, nous retrouvons, par le mécanisme que nous venons d'exposer, une situation analogue à celle qui existe en remblayage complet.

Je voudrais aussi signaler qu'il me paraît difficile d'admettre le raisonnement qui, pour justifier les faibles portances, est exprimé dans les termes que voici :

« Les soutènements des tailles ne constituent qu'un appui dérisoire en regard des pressions qui règnent aux profondeurs habituelles d'exploitation. Des appuis qui donnent une réaction de 20 à 30 t par mètre carré de toit découvert, ne sont que de faibles auxiliaires à côté des pressions de 2.000 t/m², qui existent dans les terrains vierges. »

Nous discutons ici de la façon, dont il faut traiter les bancs de toit, pour améliorer l'habitabilité de l'atelier de travail, c'est-à-dire en terrains détendus dans la zone de Trompeter où — on ne me contredira pas, je pense, — la pression des épontes atteint une valeur maximum de 20 à 40 t/m².

Dans les conclusions, nous notons encore :

« Quand le toit est fragile, il paraît opportun de ne travailler qu'avec de faibles charges de pose (de l'ordre de 5 t par exemple), comme la firme Dowty l'envisage d'ailleurs et cette firme a une très longue expérience en la matière. »

L'expérience de la firme Dowty est incontestable, mais la raison invoquée pour le maintien d'une pression de pose aussi faible, est-elle la bonne ? Dans les systèmes à étaçons, ne se trouve-t-on pas dans l'obligation de choisir entre deux maux ? Celui, d'une part, d'utiliser de trop faibles pressions de pose et celui, d'autre part, d'employer des pressions d'alimentation élevées. Au surplus, tous les raisonnements avancés et toutes les expériences faites, qui sont à la base de la justification des faibles pressions de pose, s'appuient sur un préalable, celui de l'impossibilité d'empêcher les décollements des bancs du bas-toit ou celui de l'existence de ces décollements ; or, nous venons de voir qu'ils peuvent être évités moyennant la création d'une ligne d'encastrement à l'arrière de l'atelier de travail, qui maintient les tensions tangentielles, qui empêchent la perte de cohésion du bas-toit. L'expérience qu'il nous sera permis de faire dans quelques jours à la taille 311 des Charbonnages André Dumont, sera très instructive à ce point de vue, car cette taille, qui est actuellement soutenue avec des étaçons conventionnels, a un mauvais toit et un mauvais mur, qui nous causent beaucoup d'ennuis. Il s'agit d'une exploitation située au-dessus des deux tailles 321 et 331 de 1,15 m et 1,35 m à 1,50 m d'ouverture, déjà déhouillées précédemment par la méthode de foudroyage.

La possibilité d'utiliser de fortes pressions de pose est, à mon avis, un des grands avantages des soutènements à piles. N'est-il pas significatif à ce point de vue que le constructeur de soutènements marchants à étaçons Dobson n'a pas hésité, tout dernièrement, à incorporer un surpresseur dans le circuit d'alimentation, malgré l'augmentation du prix de revient et la complication qui en résulte, de façon à pouvoir atteindre une pression de pose de 25 t ?

En résumé, si des portances de 30 t et des pressions de pose de 14 t peuvent, dans certaines tailles, être suffisantes, je me demande pourquoi ces chiffres doivent être considérés comme des limites, au delà desquelles nous risquons les pires catastrophes. J'ai la conviction que quelques tonnes supplémentaires, aussi bien en portance, qu'en pression de pose, seront les bienvenues dans beaucoup de cas. De toute façon, la possibilité, que procurent seuls les systèmes à piles, de pouvoir éventuellement avoir recours et à de fortes portances et à de grandes charges de pose, ne constitue pas un inconvénient.

3. Forme de la bête et surface de contact bête-toit.

En ce qui concerne l'opinion qui consiste à considérer les bêtes articulées plus avantageuses, lorsque les toits sont ondulés et inégaux, je voudrais faire remarquer que la suppression de la bête articulée en arrière du transporteur, n'implique pas pour autant une augmentation de sa longueur. La bête rigide dans le système Wild, n'a qu'une longueur de 1,80 m. Dans les soutènements en porte-à-faux, ou à articulations dans la havée de circulation (fig. 8), les dimensions des bêtes sont de même ordre de grandeur, sinon plus longues ; il suffirait, dans bien de cas, de modifier simplement l'architecture de l'ensemble bêtes et étançons, pour obtenir un soutènement logique, conforme à l'art de la stabilité des constructions.

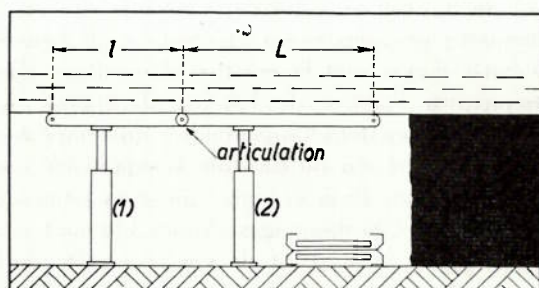


Fig. 8.

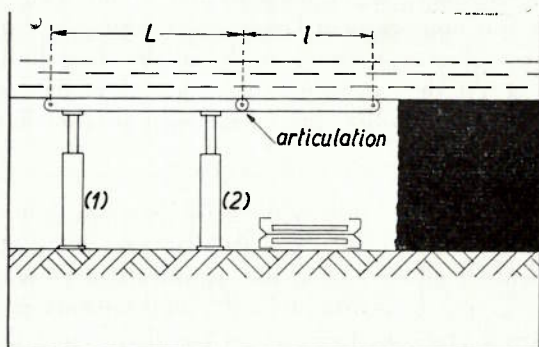


Fig. 9.

Comparons, au point de vue résistance, stabilité en couche pentée, les deux solutions représentées par les dessins schématiques des figures 8 et 9.

a) Résistance.

Le M_f maximum admissible est multiplié par deux dans la deuxième solution vis-à-vis de la première et l'importance de la flèche maximum pour une même charge est divisée par quatre. Ceci dans le cas d'une charge locale.

b) Stabilité en couche pentée.

Nous savons que la première solution, qui constructivement comprend deux larges et lourdes bêtes articulées, posées par l'intermédiaire de deux rotu-

les à faible diamètre sur les étançons, a une stabilité de marche très réduite.

Même en faible pente, les deux bêtes, dont l'une au moins est asymétrique, « flottent » dès le début de la marche, elles quittent le plan perpendiculaire aux épontes dans lequel elles se trouvaient initialement. Qui n'a vu déjà en pente faible, le geste de l'ouvrier ou d'un aide pour remettre dans le plan perpendiculaire aux épontes, étançons et bêtes, avant le remplacement de ces dernières contre le toit ? Lorsque la pente est plus importante, on a recours à des sylvestres, des palans et des chaînes, pour replacer ou maintenir le portique défaillant dans le plan initial.

La deuxième solution remédie en partie à ces inconvénients qui n'existent pas dans les systèmes à piles munies d'une bête rigide.

Revenons à la question contact bête-toit.

Après un certain usage, si les bêtes employées en porte-à-faux ne sont pas franchement pliées et tordues, elles risquent au moins de subir une déformation supérieure à la déformation élastique et que devient alors la surface effective de contact avec le toit ? Il suffit de les observer, lors d'une descente au fond pour être fixé.

M. Stassen.

1. Poids des éléments.

M. Dehem vient de nous montrer la solution envisagée pour les montages ultérieurs des éléments du système Wild. L'élément amené tout monté de l'usine sera introduit tel quel dans la taille.

Nous félicitons les ingénieurs d'André Dumont d'avoir étudié et mis au point le matériel et les accessoires nécessaires au transport en bloc des éléments.

Cependant, il ne faut pas oublier que :

1^o) Lorsqu'une taille rencontrera à l'improviste un dérangement important, on sera amené à démonter et transporter ces pièces en taille dans des conditions difficiles. Les cas s'est présenté à Beeringen après 3 semaines et à Helchteren-Zolder après 7 semaines.

2^o) Par suite de la disposition oblique d'un front de taille par rapport aux voies, une taille peut s'allonger ou se raccourcir par la tête ou par le pied. Dans ces conditions, on devra amener des éléments au pied de taille ou en évacuer et ceci ne pourra se faire qu'en pièces détachées.

Si le transport en bloc peut se concevoir et se réaliser aisément pour des quartiers bien accrochés sur le réseau de voies principales, il n'en est pas de même pour les chantiers d'accès difficile.

La phrase de mon texte « Le poids élevé des pièces constitutives offre certaines difficultés pour les manipulations et les montages » n'a d'autre portée

que d'attirer l'attention des exploitants sur l'intérêt de prévoir des accès faciles au chantier où ils envisageraient l'installation éventuelle de ce matériel.

2. Charge de pose et de coulissement.

Dans son exposé, M. Dehem disait :

« La valeur élevée de la pression de pose et l'uniformité de cette pression ont une importance capitale en soutènement marchant ».

Mon opinion est beaucoup plus nuancée et les considérations émises dans mes conclusions ont pour but d'éclairer les exploitants qui ont à choisir une charge de pose et une portance lors de l'équipement d'un chantier déterminé.

Nous estimons, à Inichar, qu'il faut adapter ces éléments à la qualité des roches. Quand le toit est fragile, une charge de pose élevée peut avoir un effet désastreux sur les bancs de roche.

Ces considérations tirées d'observations personnelles rencontrent précisément l'avis de tous les grands spécialistes anglais du soutènement marchant.

A titre indicatif, je reproduis ci-dessous les avis de trois d'entre eux.

A la Conférence de Paris, en mai 1960, M. Mac Luckie s'exprimait comme suit (1) :

« L'emploi de fortes charges de pose devrait, pour le moment, être envisagé avec quelque précaution jusqu'à ce qu'on ait acquis une expérience plus complète pour divers degrés d'intensité. L'augmentation de charge a lieu très rapidement et peut produire, en réalité, des chocs susceptibles de provoquer des fractures de bancs pour des intensités bien plus basses que la normale et de causer en certaines circonstances une aggravation de la situation ».

A la même Conférence, un autre auteur anglais, M. A. Wright, disait (2) :

« On étudie l'importance de la charge de pose sur du matériel en service. Il peut se faire qu'il serait nécessaire d'adopter des charges de pose différentes suivant la nature des terrains du toit. La vitesse et la pression auxquelles on pose les piles peuvent provoquer de sérieux chocs sur les bancs du toit et du mur ».

A la 9^{me} Session de la Commission de Technique Minière de la C.E.C.A., qui s'est tenue en Grande-Bretagne du 2 au 7 novembre 1958, M. Adcock, Chef de la Section de Contrôle du Toit au N.C.B., s'exprimait comme suit (3) :

(1) Voir Communication A4 - Soutènement mécanisé du type à châssis.

(2) Voir Communication A5 - Les applications des systèmes de soutènement mécanisés du type piles.

(3) Voir compte rendu de la 9^{me} Session du Technique Minière de la CECA « Le soutènement moderne mécanisé au front de taille ». Annales des Mines de Belgique, 1959, février, p. 137/142.

« Actuellement, les charges de pose et de coulissement ont été fixées arbitrairement d'après les commodités offertes par les pompes hydrauliques et en tenant compte de l'expérience acquise avec les étançons hydrauliques individuels. En pratique cependant, ces maximums ont été quelquefois trop élevés et ont dû être réduits.

« Une forte charge de pose appliquée rapidement peut causer au toit des dégradations qu'une mise en charge progressive aurait évitées. Dans la plupart des tailles, un décollement des bancs peut déjà se produire avant la pose du soutènement et la mise en place brusque d'un soutènement à haute pression disloque le bas-toit, rompt la progressivité de la convergence et provoque des cassures.

« On considère que des éléments qui ont une charge de pose de 10 t conviennent habituellement à la plupart des toits, mais cette question est en cours d'étude au moyen d'essais au fond.

« Le rôle de tout soutènement est de permettre de contrôler la convergence, non de la supprimer, et une résistance trop forte peut avoir de graves conséquences. La résistance mécanique du terrain, et en particulier, du toit, est un facteur de limitation. Une trop forte résistance peut provoquer des cassures par compression et produire des ruptures par cisaillement d'une ampleur considérable. Pour provoquer un foudroyage efficace, le soutènement doit créer des cassures par cisaillement le long de l'arête de l'arrière-taille, mais avec un terrain peu résistant, il peut provoquer devant lui des cassures inclinées vers l'avant.

« L'intersection de ces cassures avec celles qui résultent de l'abatage peut provoquer des éboulements en avant du soutènement. Il est indispensable de maintenir une convergence convenable et régulière ».

L'exposé de M. Dehem à propos de la portance et de la charge de pose me rappelle « l'histoire du dernier mauvais toit de Campine », que nous avons entendue ici il y a quelques lustres. Un ingénieur, d'ailleurs remarquable, exposait que, pour améliorer la tenue du toit quand on foudroie, il suffisait de prévoir un soutènement totalement rigide, supprimant tout mouvement du toit en avant de la ligne de cassage. Ce principe est totalement contourné par les événements et par l'observation. La convergence générale des terrains et le décollement des bancs sont inéluctables. La convergence commence en avant du front à un endroit où l'homme n'a aucune action. Elle dépend des éléments naturels : ouverture de la couche, nature des roches, épaisseur des bancs, rapidité d'avancement et mode de contrôle de l'arrière taille.

La convergence est à peu près indépendante du soutènement mis en œuvre. Les forces mises en jeu sont d'ailleurs beaucoup plus grandes que la résistance du soutènement. Le soutènement doit être

adapté à ces phénomènes inéluctables. Un soutènement trop rigide ne peut s'opposer à la convergence naturelle : ou bien il se brise ou bien il brise les roches environnantes.

Ces facteurs ont été bien mis en évidence par les études récentes du Professeur Schwartz (Voir Revue de l'Industrie Minérale, mai-juin 1960, p. 460/492 et 493/516) et de M. Dubois (Congrès de Paris, Communication F2).

Le principe même de tous les soutènements marchants qui agissent par serrages et desserrages successifs donne lieu à des décollements de bancs du bas-toit au-dessus de l'espace découvert au moment de l'avancement d'un élément précisément quand les bancs sont minces.

Nous estimons, dans ce cas, qu'une charge de pose modérée est préférable et que la remise en charge doit se faire par affaissement général de l'ensemble du massif de 3 à 4 mm.

Tous les constructeurs de soutènement marchant sont bien convaincus de ces phénomènes et prévoient tous des charges de pose et des portances variables, adaptables à la qualité des roches du toit et du mur.

3. Déformation de la bête.

Les déformations signalées par M. Dehem sont exagérées. En fait, sur tous les éléments Westfalia en service, on a dû remplacer une seule bête à Helchteren-Zolder. Il se produit des festonnages, mais les bêtes ne sont jamais tordues. Le matériel existant est adapté au gisement de Campine et subira encore des adaptations.

4. Stabilité du soutènement.

A ce point de vue, je me réfère à l'exposé de M. Vanderputte.

M. Labasse.

La portance du soutènement doit être telle que le bas-toit soit bien soutenu et qu'il se produise entre les strates des frottements qui maintiennent la cohésion malgré la fissuration préalable. Mais il ne faut pas qu'aux points d'appuis, la pression par unité de surface atteigne une valeur telle que le toit soit poinçonné ou que, au droit des arêtes des bêtes, naissent des tensions de cisaillement exagérées qui détériorent le toit.

Je crois utile de rappeler ici deux notions différentes : celle de la grosseur des éboulis et celle de la rapidité de chute du toit.

La grosseur des éboulis dépend de la distance entre les fissures préalables, car il est bien établi que la rupture des bancs ne se fait pas par l'effort tranchant que provoquent les soutènements, mais que la fissuration a lieu en avant du front.

Des étançons de 30 t de portance placés à 0,70 m l'un de l'autre provoquent, dans un banc de 0,30 m d'épaisseur, une tension de cisaillement égale à $30.000/30 \times 70 = 14,3 \text{ kg/cm}^2$, alors que, si ce banc est constitué par du schiste ordinaire, sa résistance au cisaillement est d'au moins 60 kg/cm^2 , soit 20 % de sa charge de rupture à la compression.

C'est en avant du front que la dimension des éboulis s'établit. Les éboulis sont d'autant plus gros que les bancs sont plus résistants, plus épais et qu'ils sont soumis à des tensions plus différenciées, notamment que le soutènement à front est plus rigide, laisse moins fléchir le toit au-dessus du massif. Rappelons que « le mineur a le toit qu'il se prépare ».

Quant à la chute du toit, elle résulte du désagrippage des fissures préalables. La chute se fait lorsque les efforts tranchants dans les fissures préalables, arrivent à desserrer l'enchevêtrement des grains. Un toit qui vient mal, est un toit qu'on a trop bien soutenu au-dessus de l'atelier de travail, les agrippages n'ont pu commencer à se desserrer ; l'éboulement n'a pas été suffisamment préparé.

Dans le film de Gardanne qui a été projeté, nous avons vu un toit qui s'éboulait en petits éléments et trop vite ; des morceaux tombaient entre les soutènements marchants dès qu'on provoquait leur desserrage. C'est que le soutènement employé ne soutenait pas assez le toit à front et qu'il n'était pas assez portant puisqu'il laissait trop les fissures se desserrer au-dessus de l'atelier de travail.

Ce qu'il y a d'extraordinaire, c'est qu'à Gardanne, le bas toit est un calcaire épais et de très grande résistance, le premier linteau. Je l'ai vu se maintenir sur des portées de plus de 30 m dans des chambres avec piliers et sans le moindre soutènement. Aujourd'hui dans la même couche exploitée par longues tailles chassantes, ce fort toit subit la fissuration préalable. Ce phénomène est donc bien irrésistible.

Dans la taille d'André Dumont, j'ai vu que, dans la partie équipée de piles Wild, les éboulis étaient plus petits et le foudroyage venait plus mal que dans la partie soutenue par des étançons à lamelles du type ordinaire. Le foudroyage était 4 à 5 m en retard.

Les éboulis sont plus petits parce que les bêtes en porte-à-faux qui garantissent le front n'exercent qu'une faible pression sur le toit et laissent le banc fléchir dans le massif plus que ne le font les bêtes du soutènement ordinaire. Par contre, la forte portance de la pile Wild maintient trop bien le toit en arrière, les agrippages restent trop serrés et ne se déboîtent pas assez rapidement quand la pile est déplacée. Les étançons ordinaires moins rigides laissent mieux se préparer la chute du toit.

Le soutènement à front, pour régler la grosseur des éboulis, et la portance dans l'atelier de travail

pour préparer la chute du toit, sont deux notions auxquelles il faut accorder une particulière attention, aussi bien avec les soutènements marchants qu'avec les soutènements ordinaires.

Une question à étudier est l'effet que produisent les desserrages et les serrages successifs auxquels les soutènements marchants soumettent le toit et qui pourraient influencer sa chute et peut-être même la grosseur des éboulis. A André Dumont où le toit est résistant, les piles à forte portance et les bèles larges, il me semble que les desserrages et les serrages répétés aient une influence.

M. Dehem.

Quand le Professeur Labasse a effectué une visite à André Dumont, il était difficile de voir la fissuration préalable ; on pouvait tirer la conclusion certaine que les bancs n'étaient pas décollés.

Quant à la grosseur des éboulis, elle est toujours plus petite dans la zone à soutènement marchant que dans celle à étauçons à lamelles. Le foudroyage se fait ordinairement beaucoup moins vite derrière ceux-ci que derrière la bèle Wild. Lors de la visite de M. Labasse, le foudroyage se faisait bien le long de la partie inférieure avec soutènement conventionnel, il était retardé le long de la zone à soutènement marchant et le foudroyage était beaucoup plus retardé encore en tête de taille dans la partie boisée avec étauçons à lamelles et située au-dessus de la zone à soutènement Wild. Le retard observé ce jour dans la partie équipée de soutènement marchant était exceptionnel. Nous pouvons affirmer que normalement le foudroyage est meilleur derrière les piles marchantes que partout ailleurs dans la taille. Il faut attribuer en ordre principal ces exceptions à la variation de la dureté et de l'épaisseur des bancs de grès.

En résumé, un retard de 5 à 6 m est normal dans la zone à soutènement conventionnel et un retard est exceptionnel dans la zone à soutènement marchant.

Dans la zone à soutènement marchant où la pression de coulisement est de 55 t et lorsque la pression de pose est élevée, par exemple 32 t, il n'y a pas la moindre ouverture de fissures préalable ; il n'existe donc aucun glissement relatif. Il faut conclure que les bancs du bas-toit ne sont pas décollés.

— M. Dehem cite in extenso la littérature récente qui justifie l'augmentation de la pression de pose.

— Nous conseillons à titre d'exemple, de lire la communication publiée dans les « Transactions of the Institution of Mining Engineers, mars 1960 et intitulée « Experience with Power-Loading and Self-Advancing Supports in a Northumberland Colliery ». Il s'agit d'une application de soutènement marchant Gullick dans une taille mécanisée avec un Anderton disc-shearer loader (1). Nous y lisons notamment qu'après deux ans d'expérience les ingénieurs sont arrivés à la conclusion qu'il fal-

lait augmenter la charge de pose. Citons : « Des » éboulements eurent lieu après chaque passage du » shearer et il fut décidé d'augmenter la pression de » pose à environ 16 t, de façon à éliminer ces acci- » dents. Le remède fut efficace et les éboulements » disparurent complètement ».

M. Stassen.

Quand on a introduit à Helchteren-Zolder les grosses piles à large base et à bonne portance, on a renforcé le soutènement en évitant la pénétration dans le mur. On a créé une zone de rupture qui a permis un bon foudroyage comme le Professeur Labasse l'avait observé.

Avant l'utilisation de ces piles, le contrôle du toit était assuré par étauçons à faible surface d'assise. Ceux-ci pénétraient dans le mur sous des charges incontrôlées. Dans le cas du soutènement marchant, les serrages et desserrages successifs provoquent une dislocation du bas-toit et le pas court permet de couper le toit en petits éléments à cause des sollicitations de cisaillement induites à l'arrière de la bèle.

M. Labasse.

Il ne faut pas confondre, comme je l'ai dit tantôt, grosseur des éboulis et rapidité de chute du toit.

J'ai proposé à M. Dehem de faire des mesures de rapprochement des épontes au moyen de doguets depuis un chambrail creusé en avant du front jusqu'à la charnière de foudroyage. Ce serait peut-être un moyen d'avoir des vues plus justes des phénomènes. Toutefois, il faut tenir compte de ce que ces mesures ne sont que relatives et ne donnent pas l'affaissement absolu du toit dont la flèche de flexion est par ailleurs très faible.

M. Stassen.

Les soutènements marchants induisent dans les bancs de bas-toit des tensions de cisaillement qui favorisent le foudroyage. Tous les auteurs, qui ont eu l'occasion d'observer de nombreuses tailles à soutènement marchant, sont d'accord pour le reconnaître.

Le soutènement marchant en avançant par petits pas découpe littéralement des tranches de terrains égales au pas. En modifiant le pas, on a pu dans certains cas modifier l'épaisseur des tranches. Souvent la chute de la roche ne se fait pas au moment où on décale le soutènement, mais au moment où on le remet en charge. La bande de toit de faible largeur, desserrée à l'arrière par le foudroyage précédent, est découpée par cisaillement à l'extrémité arrière de la bèle au moment où on applique la charge de pose.

Il y a donc là une différence fondamentale avec le soutènement conventionnel où, lors de l'enlèvement du soutènement, on découvre en une fois

0,90 m, 1 m ou même 1,25 m. Le banc peut alors tomber en une fois ou se fracturer en petits morceaux ou même rester en porte-à-faux à l'arrière. Dans ce cas, la grosseur des éboulis peut dépendre de la fissuration préalable.

Dans son intervention, le Professeur Labasse montre que des étançons de 30 t, placés à 0,70 m l'un de l'autre, peuvent induire, dans un banc de 0,30 m d'épaisseur, une tension de cisaillement de $14,3 \text{ kg/cm}^2$ et que dans un schiste ordinaire la résistance au cisaillement est d'au moins 60 kg/cm^2 , soit 20 % de sa charge de rupture à la compression.

Je rappellerai que, quand les toits sont fragiles, les bancs ont souvent moins de 0,30 m d'épaisseur et qu'il existe en Campine de nombreux schistes qui ont une résistance à la compression de 50 à 60 kg/cm^2 seulement. Il n'est donc pas étonnant de provoquer des ruptures par cisaillement dans ces bancs (4).

M. Adam.

Dans les soutènements marchants, les serrages et desserrages sont nuisibles à la cohésion du toit. Nous pensions qu'il fallait diminuer leur fréquence ; M. Stassen apporte une idée nouvelle en suggérant que le desserrage soit suivi d'un serrage très modéré. C'est une idée à essayer.

En ce qui concerne les charges de pose, il faut parler de pression par unité de surface : c'est celle-ci qui doit surtout être abaissée et, comme l'a fait remarquer M. Kuhn dans sa conférence au Congrès des Pressions de terrains, il faudrait intercaler un coussin élastique, ce qui est d'une réalisation difficile.

Je crois cependant qu'on ne peut parler de charge de pose sans parler de pression unitaire.

En Union Soviétique, les soutènements marchants, d'abord très rigides, évoluent dans le sens de l'allègement. Certains, tel le M.87, conçus un peu comme le Wild, étaient prévus pour supporter 100 t et plus. On pense maintenant que c'est exagéré.

Dans le soutènement Sahé Nord et Pas-de-Calais, nous disposons de vérins construits pour des charges de coulissement de 60 t : sur les conseils de M. Schwartz, nous les avons réglés pour coulisser à 35 t. Nous avons donc nettement évolué vers une diminution de la charge portante.

En ce qui concerne les difficultés rencontrées au charbonnage de Winterslag avec les chutes de charbon en avant du front, je vous signale les essais qui ont été entrepris dans le Nord de la France pour éviter ces ennuis.

Dans les tailles où l'on exploite une veine peu consistante et d'assez grande ouverture, il arrive que le charbon s'éboule en avant, formant un talus et découvrant le toit bien loin en avant.

(4) Voir Journées des Epontes et du Soutènement organisées par Inichar les 2 et 3 juin 1955 - A.M.B. 1955, juillet et septembre.



Fig. 10.

Ces éboulements sont très gênants. Aussi a-t-on cherché le meilleur moyen de tenir de telles veines. On a trouvé et appliqué le brochage. Ce système de consolidation de la veine était au début un boulonnage de la veine. Il a évolué vers un simple brochage avec broches de bois.

On enfonce dans le massif des tiges de bois de 40 mm de diamètre et 2,5 m de longueur, à peu près horizontalement et perpendiculairement au front de taille, avec un intervalle qui peut être de 1 m mais est généralement de 1,5 m.

Les trous sont forés dans la veine avec une perforatrice rotative et un taillant de 43 mm de diamètre. L'introduction des broches se fait facilement



Fig. 11.

à la main ce qui démontre la figure 10. L'ouvrier achève d'enfoncer la broche en frappant dessus avec une masse.

La figure 11 montre une partie du front convenablement brochée. On distingue très nettement, dépassant légèrement du charbon, les extrémités des trois premières broches.

Pendant l'opération de brochage, l'ouvrier foreur est protégé de la chute de gros blocs de charbon par des appareils appelés anti-déflanquements et que l'on voit bien sur les deux figures.

Les broches de bois coûtent 18 francs belges environ et ne servent qu'une fois. Elles ne sont pas récupérées.

M. Franquin.

Dans le soutènement en veines pentées, est-ce que la fixation de la bèle à l'étauçon a été modifiée par rapport au soutènement prévu pour les plateures où la bèle est simplement posée sur l'étauçon. Il est certain qu'en pente la pose de l'étauçon posera un problème.

M. Liégeois.

Dans l'exécution du soutènement marchant Westfalia pour veines pentées, la fixation de la bèle à l'étauçon a été modifiée par rapport à l'exécution prévue pour les plateures.

L'étauçon est le même dans les deux exécutions. Il se termine vers le haut sous la forme d'un cylindre creux numéroté 1 sur la figure 12.

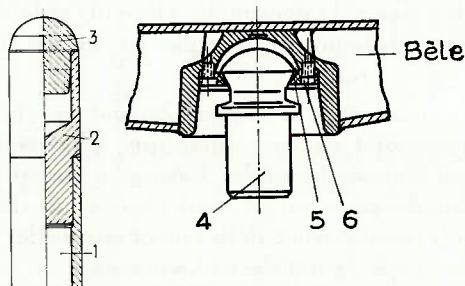


Fig. 12.

Dans ce cylindre se place une allonge (2) dont la longueur est choisie en tenant compte de l'ouverture de la couche.

Dans l'exécution pour plateures, l'allonge supporte la tête hémisphérique (3) sur laquelle on pose simplement la bèle métallique. Cette bèle présente, en creux, une surface hémisphérique qui s'adapte parfaitement.

Dans l'exécution pour veines pentées, la bèle est livrée avec une rotule prisonnière (4). La rotule est enfermée derrière une plaque de fixation (5). Cette plaque est attachée à la bèle par une série de vis à tête noyée (6).

Le dispositif décrit est en service depuis trois mois à la mine de Peissenberg en Haute-Bavière et donne entière satisfaction.

M. Alexis.

Pour éviter les flexions alternées sur le toit et les décollements ou fracturations, n'y-a-t-il pas intérêt à avoir un pas le plus long possible, soit 1 m ou 1,20 m.

M. Stassen.

Les constructeurs français du soutènement marchant, connaissant les inconvénients des serrages et desserrages successifs, ont construit des piles à un seul étauçon effectuant un pas double à chaque déplacement. Le toit n'est qu'une fois à l'aplomb de l'étauçon. On espérait ainsi éviter ce phénomène de respiration du toit et les ennuis causés par les flexions alternées.

Les Néerlandais sont partis de la même idée ; ils ont adopté un pas de 1,20 m dans le système Ferromatik modifié.

Un grand pas n'est possible qu'en bons terrains parce que le grand pas implique un porte-à-faux important. Mais en bons terrains, les serrages et desserrages successifs n'ont guère d'importance.

Par conséquent, dans tous les cas, il paraît préférable de s'orienter vers un pas moyen de 0,40 m à 0,50 m.

M. Delauw.

Que pensez-vous du soutènement marchant télécommandé ?

M. Stassen.

Seuls les Français ont réalisé un prototype télécommandé qui a été présenté dans un film projeté au Congrès de Paris en mai 1960. Ce système est coûteux ; il donne lieu à des complications des circuits hydrauliques et n'est applicable que dans des cas particulièrement favorables. Cette belle réalisation mérite cependant les plus vifs éloges et doit être suivie avec attention.

La question de la télécommande du soutènement est également à l'étude en Grande-Bretagne et plusieurs éléments seront mis prochainement à l'essai dans les travaux du fond. On envisage de les installer dans une taille équipée d'une haveuse à tambour. La machine dans sa course descendante commanderait le ripage du convoyeur d'abord, puis celui du soutènement.

M. Dehem.

M. Dehem nous fait parvenir le 16 juin le texte complémentaire ci-après :

L'intervention de M. Stassen, relative à l'importance de la pression de pose, montre que les expli-

cations que nous avons données à ce sujet n'ont pas été comprises. Il est donc indispensable que nous précisions à nouveau notre pensée.

Nous avons dit : « L'emploi de fortes portances et de fortes pressions de pose est favorable au point de vue de la tenue du toit dans l'atelier de travail, mais pour qu'il en soit ainsi, *il est indispensable* lorsque les épontes sont fragiles, que pareil soutènement ne soit employé qu'en conjonction avec des bèles et des pieds d'étau appropriés et qu'au surplus les unités marchantes puissent être suffisamment rapprochées de façon à réaliser une densité de soutènement et un pourcentage de contact bèle-toit en rapport avec la qualité des épontes ».

Ces conditions indispensables ont souvent fait défaut dans le passé, soit à cause des déficiences du soutènement lui-même ou de celles du canevas de soutènement, soit, comme nous le verrons plus loin, à cause du système de mécanisation de l'abattage (5).

Il n'est donc pas difficile de trouver dans le passé et dans la littérature, *de nombreux exemples* où la diminution de la pression de pose, *employée à titre de palliatif*, a empêché un toit rendu mauvais de se détériorer davantage.

En remettant les textes cités par M. Stassen dans leurs contextes, on s'aperçoit chaque fois que les avis des spécialistes anglais MM. Mac Luckie, A. Wright et W.J. Adcock sont loin d'être en opposition avec ce que nous avons dit.

Prenons en considération et à titre d'exemple la citation relative à l'exposé de M. Adcock et complétons-la (6).

Nous citons : « Le soutènement mécanisé a en » général été employé seulement avec les abatteuses » chargeuses Anderton à tambour et les Trepanners » A.B. Avec le Trepanner, le soutènement est avancé » immédiatement derrière la machine, mais avec » l'Anderton, ceci ne peut se faire qu'après le passage » en retour avec nettoyage par le soc. Ainsi, » pendant environ deux heures, le toit nouvellement » dégagé ne peut être soutenu même par des rallonges » en porte-à-faux et *dans certaines circonstances* » *la dégradation du toit est inévitable* ».

Dans le cas de l'abattage par Anderton, les fronts restent donc non soutenus après le passage du Shearer pendant 2 h et il est évident que dans ces circonstances, au moins une des conditions, celle de la nécessité *de réaliser un pourcentage de contact toujours suffisant en rapport avec la qualité des épontes, risque dans bien des cas de ne pas être obser-*

vée (7). Il n'est donc pas étonnant que M. W. Adcock nous dise par la suite « qu'un décollement des bancs peut déjà se produire avant « la pose du soutènement et que, dans ces conditions, la mise en » place brusque d'un soutènement à haute pression » disloque le bas-toit, rompt la progressivité de la » convergence et provoque des cassures ».

L'emploi du soutènement marchant en conjonction avec celle du rabot, *comme cela se fait en Belgique* et qui constitue pratiquement le seul cas qui nous intéresse, n'offre pas ces difficultés. Comme l'abattage par rabot accouplé avec le soutènement marchant n'a été introduit en Angleterre qu'en 1960, les spécialistes anglais ont donc raison lorsqu'ils disent que des décollements des bancs du bas-toit sont possibles avant l'avancement du soutènement.

Nous conseillons aux ingénieurs qui s'intéressent au problème, de lire dans leur *entière* les exposés des personnalités anglaises dont il est question.

M. Stassen nous dit à plusieurs reprises : « Le principe même de tous les soutènements marchants qui » agissent par serrages et desserrages successifs donne lieu à des décollements des bancs du bas toit ». Faisons une comparaison : Lorsqu'une tablette de table, lourdement chargée, est soutenue par quatre pieds et qu'on enlève un de ceux-ci pour le remettre ensuite, il peut se produire une catastrophe, mais si la même tablette est soutenue par trente-six pieds, judicieusement répartis et tous également portants, il n'y a aucun inconvénient à enlever un pied pour le replacer ensuite. Il en est de même en soutènement marchant, l'inversion des contraintes ne donne lieu à des décollements du bas-toit et à de réels désordres que si la densité des éléments et la surface de contact bèle-toit ne sont pas en rapport avec la qualité de ce toit.

Notre expérience à André Dumont est significative à ce point de vue ; alors que les cassures du toit sont toujours invisibles, lorsque la portance et la pression de pose au m² sont élevées, il suffit de rendre le soutènement déficient pour qu'elles apparaissent et que le toit *devienne mauvais*.

Quant à la plaisanterie facile, relative précisément au « dernier mauvais toit de Campine » à charge d'un ingénieur éminent, il nous serait aisé de faire l'histoire des « mauvais toits » de notre bassin depuis le début de sa mise en exploitation. Il y a 25 à 30 ans, les mots et expressions « mauvais toit » - « éboulement local de taille » - « éboulement massif de taille » étaient utilisés journellement par les ingénieurs dans leurs justifications verbales et écrites de manque de production. Le nombre de mauvais toits et d'éboulements diminuèrent au fil des années pour devenir plutôt rares en 1961. Pourquoi cette amélioration spectaculaire ? La qualité des épontes

(5) Comme nous le verrons plus loin, lorsque nous parlerons de l'article de l'éminent spécialiste anglais M. Adcock cité par M. Stassen, le contrôle du toit soulève plus de problèmes et est bien plus difficile, lorsque la mécanisation de l'abattage a lieu avec un Anderton Shearer plutôt qu'avec le rabot généralement employé chez nous.

(6) A.M.B., février 1959, page 140.

(7) Dans le cas de l'abattage par Trepanner, la situation à ce point de vue n'est guère meilleure à cause de la grande surface non soutenue laissée derrière la machine.

s'est-elle effectivement améliorée ? Evidemment non, puisque nous exploitons les mêmes couches, mais avec la circonstance aggravante que toits et murs sont actuellement plus affectés par les exploitations anciennes. Que s'est-il passé ? Tout simplement une amélioration des techniques ; nous exploitons avec d'autres méthodes et nous disposons d'un matériel de soutènement plus efficace. En d'autres mots, s'il existe effectivement des toits peu consistants et mauvais, beaucoup d'autres ont été rendus mauvais dans le passé *par la main de l'homme*. Nous sommes convaincus quant à nous que l'introduction du soutènement marchant améliorera encore l'habitabilité de l'atelier de travail.

Nous ne pouvons nous rallier aux conceptions relatives à « la convergence générale des terrains » - « au décollement inéluctable des bancs » à la mise en jeu dans l'atelier de travail « de forces beaucoup plus grandes que la résistance du soutènement », car il y a lieu de faire une distinction, d'une part, entre ce qui se passe dans la voie *qui reste* et d'autre part, dans l'atelier de travail *qui avance*.

Relevons par exemple l'affirmation « que les forces mises en jeu sont beaucoup plus grandes que la résistance du soutènement ». Tous les auteurs sont d'accord pour dire que dans l'atelier de travail de la taille, *les pressions sont relativement faibles*. Nous faisons nôtre l'avis exprimé par M. Venter, Directeur d'Inichar, dans le rapport final relatif à la Conférence Internationale sur les pressions de terrains (8) tenue à Liège en 1951. Nous citons : « Dans l'espace même de la taille, la pression des *épontes est faible* ; elle varie entre un minimum qui se situe à front et un maximum d'environ 20 à 40 t par m² qui se produit généralement au droit de l'avant-dernière file d'étaçons. On peut déduire la *résistance relativement faible* qui sera demandée au soutènement et qui est de l'ordre de 20 à 40 t par m² de toit découvert ».

M. Venter ajoute : « Les avis des auteurs diffèrent » quant au mécanisme bienfaisant qui reporte la charge litigieuse en dehors de l'espace de la taille ».

Monsieur l'Oberbergat Otto Kuhn du Steinkohlenbergbauverein de Essen, à l'occasion d'une visite à André Dumont, nous disait dernièrement : « Le premier rôle du soutènement marchant est d'empêcher le décollement des bancs du bas-toit dans l'atelier du travail » et « La pression de pose doit être aussi rapprochée que possible de la pression de portance ».

(8) Conférence Internationale sur les pressions des terrains et le soutènement dans les chantiers d'exploitation, organisée par Inichar à Liège du 24 au 28 avril 1951, page 484.

Nous voudrions encore donner des précisions complémentaires sur d'autres points, mais notre intervention est déjà trop longue. Nous restons cependant à la disposition des lecteurs pour leur fournir tous renseignements complémentaires qu'ils pourraient désirer et pour, éventuellement, leur montrer une de nos tailles au fond.

Le pourcentage des tailles totalement mécanisées au point de vue abattage et transport a atteint en une décade le chiffre de 70 % à André Dumont et le Directeur des travaux, ainsi que les ingénieurs d'exploitation sont fermement décidés à porter ce chiffre à 90 voire 95 %. Nous sommes convaincus, quant à nous, que le soutènement marchant aura le même succès.

Nous avons tâché, au cours des deux conférences qui nous ont été demandées, d'attirer l'attention des ingénieurs sur quelques idées neuves, voire révolutionnaires. Nous espérons que l'avenir les confirmera. D'ores et déjà nous pouvons signaler le fait suivant : Dans notre nouvelle taille 311, le « mauvais toit » est devenu uni, sans aucune cassure visible, grâce à l'application pendant quelques jours d'une pression de pose de 32 t. Ce fait ne vaut-il pas des pages de commentaires.

M. Stassen.

Charge de pose.

Les considérations émises par M. Adcock et les autres auteurs anglais ont une portée tout à fait générale et s'appliquent à tout engin d'abattage qui laisse découverte une surface de toit déterminée avant le ripage.

Dans une taille équipée d'un rabot rapide, la distance entre le front de charbon et la première file d'étaçons est plus grande au départ que dans une taille équipée d'une haveuse à tambour. Il faut en effet tenir compte de la largeur du rabot, de celle du convoyeur blindé et du jeu nécessaire au recul éventuel du convoyeur lors du passage du rabot. Avec une haveuse à tambour, il n'y a que la largeur du convoyeur qui intervient. Si on adopte pour le soutènement marchant un pas de 0,45 m à 0,50 m, on ne peut commencer le ripage que lorsque le rabot a pris une telle enlevure sur une grande longueur de taille. Les surfaces de toit non soutenues sont donc toujours plus grandes dans une taille à rabot rapide que dans une taille équipée d'une haveuse à tambour aussi longtemps qu'on adopte un soutènement en ligne.

Le soutènement en dents de scie permet éventuellement de remédier à cet inconvénient, mais cette disposition n'est pas envisagée par M. Dehem dans le type de soutènement marchant dont il nous a parlé.

Convergence générale des terrains et décollement de bancs inéluctables.

Les références que nous avons citées se rapportent bien à la convergence dans une taille qui avance (9).

M. Dehem cite des conclusions de la Conférence Internationale sur les pressions de terrains tenue à Liège en 1951 pour justifier les faibles pressions en taille.

Tous les auteurs (10) admettent que l'on conserve généralement un bon contrôle du toit quand la contrepression offerte par le soutènement est de 20 à 40 t par m² de toit découvert, mais aucun auteur ne dit que ces portances peuvent et doivent s'opposer à l'affaissement général du massif et supprimer toute convergence.

(9) Voir : « Etude des mouvements des épontes dans les exploitations minières » par B. Schwartz - Revue de l'Industrie Minérale, mai 1960, p. 489/492, juin 1960, p. 507/516.

« Les différents facteurs d'influence de la convergence en taille » par R. Dubois - Voir Communication F2 du Congrès de Paris, mai 1960.

(10) Voir aussi : Rapport général de la Section A, par P. Stassen, au nom d'Inichar - Conférence Internationale sur les Pressions de Terrains, Liège 1951, p. 131/139.

En effet, le mécanisme bienfaisant qui reporte la charge litigieuse en dehors de l'espace de la taille est précisément la convergence qui traduit le décollement des bancs du toit. Cette convergence commence déjà en avant de la taille. Le soutènement de la taille ne peut et ne doit pas s'y opposer, il doit la conduire et la contrôler. C'est pourquoi nous disons qu'il est absolument inutile d'augmenter exagérément la portance du soutènement surtout quand les toits sont fragiles.

Croyant s'opposer à toute convergence en taille, certains ont construit des étauçons d'une portance de 100 t, de 200 t et même de 300 t, et ont constaté que ces pièces de soutènement encaissaient leur portance maximum, puis cédaient ou détruisaient les roches environnantes qui constituent le soutènement donné par la nature. Il est vain et surtout nuisible de s'opposer au mécanisme bienfaisant qui décharge l'atelier de travail.

Dans presque tous les cas, des portances modérées, comme nous les envisageons, sont susceptibles d'assurer un très bon contrôle du toit. C'est là toute la portée des considérations que nous avons émises sur la portance du soutènement dans les conclusions de la Journée.

L'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines au cours de l'année 1960

par A. HOUBERECHTS,

Directeur de l'Institut d'Hygiène des Mines,
Professeur à la Faculté des Sciences de l'Université de Louvain.

SOMMAIRE

Introduction.

I. — Travaux de la Section Médicale.

1. *Examens médicaux systématiques.*
 - A. Examens pratiqués en dehors de l'Institut d'Hygiène des Mines.
 - B. Examens effectués à l'Institut d'Hygiène des Mines.
2. *Mise au point de techniques au laboratoire d'exploration fonctionnelle cardio-pulmonaire.*
 - A. Mesure du débit cardiaque et du volume sanguin central par radiocardiographie.
 - B. Emploi du nitrogenmeter pour l'étude de la mixique pulmonaire.
3. *Exploration fonctionnelle pulmonaire chez les houilleurs.*
 - A. Volumes pulmonaires et débit respiratoire maximum chez des pneumoconiotiques encore au travail.
 - B. Influence de l'inhalation aiguë de poussières de charbon sur la fonction pulmonaire.
4. *Examens radiologiques dans les pneumoconioses.*
 - A. Mise au point d'une nouvelle classification internationale.

- B. Comparaison de la radiographie grand format et des radiophotographies sur formats 10×10 cm et 7×7 cm pour le diagnostic de la pneumoconiose simple.

5. *Entraînement des sauveteurs aux hautes températures.*

- A. Dépenses énergétiques nécessitées par les exercices d'entraînement.
- B. Taux des éosinophiles sanguins et réaction de Donaggio au cours des entraînements aux hautes températures.

II. — Travaux de la Section Technique.

1. *Lutte contre les poussières.*
 - A. Analyse des poussières. Conimétrie.
 - B. Procédés et matériel de lutte contre les poussières.
2. *Ventilation - Climat.*
 - A. Etude de la ventilation des mines par l'analyse électrique.
 - B. Amélioration du climat minier.
 - C. Tarage des instruments de mesure.
3. *Enquête.*

INTRODUCTION

Le présent article sur l'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines constitue la suite traditionnelle des rapports publiés dans les Annales des Mines de Belgique depuis 1948.

Bien que la plupart des recherches accomplies aient fait l'objet d'une publication dans la Revue

de l'Institut d'Hygiène des Mines, nous les avons rappelées ici d'une façon assez détaillée.

Comme par le passé, nous profiterons aussi de cet article pour faire connaître les résultats de certains travaux en cours, dont l'avancement n'est pas suffisant pour justifier déjà une publication définitive.

I. — TRAVAUX DE LA SECTION MEDICALE

1. — Examens médicaux systématiques.

A. Examens pratiqués en dehors de l'Institut d'Hygiène des Mines.

L'installation radiologique mobile de l'Institut d'Hygiène des Mines a permis d'examiner 1148 ouvriers occupés au travail du fond dans un des charbonnages du Bassin de Liège. Ces sujets ont subi un examen clinique approfondi et les médecins ont mis à profit ces contacts individuels prolongés avec chaque houilleur pour préciser soigneusement l'anamnèse professionnelle.

L'utilité de ces examens périodiques est de contrôler l'efficacité des mesures prophylactiques, d'obtenir le reclassement des sujets menacés par l'inhalation des poussières, d'exclure les tuberculeux tant dans leur propre intérêt que dans celui de leurs compagnons de travail et enfin d'affecter autant que possible les ouvriers à des travaux correspondant à leurs aptitudes physiques.

Les résultats des examens radiophotographiques ont été comparés à la durée du travail souterrain.

Le tableau I donne les chiffres absolus, tandis

que les tableaux II et III indiquent en pour-cents, d'une part, la fréquence des diverses images radiologiques, réparties selon la classification de l'Institut d'Hygiène des Mines, après un nombre déterminé d'années de fond (tableau II) et, d'autre part, l'anamnèse professionnelle des ouvriers ayant une image radiologique donnée (tableau III).

Les conclusions principales qui s'en dégagent sont les suivantes :

— Sur 1148 houilleurs du fond, 70,7 % présentent une image radiologique pulmonaire normale ou indemne de pneumoconiose, 21,2 % sont au stade micronodulaire, 5,5 % au stade nodulaire, 2,2 % au stade des condensations et 0,4 % au stade pseudotumoral.

— Les images radiologiques anormales surviennent avec un maximum de fréquence pour les stades micronodulaire, nodulaire et de condensations après 10 à 14 années de travail souterrain. L'aspect pseudotumoral ne se présente qu'après 15 à 19 ans au moins et constitue une rareté chez les ouvriers au travail puisqu'on n'en découvrit que 5 cas sur 1148 sujets.

TABLEAU I.

Comparaison en chiffres absolus entre l'image radiologique et l'anamnèse professionnelle.

Image radiologique	Nombre d'années de travail souterrain									Total
	0-4	5-9	10-14	15-19	20-24	25-29	30-34	35-39	40 et +	
O.SO	167	95	38	23	4	2	—	—	—	329
SOR	106	188	142	26	9	5	4	1	1	482
M	10	63	111	27	18	7	7	—	—	243
N	1	6	21	17	11	4	2	1	1	64
CND	—	1	8	4	7	2	1	—	2	25
T	—	—	—	2	—	2	1	—	—	5
Total	284	353	320	99	49	22	15	2	4	1.148

TABLEAU II.

Pourcentage des diverses images radiologiques après un nombre donné d'années de fond.

Image radiologique	Nombre d'années de travail souterrain									Total
	0-4	5-9	10-14	15-19	20-24	25-29	30-34	35-39	40 et +	
O.SO	58,8	26,9	11,9	23,2	8,1	9,1	—	—	—	28,7
SOR	37,3	53,3	44,5	26,3	18,4	22,7	26,7	50	25	42
M	3,5	17,8	34,8	27,4	36,8	31,8	46,6	—	—	21,2
N	0,4	1,7	6,3	17,1	22,4	18,2	13,3	50	25	5,5
CND	—	0,3	2,5	4	14,3	9,1	6,7	—	50	2,2
T	—	—	—	2	—	9,1	6,7	—	—	0,4

TABLEAU III.

Répartition (exprimée en pour-cents), selon l'anamnèse professionnelle, des sujets appartenant aux diverses classes radiologiques.

Image radiologique	Nombre d'années de travail souterrain									Total
	0-4	5-9	10-14	15-19	20-24	25-29	30-34	35-39	40 et +	
O.S.O	50,8	28,9	11,6	7	1,2	0,5	—	—	—	100
SOR	22	39	29,5	5,4	1,9	1	0,8	0,2	0,2	100
M	4,1	25,9	45,7	11,1	7,4	2,9	2,9	—	—	100
N	1,6	9,4	32,8	26,6	17,2	6,3	3,1	1,5	1,5	100
CND	—	4	32	16	28	8	4	—	8	100
T	—	—	—	40	—	40	20	—	—	100

B. Examens effectués à l'Institut d'Hygiène des Mines.

Pour l'année 1960, le nombre d'examens approfondis demandés à l'Institut s'est élevé à 829, ce qui constitue un record dépassant largement le maximum de 514 atteint en 1958. Cette augmentation considérable des demandes d'examen est en rapport avec l'arrêté royal du 12 octobre 1959 qui accorde, sous certaines conditions, le bénéfice d'une pension d'invalidité précoce à tous les houilleurs qui ont travaillé 5 ans dans les travaux souterrains. L'élargissement de la législation a eu comme conséquence immédiate l'afflux considérable d'un grand nombre de candidats à la pension.

Les 829 sujets intéressés ont tous subi un examen radio-clinique complet et une très grande majorité (814) a été soumise à des explorations électrocardiographiques ou à des épreuves fonctionnelles pulmonaires (809).

Des examens planigraphiques complémentaires ou des agrandissements ont été faits chez 298 ouvriers.

L'extension importante de ces examens représente une surcharge notable pour la Section Médicale, mais elle constitue d'autre part une source précieuse de renseignements scientifiques et permet, sur le plan pratique, de donner des conseils utiles à de nombreux ouvriers par l'intermédiaire de leur médecin de famille.

2. — Mise au point de techniques au laboratoire d'exploration fonctionnelle cardio-pulmonaire.

A. Mesure du débit cardiaque et du volume sanguin central par radiocardiographie.

Kremer, Majois, Baudrez et Lavenne (1) ont comparé les mesures du débit cardiaque obtenues aussi simultanément que possible chez un même sujet, d'une part, selon le principe de Fick et, d'autre part, par radiocardiographie après injection

d'albumine marquée à l'iode I^{131} (*), selon la technique décrite antérieurement (2).

D'autre part, ils ont testé la reproductibilité de la détermination du volume sanguin central par radiocardiographie. Ils ont utilisé le terme de volume sanguin central, au lieu de celui de volume sanguin pulmonaire employé jusqu'ici, car il est probable que le temps moyen de circulation pulmonaire englobe le transit intracardiaque du traceur. Le volume sanguin calculé représente ainsi le volume sanguin pulmonaire et une partie non précisée du volume sanguin cardiaque.

a. Comparaison de la mesure du débit cardiaque par le principe de Fick et par radiocardiographie.

Les résultats de cette comparaison effectuée chez 22 sujets étudiés uniquement au repos et 16 étudiés au repos et à l'effort sont illustrés dans la figure 1.

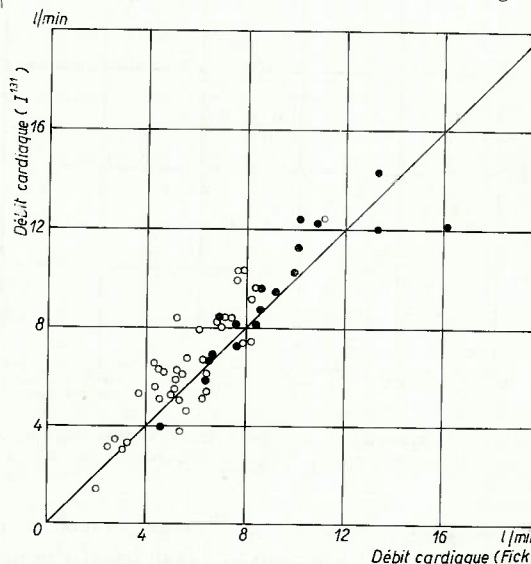


Fig. 1. — Comparaison des mesures du débit cardiaque par la méthode de Fick et par radiocardiographie (I^{131} *).

○ mesures effectuées au repos
● mesures effectuées à l'effort.

(*) Dans les publications relatives aux applications de l'énergie nucléaire, il est d'usage de mentionner le nombre de masse (somme du nombre de protons et de neutrons) en exposant à droite du symbole du corps; l'astérisque indique un corps « excité ».

Le coefficient de corrélation entre les deux mesures est de 0,833 ($P < 0,01$), ce qui est satisfaisant. Les mesures au Fick et à l'I¹³¹ * ne sont en effet pas strictement simultanées, un intervalle de 30 secondes à 2 minutes séparant la mesure du débit par la méthode de Fick et la mesure à l'iode radioactif : c'est là le temps nécessaire pour retirer la sonde de l'artère pulmonaire dans la veine cave supérieure au cours de l'effort, ou pour la pousser de la veine cave supérieure dans l'artère pulmonaire au repos.

Le temps qui sépare les deux mesures est plus court à l'effort, car il suffit de retirer la sonde, ce qui se fait rapidement et sans inconfort pour le patient. Ceci explique peut-être le fait que la corrélation semble meilleure à l'effort.

b. Reproductibilité de la mesure du volume sanguin ($V_{s,c}$).

Le volume sanguin central a été bien étudié par Lammerant (3). Cet auteur avait trouvé les chiffres suivants dans les conditions basales :

- volume sanguin central : valeur moyenne 1240 cm³ (extrêmes 709 et 1742) ;
- volume sanguin central/m² surface idéale : valeur moyenne 658 cm³ (extrêmes 444 et 889) ;
- volume sanguin central/volume circulatoire total $V_{c,tot}$: 28,24 % (extrêmes 20,23 et 36,39 %).

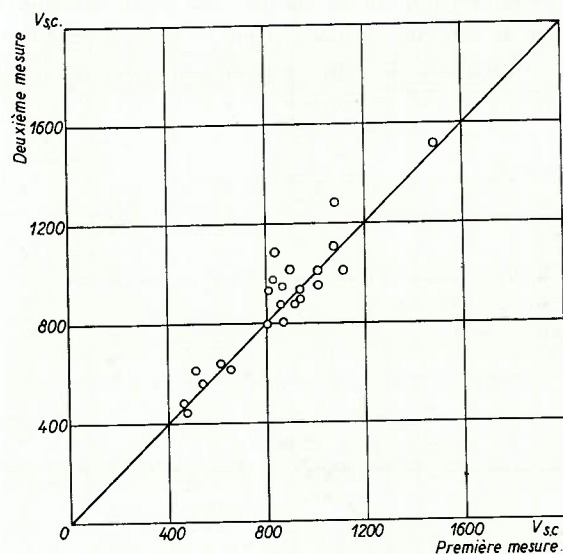


Fig. 2. — Comparaison de deux mesures successives du volume sanguin central ($V_{s,c}$) effectuées au repos.

Les mesures effectuées par Kremer et collaborateurs chez 9 sujets normaux à l'état basal donnent des résultats très approchants et moins dispersés :

- volume sanguin central : 1271 cm³ (extrêmes 1012 et 1639) ;
- volume sanguin central/m² surface idéale : 710 cm³ (extrêmes 576 et 852) ;
- volume sanguin central/volume circulatoire total ($V_{c,tot}$) : 24,57 % (extrêmes 21,17 et 30,96 %).

Dans 23 cas, deux mesures successives ont été effectuées au repos chez le même patient à environ une demi-heure d'intervalle (fig. 2). La corrélation est très bonne. Le coefficient de corrélation est de 0,897 ($P < 0,01$), bien que le débit cardiaque et le temps moyen de circulation pulmonaire varient assez nettement d'une mesure à l'autre.

Comme nous l'avons indiqué précédemment, le volume sanguin central se calcule par la formule

$$V_{s,c} = Q \times \bar{t}$$

où Q = le débit cardiaque,

$\bar{t}$ = le temps moyen de circulation entre les cavités cardiaques droites et gauches.

Le plus souvent, la seconde mesure donne, vraisemblablement par régression du facteur anxiété, un débit cardiaque plus petit et un temps moyen plus long. Le volume sanguin central, qui dépend de ces deux facteurs, varie très peu.

La radiocardiographie constitue donc une méthode valable de détermination du débit cardiaque et du volume sanguin central au repos et à l'effort. Des communications ultérieures de Kremer et collaborateurs donneront les résultats de l'application de ces techniques à la pneumoconiose et à l'emphysème.

B. Emploi du nitrogenmeter pour l'étude de la mixique pulmonaire.

Nous avons décrit antérieurement (4) l'appareillage employé à l'Institut d'Hygiène des Mines par le Docteur L. Oelbrandt pour l'enregistrement des courbes de mixique pulmonaire : celles-ci sont analysées d'après la méthode de Robertson, Siri et Jones (5), modifiée par Fowler, Cornish et Kety (6) et par Lundin (7).

Oelbrandt, Lavenne et Patigny (8) ont publié récemment une étude critique de ces méthodes. Nous la résumons brièvement, en renvoyant au travail original ceux qu'intéresse la justification des formules.

Supposons qu'on ait obtenu au cours du lavage à l'oxygène l'enregistrement représenté à la figure 3, où l'on distingue les deux parties de la courbe tra-

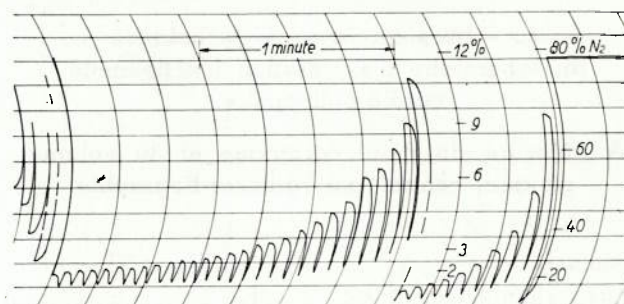


Fig. 3. — Courbe d'élimination de l'azote relevée au nitrogenmeter de Lundin.

cées à des échelles différentes. En utilisant le graphique d'étalonnage du nitrogenmeter, on peut déterminer la concentration d'azote à la fin de chaque expiration. Cette valeur doit subir une légère correction pour tenir compte de la faible concentration d'azote dans le gaz que contient la bonbonne d'O₂ et du petit volume d'azote sanguin et tissulaire éliminé par les poumons.

La concentration d'azote alvéolaire corrigée est inscrite sur l'échelle logarithmique d'un papier semi-logarithmique, le nombre de respirations étant porté sur l'abscisse linéaire. Les divers points sont reliés par une courbe ; le diagramme obtenu de cette façon a généralement l'allure indiquée à la figure 4.

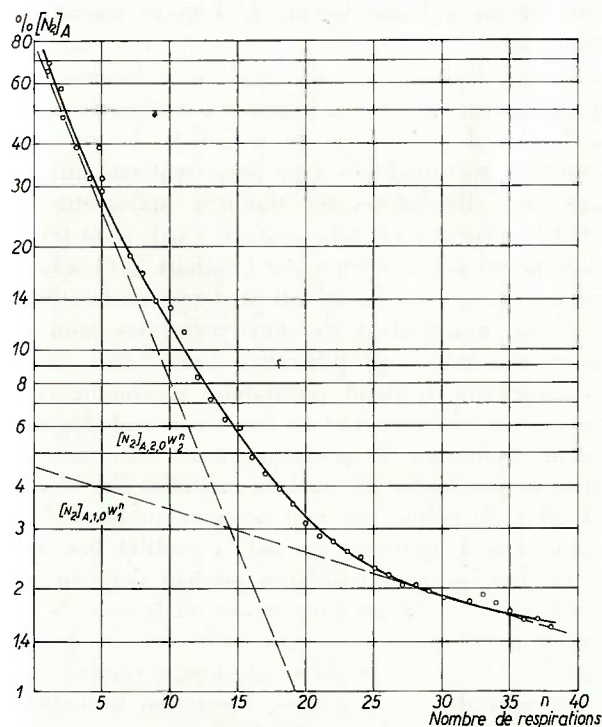


Fig. 4. — Transposition de la courbe d'élimination d'azote de la fig. 3 sur diagramme semi-logarithmique.

Si le système respiratoire était assimilable à un soufflet unique, dont le volume minimum est $V_L - V_D$ (V_L = volume résiduel, V_D = volume mort) et le volume maximum $V_L - V_D + V_T$ (V_T = volume courant), relié à l'atmosphère par un conduit de volume V_D , et si l'on admet qu'aucun mélange ne se produit entre gaz inspiré et expiré dans le volume V_D , tandis que ce mélange est réalisé parfaitement dans le soufflet au cours de son accroissement de volume, la concentration en azote à la fin du n -ième cycle de la période de lavage des poumons par de l'oxygène pur vaudrait

$$[N_2]_{A,n} = [N_2]_{A,0} W^n, \quad [1]$$

$[N_2]_{A,0}$ étant la concentration initiale en azote alvéolaire (environ 80 %) et W le facteur de dilution alvéolaire ou rapport entre les concentrations en

azote alvéolaire à la fin de deux respirations successives.

Le facteur W est toujours plus petit que l'unité et l'on peut démontrer qu'il doit valoir :

$$W = \frac{V_L}{V_L - V_D + V_T}.$$

La relation [1] peut encore s'écrire

$$\log [N_2]_{A,n} = \log [N_2]_{A,0} + n \log W \quad [2]$$

formule qui correspond à une droite dans un diagramme semi-logarithmique.

En pratique, dans la plupart des cas, même chez les sujets normaux, on n'obtient pas une droite, mais une courbe.

On retrouve une telle courbe si l'on assimile le poumon à un ensemble de soufflets en parallèle. En effet, dans ce cas, l'air expiré sera un mélange des airs sortant de chaque soufflet et la concentration moyenne en N_2 de l'air expiré suivra une loi du type

$$[N_2]_{A,n} = [N_2]_{A,1,0} W_1^n + [N_2]_{A,2,0} W_2^n + \dots + [N_2]_{A,k,0} W_k^n. \quad [3]$$

Dans cette formule, $W_1, W_2, \dots$ sont les facteurs de dilution des divers espaces supposés inégalement ventilés. Les concentrations $[N_2]_{A,1,0}, [N_2]_{A,2,0}, \dots$, n'ont pas de signification physique, mais on peut démontrer qu'elles sont proportionnelles aux volumes de gaz exhalés à chaque respiration à partir des différents espaces en parallèle. Bien que chaque terme de la formule [3] soit représenté par une droite dans un diagramme semi-logarithmique, leur somme est représentée par une courbe ayant l'allure de celle de la figure 4.

L'expérience prouve que toutes les courbes de mixique représentant les concentrations corrigées en azote alvéolaire en fonction du nombre de respirations au cours du lavage à l'oxygène peuvent se décomposer en deux ou trois droites. La figure 4 illustre le cas d'une courbe se décomposant en deux droites. La tangente à la partie terminale de la courbe (vers la droite) représente le terme $[N_2]_{A,1,0} W_1^n$; l'intersection de cette tangente avec l'axe des ordonnées ($n = 0$) donne la valeur de $[N_2]_{A,1,0}$; W_1 est le rapport de deux ordonnées successives quelconques. Si l'on soustrait aux ordonnées de la courbe initiale les ordonnées correspondantes de la droite construite, on obtient soit une deuxième droite (comme dans la figure 4), soit une nouvelle courbe, qu'on traite comme la courbe initiale, et on poursuit les constructions graphiques jusqu'à obtenir une dernière droite.

Ces constructions permettent donc de retrouver les coefficients $[N_2]_{A,1,0}, [N_2]_{A,2,0}, \dots, [N_2]_{A,k,0}$ et $W_1, W_2, \dots, W_k$ correspondant à une courbe expérimentale quelconque. A partir de ceux-ci, on peut calculer les proportions $f_1, f_2, \dots, f_k$ de la capa-

cité résiduelle fonctionnelle globale, à attribuer à chacun des espaces ventilés en parallèle. Ayant déterminé les fractions $f_1, f_2 \dots$, on peut évaluer divers indices, caractérisant la mixique pulmonaire :

— le nombre moyen réel de respirations n_r , pendant lesquelles le volume d'azote alvéolaire initial reste dans les poumons au cours du lavage à l'oxygène (actual average breath number) :

$$n_r = \frac{f_1}{1 - W_1} + \frac{f_2}{1 - W_2} + \dots + \frac{f_k}{1 - W_k}$$

(Fowler)

— le nombre moyen idéal de respirations n_{id} pendant lesquelles le même volume d'azote resterait dans les poumons, si la ventilation était uniforme. Ce nombre idéal de respirations (ideal average breath number) vaut :

$$n_{id} = \frac{1}{1 - W_{id}}$$

W_{id} est le facteur de dilution alvéolaire idéal, valable pour le système pulmonaire considéré comme un soufflet unique. W_{id} est calculé d'après la formule :

$$\frac{1}{W_{id}} = \frac{f_1}{W_1} + \frac{f_2}{W_2} + \dots + \frac{f_k}{W_k}$$

— l'indice de retard de « clearance » pulmonaire (index of pulmonary clearance-delay) :

$$I = \frac{n_r - n_{id}}{n_{id}}$$

On constate que, chez les sujets normaux, la courbe de lavage se décompose le plus souvent en deux droites, et l'indice de retard de clearance pulmonaire ne dépasse pas une valeur limite pour laquelle Bouhuys, Jönsson et Lundin (9) ont proposé 70 % et que notre expérience paraît confirmer.

Remarquons en guise de conclusion que l'analyse des courbes de mixique d'après Fowler est la plus poussée jusqu'à ce jour, mais que cette méthode et les calculs du retard de « clearance » pulmonaire ne sont exacts que dans les cas où il existe uniquement une ventilation d'espaces pulmonaires disposés en parallèle ; or même chez le sujet normal, le système respiratoire ne peut être considéré comme un ensemble de structures se ventilant uniquement en parallèle. Dans la succession : voies respiratoires supérieures, trachée, bronches, bronchioles et alvéoles, il existe également une ventilation d'espaces disposés en série. Robertson, Siri et Jones (5) ont montré que l'analyse des courbes de dilution sur papier semi-logarithmique ne permet pas de distinguer une ventilation en série d'une ventilation en parallèle.

3. — Exploration fonctionnelle pulmonaire chez les houilleurs.

A. Volumes pulmonaires et débit respiratoire maximum chez des pneumoconiotiques encore au travail.

En revoyant la littérature consacrée à l'influence de la silicose et de la pneumoconiose des houilleurs sur les volumes pulmonaires et les débits ventilatoires maximums, on est frappé par les différences entre les résultats des divers auteurs. Selon certains, on noterait une diminution de la capacité vitale (C.V.) et du volume expiratoire maximum seconde (V.E.M.S.) dès les premiers stades de la pneumoconiose, et cette réduction s'accroîtrait parallèlement à l'aggravation de l'image pneumoconiotique.

Selon d'autres, si au stade pseudotumoral la pneumoconiose s'accompagne en moyenne d'une réduction de la C.V. et du V.E.M.S., les pneumoconioses micronodulaires ne paraissent pas influencer par elles-mêmes les données spirométriques. Ainsi Carpenter et collaborateurs (10), dont les résultats ont été confirmés par Leathart (11), examinant à la fois des houilleurs et d'anciens houilleurs pris au hasard dans des agglomérations minières, n'ont pas trouvé de différence significative, en ce qui concerne le débit ventilatoire maximum, entre les micronodulaires et les houilleurs radiologiquement indemnes de pneumoconiose. Ces derniers avaient par contre des valeurs moindres que des individus du même âge non occupés au fond de la mine. Les diminutions des débits ventilatoires trouvées chez les micronodulaires seraient donc en rapport non avec la pneumoconiose, mais avec le fait même d'être mineur. On devrait dès lors incriminer, soit le type même d'efforts physiques exercés, soit, avec plus de vraisemblance, l'irritation bronchique par les fumées et les poussières (10).

Ces résultats divergents sont vraisemblablement influencés par le mode de sélection des sujets. Lavenne et collaborateurs (12) ont estimé que, pour préciser la relation entre la fonction pulmonaire et une image radiologique, il était logique de s'adresser à des sujets encore au travail. On a ainsi le maximum de chances d'éliminer les autres facteurs, tels que bronchite et réactions pleurales, susceptibles de modifier les épreuves fonctionnelles.

a. Matériel et méthode de travail.

Trois médecins de charbonnages ont été chargés d'envoyer à l'Institut d'Hygiène des Mines des volontaires pris au hasard parmi les ouvriers encore au travail âgés de 35 à 45 ans et ayant été exposés au moins 10 ans aux poussières des chantiers d'abattage.

Lavenne et collaborateurs (12) ont présenté aux Journées Françaises de Pathologie Minière de Paris

(octobre 1960) les résultats obtenus chez les 95 premiers de ces sujets. Ils avaient veillé à ce que ceux-ci représentent les divers stades de la pneumoconiose.

Les tableaux IV et V indiquent la répartition des ouvriers par classe radiologique (selon la nouvelle classification internationale décrite plus loin), l'âge moyen et les valeurs moyennes de la C.V., du V.E.M.S., du rapport de Tiffeneau (V.E.M.S./C.V.) et du rapport volume résiduel/capacité pulmonaire totale (V.R./C.T.) obtenus pour les diverses classes radiologiques. La C.V. et le V.E.M.S. ont d'autre part été comparés à des valeurs théoriques (C.V._{th} et V.E.M.S._{th}) en fonction de l'âge et de la taille (T), résultant de l'enquête effectuée à l'instigation de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier.

Les formules pour calculer C.V._{th} et V.E.M.S._{th} chez des sujets de 35 à 45 ans sont respectivement :

$$C.V._{th} = 1,025 \times T^3$$

$$V.E.M.S._{th} = 0,74 \times C.V._{th}$$

Signalons que pour ces valeurs théoriques, obtenues chez des sujets normaux, le s est de l'ordre de 12 %, ce qui signifie que 95 % des sujets normaux ont des valeurs de la C.V. et du V.E.M.S. comprises entre ± 24 % de la valeur prédite.

b. Résultats.

α . Capacité vitale (C.V.).

La figure 5 illustre les variations individuelles du rapport C.V./C.V._{th}, ainsi que les différences entre les moyennes des divers groupes radiologiques.

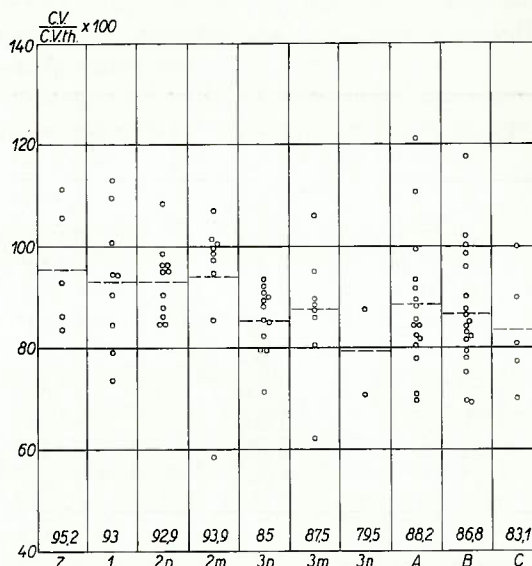


Fig. 5. — Capacité vitale, en pour-cents de la valeur prédite, chez 95 houilleurs encore au travail. (Les chiffres au bas des colonnes représentent les valeurs moyennes aux divers stades radiologiques).

Les moyennes des groupes Z, 1, 2p et 2m ne diffèrent pas de façon significative et ne sont que peu inférieures à la valeur théorique.

Les groupes 3(p, m et n), A, B et C ne diffèrent pas l'un de l'autre de façon significative, mais diffèrent de façon significative des groupes Z, 1 et 2 (p et m). La différence entre les groupes 2(p et m) et 3(p, m et n) est significative au palier de confiance de 98 % ($P < 0,02$).

TABLEAU IV.

Moyennes des capacités vitales dans les diverses classes radiologiques.

Catégories	Nombre de cas	Age moyen	C.V. (cm ³)	C.V. théorique (cm ³)	$\frac{C.V.}{C.V._{th}} \times 100$
Z	5	35 ans	4.535	4.765	95,2
1	9	36 ans	4.695	5.045	93,0
2p	11	39 ans	4.515	4.855	92,9
2m	9	38 ans	4.640	4.940	93,9
3p	12	40 ans	4.095	4.820	85,0
3m	8	41 ans	4.410	5.040	87,5
3n	2	41 ans	3.870	4.865	79,5
A	16	42 ans	4.170	4.725	88,2
B	18	42 ans	4.150	4.780	86,8
C	5	42 ans	3.750	4.505	83,1

TABLEAU V.
Moyennes des V.E.M.S., des rapports de Tiffeneau et des rapports V.R./C.T.
dans les diverses classes radiologiques.

Catégories	V.E.M.S. (cm ³)	V.E.M.S. théorique (cm ³)	$\frac{\text{V.E.M.S.}}{\text{V.E.M.S.}_{th}} \times 100$	$\frac{\text{V.E.M.S.}}{\text{C.V.}} \times 100$	$\frac{\text{V.R.}}{\text{C.T.}} \times 100$
Z	3.485	3.550	98,2	77,2	23,4
1	3.510	3.780	92,9	75,5	26,2
2p	3.435	3.585	95,8	76,1	27,9
2m	3.450	3.710	93,0	74,0	30,6
3p	2.945	3.565	82,6	72,3	29,2
3m	3.100	3.750	82,6	70,8	29,9
3n	3.015	3.600	83,7	77,5	25,5
A	2.965	3.400	87,2	71,1	28,7
B	2.885	3.525	81,7	71,0	30,1
C	2.670	3.295	81,1	71,4	27,4

β. Volume expiratoire maximum par seconde
(V.E.M.S.).

La figure 6 illustre les rapports V.E.M.S./V.E.M.S._{th} obtenus chez les ouvriers, répartis par groupe radiologique.

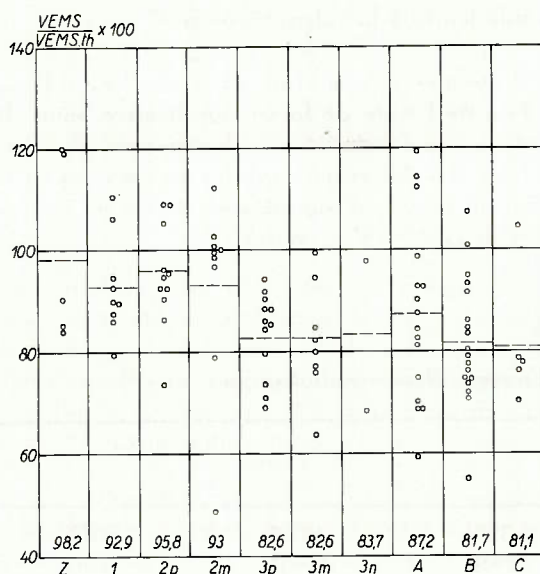


Fig. 6. — Volume expiratoire maximum par seconde, en pour-cents de la valeur prédite, chez 95 houilleurs encore au travail. (Les chiffres au bas des colonnes représentent les valeurs moyennes aux divers stades radiologiques).

Ici non plus, on ne trouve pas de différence significative entre les groupes Z, 1, 2p et 2m.

De même, les groupes 3(p, m et n), A, B et C ne diffèrent pas entre eux de façon significative, mais ils diffèrent significativement des quatre premiers groupes. La différence entre les groupes 2(p et m) et 3(p, m et n) est significative au palier de confiance de 99 % ($P < 0,01$).

γ. Rapport V.E.M.S./C.V. (Rapport de Tiffeneau).

Pour ces groupes de patients, dont l'âge moyen est compris entre 35 et 45 ans, le rapport de Tiffeneau devrait être théoriquement en moyenne de 0,74.

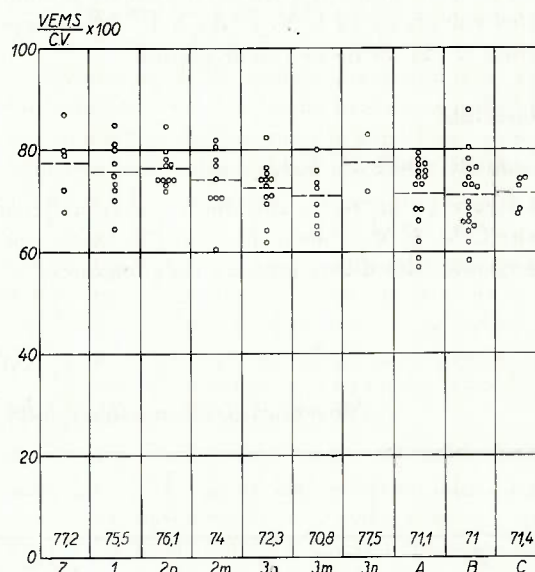


Fig. 7. — Rapport de Tiffeneau chez 95 houilleurs encore au travail. (Les chiffres au bas des colonnes représentent les valeurs moyennes aux divers stades radiologiques).

La figure 7 répartit les cas individuels en fonction de l'image radiologique et indique les moyennes pour les divers groupes. Les différences entre les groupes extrêmes Z, 1 et 2, d'une part, et A, B, C, d'autre part, n'est significative qu'au palier de 90 % ($0,05 < P < 0,1$).

Notons que le rapport de Tiffeneau était inférieur à 70 % chez 27 de ces ouvriers encore au travail, mais qu'une valeur inférieure à 60 % ne fut trouvée que trois fois (un A et deux B).

8. Rapport V.R./C.T.

La figure 8 illustre les résultats individuels.

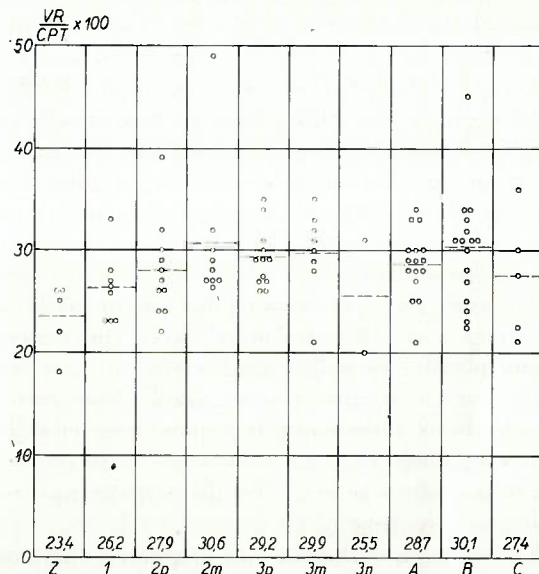


Fig. 8. — Volume résiduel, en pour-cents de la capacité pulmonaire totale, chez 95 houilleurs encore au travail. (Les chiffres au bas des colonnes représentent les valeurs moyennes aux divers stades radiologiques).

Aucune des différences entre groupes n'est significative au palier de confiance de 95 %. On ne retrouve même pas nettement la légère augmentation du rapport V.R./C.T. du groupe 2(p et m) au groupe 3(p, m et n) qu'on pouvait prévoir, vu la diminution plus forte de la capacité vitale dans le second.

Le fait que les groupes Z et 1 ont un rapport V.R./C.T. plus faible peut s'expliquer par l'âge moyen moindre dans ces deux classes.

Nos résultats pour ces deux groupes, dont l'âge moyen est voisin de 35 ans, sont d'ailleurs plus faibles que la valeur prédite à cet âge (27 %), tandis que les chiffres obtenus chez les pseudotumoraux, dont l'âge moyen est de 42 ans, s'écartent peu de la valeur prédite à cet âge (28,5 %).

Notons que 4 seulement des 95 ouvriers ont un rapport V.R./C.T. supérieur à 35 %. Il s'agit d'un sujet classé 2p et âgé de 38 ans (39 %), d'un 2m âgé de 45 ans (49 %), d'un B âgé de 45 ans (45 %) et d'un C âgé de 39 ans (36 %). Les deux ouvriers ayant la plus forte augmentation du rapport V.R./C.T. ont en même temps la plus forte diminution du V.E.M.S. : il s'agit des deux seuls emphysémateux indiscutables du groupe.

c. Conclusions.

De cette étude ressortent les points suivants :

α. S'il est vrai qu'on trouve fréquemment des capacités vitales normales chez des houilleurs atteints de pneumoconiose avancée, on ne peut pas admettre

que la pneumoconiose micronodulaire des houilleurs des mines belges soit par elle-même sans influence sur la spirométrie.

En effet, chez des ouvriers dont l'âge était voisin de la quarantaine, encore au travail et sans plaintes respiratoires, nous avons trouvé en moyenne, dès le stade micronodulaire 3, une diminution modérée mais significative de la capacité vitale, qui tombe à 85 % de la valeur prédite.

Cette réduction de la capacité vitale ne s'accompagne pas d'une augmentation du volume résiduel et doit donc être mise directement en rapport avec la pneumoconiose.

Il peut sembler étonnant que l'action de la pneumoconiose sur la capacité vitale paraisse se manifester brusquement entre les stades 2 et 3. Il est toutefois possible que l'examen d'un plus grand nombre de sujets aux stades 0, Z, 1 et 2 rende significative la légère réduction de la capacité vitale trouvée déjà aux stades 1 et 2.

De nouvelles recherches sur des ouvriers appartenant à ces classes radiologiques seraient utiles.

β. Nous n'avons pas retrouvé dans ce groupe d'ouvriers encore au travail, la diminution du V.E.M.S. due au seul fait d'être mineur, signalée par les auteurs britanniques. Ce fait est probablement dû au mode différent de sélection des sujets examinés.

L'absence de cet élément surajouté a permis de mettre plus clairement en évidence l'influence de la pneumoconiose sur le V.E.M.S. Les variations du V.E.M.S. en fonction de l'image radiologique sont parallèles à celles de la capacité vitale.

Les diminutions de la valeur absolue du V.E.M.S. trouvées chez les ouvriers encore au travail, atteignant au moins le stade 3 de la classification internationale, sont donc à attribuer essentiellement à la pneumoconiose. Des troubles bronchiques concomitants n'ont joué qu'un rôle mineur, les rapports de Tiffeneau étant en moyenne supérieurs à 70 % dans toutes les classes radiologiques.

γ. Ces constatations ne sont pas sans importance au point de vue pratique.

En Belgique, la législation de réparation de la silicose, ainsi que les dispositions permettant l'octroi d'une pension d'invalidité aux houilleurs après 5 ans de travail souterrain, exigent à la fois :

- à l'examen radiologique, au moins une image de formations micronodulaires ou nodulaires intéressant largement les deux champs pulmonaires ;
- à l'examen clinique, une déficience de la fonction respiratoire, de la fonction cardiaque ou de l'état de santé général attribuable à la pneumoconiose.

En présence d'une pneumoconiose micronodulaire étendue et d'un déficit spirométrique, ce dernier est généralement attribué à la pneumoconiose, de ma-

nière à ce que l'ouvrier puisse bénéficier au maximum de la législation.

Les résultats obtenus par Lavenne et collaborateurs chez des ouvriers encore au travail donnent à cette manière de voir une justification au moins partielle.

B. Influence de l'inhalation aiguë de poussières de charbon sur la fonction pulmonaire.

a. Intérêt de la recherche.

L'influence des poussières de mines de charbon sur les voies respiratoires a fait l'objet de nombreux travaux.

Selon Dautrebande (13), ces poussières ont une action « pneumo-constrictrice » durable sur le poumon isolé du cobaye. Par contre, Lavenne et collaborateurs (16) et Gielen (17) n'ont pas trouvé chez l'homme de bronchoconstriction durable après le travail. Examinant des houilleurs avant et après le poste, ces auteurs n'ont pu mettre en évidence ni diminution de la capacité vitale ou du V.E.M.S., ni augmentation ou apparition de râles sibilants à la remontée en surface. De même, Pestiaux et collaborateurs (18) n'ont pas trouvé en moyenne d'action significative de l'aleudrine après la journée de travail.

On pouvait toutefois supposer que l'action bronchoconstrictrice des poussières, très fugace, ne pouvait plus être mise en évidence à la remontée. Certains travaux plaident d'ailleurs dans ce sens.

Lent (19), ayant examiné 69 mineurs successivement avant, pendant et après le travail au fond de la mine, a obtenu des résultats plaçant en faveur d'une bronchoconstriction au cours du travail poussiéreux, mais contre le caractère durable de celle-ci.

Foubert, Balgairies et Quinot (20) pensent de même que le travail en milieu poussiéreux s'accompagne d'une hyperventilation.

Barhad, Petresco et Sarf (21) ont trouvé, pendant l'exposition à des atmosphères de ciment, des modifications de la ventilation qu'ils interprètent comme un moyen naturel de défense de l'organisme tendant à diminuer le nombre des poussières entrant dans le poumon.

Toutefois Worth (22), faisant respirer dans un ergospirographe de Knipping de la poussière d'aluminium et de suie, n'a pas trouvé d'influence immédiate de cet empoussiérage sur les résultats de la spirométrie ni sur la consommation d'oxygène.

En présence de ces résultats contradictoires, il y avait intérêt à reprendre le problème de façon approfondie et à comparer les paramètres respiratoires (volume ventilé, consommation d'oxygène et excrétion de CO₂) au cours d'un travail accompli, d'une part, en milieu non poussiéreux et, d'autre part, en présence de poussières de mines de charbon, et à préciser les modifications auscultatoires et spiromé-

triques survenant pendant et immédiatement après l'exposition à l'atmosphère poussiéreuse.

Il était intéressant de profiter de cette recherche pour voir s'il existait une relation entre les modifications éventuellement provoquées par les poussières de mines et la sensibilité bronchique aux aérosols d'acétylcholine. Une étude antérieure de l'Institut d'Hygiène des Mines (23) n'avait en effet pas montré de parallélisme entre les effets ventilatoires et tussigènes de l'acétylcholine et les plaintes de dyspnée et de toux en milieu poussiéreux. A cette absence de corrélation, nous trouvons deux explications possibles :

- ou bien on ne peut accorder aucun crédit aux données de l'interrogatoire en ce qui concerne les plaintes en milieu poussiéreux ;
- ou bien il n'existe pas de parallélisme entre la sensibilité pulmonaire aux poussières et celle à l'acétylcholine.

On pouvait espérer de l'étude actuelle une solution à ce problème.

En outre, la recherche des stigmates allergiques (taux des éosinophiles et sensibilité cutanée) faisant partie de nos examens de routine chez les mineurs bronchitiques, il a paru intéressant de les déterminer chez les sujets choisis pour ce travail.

b. Sujets examinés et mesures effectuées.

L'étude effectuée par Minette et collaborateurs (24) a porté sur 44 sujets, tous volontaires et pleinement coopérants.

Trois d'entre eux (n° 1, 2 et 3) n'avaient jamais travaillé en atmosphère poussiéreuse ; 41 étaient des ouvriers mineurs habitués au travail de fond, dont 33 avaient présenté lors d'un examen récent une nette sensibilité ventilatoire à l'acétylcholine accompagnée ou non de plaintes ou de signes auscultatoires de bronchite. Les 8 autres houilleurs avaient uniquement des plaintes ou des signes de bronchite, sans sensibilité à l'acétylcholine. Il s'agit donc essentiellement d'une sélection de mineurs bronchitiques, chez qui a priori on pouvait soupçonner une sensibilité aux atmosphères poussiéreuses. Ce groupe n'est par conséquent pas représentatif de l'ensemble des houilleurs du fond.

Le jour des épreuves, chaque patient a fait l'objet avant l'empoussiérage, d'un examen clinique et radiologique complet, d'une détermination de la capacité vitale et du volume expiratoire maximum seconde, d'une série de tests cutanés (scratch-tests) et d'intra-dermo-réactions destinés à dépister une allergie éventuelle. Dans le même ordre d'idées, on a déterminé systématiquement le taux des éosinophiles sanguins (formule sanguine et non numération directe par mm³).

Ces données ont été complétées par une étude de la ventilation pulmonaire à l'effort. Celui-ci consistait en une épreuve sur la bicyclette ergométrique

(80 watts pendant 10 minutes). Pendant l'effort, on mesurait de façon continue la saturation oxyhémoglobinée par voie non sanglante au moyen de l'oxymètre de Wood (single and double scale oxymeter).

Une fois ces données établies, les sujets ont été soumis à l'inhalation d'une atmosphère poussiéreuse pendant une heure dans la chambre à poussières. La poussière utilisée correspondait à celle d'une taille de charbon à faible teneur en cendres (maximum 10 %) et d'une teneur en silice ne dépassant pas 2 %.

Cette chambre, de 6,70 m de longueur, de 2,80 m de largeur et de 2 m de hauteur, entièrement fermée, était équipée à l'une de ses extrémités d'un générateur de poussières et à l'autre d'un ventilateur hélicoïde de grande puissance permettant de réaliser des écoulements d'air comparables à ceux existant dans les galeries de mines. La température ambiante et le degré hygrométrique de l'air étaient également voisins de ceux des chantiers d'exploitation. Un tyndallomètre permettait de contrôler régulièrement avec une assez bonne approximation la concentration en poussières, tandis que la teneur en poussières de l'air était déterminée au précipitateur thermique. Les plaques de prélèvement ont été examinées microscopiquement sur fond clair au moyen d'un microprojecteur de grossissement 1.000 X, équipé d'un objectif à immersion, d'ouverture numérique 1,3 et dont le pouvoir de résolution est voisin de 0,2 μ .

La teneur en poussières de l'air pour chaque épreuve, exprimée en nombre de particules de 0,5 μ à 5 μ par cm^3 d'air, est la moyenne de 4 prélèvements effectués à 20 minutes d'intervalle, chacun de ces prélèvements ayant fait lui-même l'objet de 4 comptages successifs.

Au cours des 50 premières minutes de séjour dans la chambre à poussières, les patients ont effectué 5 efforts de 80 watts d'une durée de 5 minutes, séparés par des intervalles de 5 minutes de repos. Pendant les intervalles de repos, les patients étaient régulièrement auscultés. En outre, la fréquence cardiaque et la saturation oxyhémoglobinée ont été contrôlées de façon ininterrompue. Au cours des 10 dernières minutes, les sujets examinés ont effectué un effort identique à celui imposé avant le séjour en milieu poussiéreux. Pendant la dernière minute de cet effort, on a mesuré la ventilation, la consommation d'oxygène et l'excrétion d'anhydride carbonique.

Immédiatement après l'effort, on a déterminé la capacité vitale et le volume expiratoire maximum par seconde. Ces dernières mesures ont été suivies d'épreuves pharmacodynamiques à l'acétylcholine et à l'aleudrine selon une technique standardisée décrite antérieurement par Minette et Van Wy-meersch (23).

c. Résultats.

En moyenne, les résultats obtenus n'ont pas mis en évidence un effet défavorable immédiat des poussières de chantiers sur les voies respiratoires (tableaux VI et VII).

L'analyse des cas individuels montrait cependant 8 patients ayant présenté après séjour en chambre à poussières une diminution de leur V.E.M.S. dépassant 10 % de la valeur initiale. Dans 4 cas, celle-ci allait de pair avec une altération également significative de la C.V. Les modifications spirométriques constatées dans ces 8 cas sont figurées dans le tableau VIII, col. 4 (V.E.M.S.) et 7 (C.V.).

Toutefois, à l'opposé de ces 8 cas, il en est 5 (tableau VI n° 26, 30, 34, 39 et 43) où l'on a observé, après poussières, une augmentation du V.E.M.S. dépassant 10 % de la valeur initiale.

Les modifications observées en plus ou en moins étaient cependant analogues à celles constatées par Minette (25) chez 339 mineurs après un effort de 80 à 125 watts sur la bicyclette ergométrique sans inhalation poussiéreuse (fig. 9).

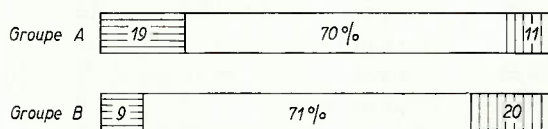


Fig. 9. — Comparaison des modifications du V.E.M.S. après effort en milieu poussiéreux (groupe A - 44 sujets) et non poussiéreux (groupe B - 339 sujets). Les rectangles centraux représentent les pourcentages des sujets dont le V.E.M.S. est resté pratiquement inchangé. Les rectangles hachurés horizontalement et verticalement représentent respectivement les pourcentages des sujets dont le V.E.M.S. a diminué ou augmenté d'au moins 10%.

Il faut donc être prudent avant d'attribuer aux poussières les diminutions constatées chez les 8 sujets du tableau VIII.

TABLEAU VI.

Résultats spirométriques après poussières, acétylcholine et aleudrine, comparés aux valeurs obtenues avant les épreuves.

Numéro d'ordre	Capacité vitale				Volume expiratoire maximum seconde			
	Valeur initiale (cm ³)	Variation après poussières (%)	Variation après acétylcholine (%)	Variation après aleudrine (%)	Valeur initiale (cm ³)	Variation après poussières (%)	Variation après acétylcholine (%)	Variation après aleudrine (%)
1	4.900	— 1	0	0	4.130	— 3	0	0
2	6.660	— 2	—10	— 3	5.040	+ 8	+ 2	+ 6
3	4.700	+ 1	+ 5	0	3.650	+ 1	+ 2	+ 9
4	4.420	+ 1	0	0	3.390	— 1	0	0
5	4.730	— 1	— 6	— 1	3.210	+ 5	— 1	+ 8
6	4.570	— 2	— 7	— 2	3.340	0	—10	+ 2
7	4.210	— 1	—24	— 6	2.850	+ 3	—15	+ 1
8	3.850	— 1	0	+ 1	2.920	— 2	— 1	+ 1
9	4.800	0	— 3	— 2	3.970	— 4	—20	— 7
10	3.270	— 8	— 1	— 5	2.660	0	—29	— 6
11	4.630	— 1	+13	0	3.730	+ 1	— 3	+ 2
12	2.360	— 1	—14	— 4	1.490	— 2	—20	— 4
13	3.730	+ 1	—22	— 3	2.330	+ 2	—19	+11
14	2.950	—10	—13	— 8	1.810	—12	—14	+ 6
15	3.240	+ 1	—13	— 5	2.040	+ 8	— 9	+ 2
16	2.920	— 6	—26	+ 4	1.260	—10	—23	+14
17	3.430	+ 5	—19	— 2	2.300	+ 3	— 1	+ 4
18	3.820	— 2	—25	— 8	2.690	— 3	—23	— 3
19	4.360	0	— 8	0	3.120	—11	—10	— 5
20	3.030	+ 5	—16	0	1.580	—10	—30	— 9
21	3.280	0	—31	— 4	1.720	0	—33	+ 4
22	2.550	— 6	— 3	+ 7	1.590	— 4	— 8	— 8
23	3.510	— 2	—39	—15	2.200	+ 5	— 8	28
24	5.360	+ 7	—11	+ 7	4.080	0	—18	— 3
25	2.490	+ 4	—13	—10	1.390	— 4	—21	— 4
26	2.490	+ 5	—39	+ 9	1.100	+21	—12	+30
27	4.940	— 8	—21	—14	4.080	—13	—17	—16
28	3.440	+ 6	—25	— 3	2.170	+ 1	—10	+ 3
29	4.610	— 1	— 3	+ 4	3.450	0	— 5	+ 2
30	3.260	— 2	—33	+ 3	2.350	+31	0	+ 6
31	5.850	+ 1	—10	0	3.660	+ 4	—10	+ 6
32	3.300	— 3	—12	+ 8	1.990	+ 7	—20	+19
33	2.840	— 5	—37	—10	1.580	— 6	—30	+ 2
34	2.590	+26	— 2	+12	1.940	+20	—18	+16
35	4.040	+ 5	— 7	+ 5	3.340	+ 1	—11	+ 3
36	6.060	— 2	—34	— 7	4.210	— 1	—41	+ 3
37	2.750	—26	—26	—14	1.000	—10	— 6	—16
38	3.170	— 7	— 9	+ 1	1.700	— 2	— 4	+22
39	3.090	+19	— 3	—22	1.940	+33	—11	—16
40	3.710	—10	—23	—16	3.130	—21	—34	—21
41	4.970	—25	—36	— 4	2.720	—30	— 0	— 3
42	3.390	— 8	— 9	+ 3	2.870	0	— 6	— 2
43	2.900	+13	— 6	+ 5	2.190	+15	—10	0
44	4.460	+ 2	—20	— 6	3.220	+ 4	—27	— 7
Moyennes	3.860	— 0,9	—14,5	— 2,8	2.660	+ 0,5	—14,2	+ 0,7

TABLEAU VII

Influence du travail en chambre à poussières sur les paramètres respiratoires à l'effort.

Numéro d'ordre	Fréquence respiratoire		Débit ventilatoire		Equivalent respiratoire O ₂		Equivalent respiratoire CO ₂		Quotient respiratoire	
	sans poussières	avec poussières	sans poussières	avec poussières	sans poussières	avec poussières	sans poussières	avec poussières	sans poussières	avec poussières
1	20	19	30,2	29,5	26	28	25	28	1,00	1,00
2	12	12	34,3	27,0	21	22	22	23	0,98	0,95
3	20	20	32,9	25,9	27	29	27	29	0,98	1,03
4	20	24	34,3	32,0	26	26	28	26	0,93	1,00
5	24	24	37,6	33,4	27	27	29	30	0,91	0,89
6	17	21	29,6	34,0	29	39	26	29	1,11	1,30
7	24	26	29,3	35,6	25	26	27	28	0,91	0,92
8	20	20	30,0	27,9	28	26	29	26	0,95	0,97
9	22	22	27,0	30,6	25	28	27	29	0,94	0,96
10	48	45	39,6	35,3	31	29	35	32	0,87	0,92
11	22	24	21,0	22,8	27	26	28	27	0,95	0,96
12	27	26	31,0	31,6	33	32	34	33	0,98	0,97
13	24	22	25,0	23,3	33	31	32	33	1,01	0,94
14	16	15	26,6	27,4	33	34	33	34	1,01	0,90
15	17	21	31,2	31,6	25	25	26	26	0,97	0,95
16	28	30	27,6	31,8	28	28	29	31	0,96	0,93
17	23	22	25,8	23,4	32	31	34	34	0,93	0,89
18	27	29	34,6	25,0	27	31	30	31	0,89	1,00
19	22	22	27,0	28,6	28	28	31	26	0,95	1,06
20	22	26	41,9	41,9	31	30	30	29	1,03	1,04
21	24	28	34,2	35,6	33	34	32	33	1,03	1,03
22	29	35	33,8	36,2	30	34	32	34	0,95	0,98
23	25	26	29,8	29,4	27	26	30	28	0,88	0,91
24	22	22	26,0	30,6	25	28	27	29	0,94	0,96
25	26	24	28,9	27,8	39	25	36	27	1,06	0,93
26	22	25	27,9	28,5	31	28	33	29	0,96	0,98
27	24	22	45,5	46,6	30	35	30	32	0,99	1,06
28	18	22	32,0	33,0	27	28	28	29	1,01	0,99
29	32	25	32,6	22,0	34	28	31	29	1,07	0,96
30	32	28	30,2	36,2	30	33	31	35	0,97	0,95
31	17	18	27,4	15,8	25	29	28	27	0,89	1,08
32	25	25	29,6	32,1	27	27	27	29	1,02	0,98
33	30	36	31,4	31,2	26	28	27	30	0,96	0,90
34	26	28	27,4	53,0	24	35	27	33	0,87	1,06
35	32	31	29,6	28,8	25	26	26	33	0,95	0,78
36	24	21	27,4	25,6	30	29	30	31	1,00	1,19
37	34	35	32,6	36,4	33	36	32	31	1,04	1,19
38	20	29	31,6	35,0	23	28	28	30	0,84	0,94
39	24	25	30,4	29,2	32	30	33	32	0,97	0,94
40	25	21	38,6	37,9	32	32	30	33	1,06	0,97
41	23	20	41,9	28,9	25	25	26	28	0,95	0,88
42	23	28	28,0	29,3	25	27	27	28	0,93	0,98
43	23	25	34,1	33,3	29	30	30	30	0,97	1,00
44	27	31	33,5	36,7	38	38	28	29	1,37	1,30
Moyennes	24	25	31,4	31,3	29	29	29	30	0,98	0,99

TABLEAU VIII.

Sensibilité acétylcholinique des patients dont le volume expiratoire maximum seconde diminue après l'effort en milieu poussiéreux.

Numéro d'ordre	Volume expiratoire maximum seconde			Capacité vitale		
	Valeur initiale (cm ³)	Variation après acétylcholine (%)	Variation après poussières (%)	Valeur initiale (cm ³)	Variation après acétylcholine (%)	Variation après poussières (%)
14	1.810	— 14	— 12	2.950	— 13	— 10
16	1.260	— 23	— 10	2.920	— 26	— 6
19	3.120	— 8	— 11	4.360	— 10	0
20	1.580	— 30	— 10	3.030	— 16	+ 5
27	4.080	— 17	— 13	4.940	— 21	— 8
37	1.000	— 6	— 10	2.750	— 26	— 26
40	3.130	— 34	— 21	3.710	— 23	— 10
41	2.720	— 9	— 30	4.970	— 36	— 25

Ce problème pourrait être éclairé par une analyse plus approfondie des résultats obtenus chez les 8 patients dont les épreuves spirométriques diminuent après l'effort en atmosphère poussiéreuse. Les auteurs de la recherche ont envisagé successivement l'empoussiérage subi par ces patients, leur image radiologique, les résultats des épreuves fonctionnelles et pharmacodynamiques et leurs plaintes de toux et de dyspnée en milieu poussiéreux.

α. Empoussiérage subi.

La comparaison des modifications spirométriques en fonction des empoussiérages réalisés dans chaque cas montre que l'importance de l'inhalation poussiéreuse n'entre pas en ligne de compte.

La teneur en poussières de l'air — assez constante au cours d'une même séance — a varié fortement d'une expérience à l'autre : de 500 particules/cm³ à 16.730 particules/cm³.

Les empoussiérages réalisés ont été classés en 6 groupes définis par leur nombre de particules. Exprimés en nombre de particules de 0,5 μ à 5 μ par cm³ d'air, ces empoussiérages étaient :

empoussiérage n° 1 : moins de 3.000 particules,
 empoussiérage n° 2 : 3.000 à 5.000 particules,
 empoussiérage n° 3 : 5.000 à 7.000 particules,
 empoussiérage n° 4 : 7.000 à 9.000 particules,
 empoussiérage n° 5 : 9.000 à 11.000 particules,
 empoussiérage n° 6 : plus de 11.000 particules.

Le tableau IX montre dans chaque groupe le nombre de cas « sensibles » (dont le V.E.M.S. a diminué de plus de 10 % après poussières) en regard du nombre total de sujets de chaque groupe. Il ne ressort de cette comparaison aucun argument en faveur d'une relation directe entre l'intensité de l'empoussiérage et la fréquence des diminutions significatives du V.E.M.S. en milieu poussiéreux.

TABLEAU IX.

Répartition des cas « sensibles aux poussières » en fonction de l'intensité de l'empoussiérage.

Groupe	Nombre de particules par cm ³ d'air *	Nombre total de cas	Cas « sensibles »
1	≤ 3.000	5	0
2	3.000 - 5.000	9	2
3	5.000 - 7.000	3	1
4	7.000 - 9.000	13	3
5	9.000 - 11.000	7	1
6	≥ 11.000	7	1

* Les particules prises en considération sont celles comprises entre 0,5 μ et 5 μ.

D'autre part, les diminutions spirométriques les plus prononcées (n° 16, 20 et 40) furent trouvées dans les groupes 2, 3 et 4, alors que des réactions plus faibles (n° 27 et 37) furent trouvées dans les groupes 5 et 6.

β. Image radiologique.

La fréquence des cas « sensibles » et « non sensibles » aux poussières par rapport au degré radiologique de pneumoconiose est figurée au tableau X. Il n'en ressort pas de relation significative entre les deux phénomènes.

TABLEAU X.

« Sensibilité aux poussières » et image radiologique.

Image radiologique	Nombre total de cas	Cas « sensibles »	Cas « non sensibles »
O	11	1	10
Z - 1	18	3	15
2 - 3	13	3	10
A - B	2	1	1

γ. Etat fonctionnel et épreuves pharmacodynamiques.

Chez 4 des 8 patients du tableau VIII (V.E.M.S. diminuant de plus de 10 % après l'exposition aux poussières), le bilan spirométrique au départ était déjà fort altéré (V.E.M.S. inférieur à 2 litres chez les sujets n° 14, 16, 20 et 57). Les 4 autres par contre et particulièrement les deux sujets chez qui le V.E.M.S. diminuait le plus après l'inhalation poussiéreuse (n° 40 et 41) avaient au départ des résultats spirométriques satisfaisants.

En ce qui concerne la sensibilité à l'acétylcholine, la figure 4 montre qu'il n'existe dans l'ensemble aucun parallélisme strict entre les variations du V.E.M.S. constatées après poussières et acétylcholine.

Toutefois, 5 des cas « sensibles » aux poussières (n° 14, 16, 20, 27 et 40) se situent dans la zone des sensibilités à l'acétylcholine égales ou supérieures à 10 % de la valeur initiale ; 3 d'entre eux (n° 16, 27 et 40) se caractérisent d'ailleurs non seulement par une sensibilité ventilatoire vis-à-vis de l'aérosol, mais aussi par une forte réaction tussigène et l'apparition de râles sibilants nombreux intéressant largement les deux champs pulmonaires après l'inhalation.

Les 3 autres sujets sensibles aux poussières (n° 19, 37 et 41) avaient après acétylcholine des V.E.M.S. diminués respectivement de 8 %, 6 % et 9 %. Tous trois montraient cependant une diminution significative de leur C.V. Cette diminution était même très importante dans 2 cas : — 26 % (n° 37) et — 36 % (n° 41).

Au total, les 8 cas « sensibles aux poussières » se situent parmi les 33 sujets ayant nettement réagi à l'acétylcholine (C.V., V.E.M.S. ou les deux). Par contre, aucun des 11 sujets de cette série manifestement non sensibles à l'acétylcholine, ne montrait de diminution nette du V.E.M.S. ou de la C.V. après travail en chambre à poussières.

Une « sensibilité aux poussières » n'a donc été trouvée que chez des sujets à tests pharmacodynamiques perturbés. Mais la présence d'un test positif à l'acétylcholine ne permet pas de prévoir le comportement en milieu poussiéreux. On peut avoir par exemple, comme le patient n° 36, une sensibilité très grande à l'acétylcholine (C.V. : — 34 %, V.E.M.S. : — 40 %) et ne pas montrer de modifications ventilatoires après effort dans la chambre à poussières.

Notons enfin qu'aucun des 8 cas dont le V.E.M.S. diminuait de plus de 10 % après poussières n'a montré au cours de cette recherche de signes d'hyperventilation à l'effort avec augmentation des équivalents respiratoires.

δ. Plaintes de dyspnée et de toux en milieu poussiéreux.

Au cours d'un travail antérieur de l'Institut d'Hygiène des Mines (23), on a étudié la fréquence des plaintes de dyspnée et de toux en milieu poussiéreux. Sur un groupe de 146 houilleurs, on en avait trouvé 56 qui se plaignaient de dyspnée et 47 de toux en milieu poussiéreux. Ces patients ayant été soumis à un aérosol d'acétylcholine, on n'avait trouvé aucune corrélation entre leurs plaintes et la sensibilité à l'aérosol.

La recherche actuelle donnait la possibilité d'étudier la corrélation entre de telles plaintes et les troubles effectivement constatés en atmosphère poussiéreuse. Parmi les 41 houilleurs étudiés, 21 se plaignaient de dyspnée et 36 de toux au cours de leur travail en chantier.

Il est intéressant de noter que, des 8 patients qui ont montré des altérations spirométriques significatives après l'effort en chambre à poussières, 7 rentraient dans le groupe des 21 se disant dyspnéiques au cours du travail en chantier. La probabilité que cette proportion soit simplement due au hasard est inférieure à 5 % ($P = \pm 1/27$).

Cependant, on ne notait en moyenne aucune différence significative entre les modifications spirométriques des patients avec plaintes et sans plaintes.

En ce qui concerne la sensibilité tussigène, 6 patients seulement ont toussé en chambre à poussières alors que 36 se plaignaient de toux en taille.

La présence de plaintes d'intolérance aux poussières de chantiers ne permettait donc pas de prévoir les réactions ventilatoires et tussigènes en chambre à poussières.

d. Conclusions.

De cette étude, on peut tirer les conclusions suivantes :

α. Un effort d'une heure dans des empoussiérages comparables à ceux des galeries souterraines de charbonnage a été effectué par 44 sujets avec des paramètres respiratoires comparables à ceux constatés lors d'un effort identique en atmosphère normale avant exposition aux poussières. Nous n'avons donc pu confirmer à ce point de vue les travaux de Foubert et collaborateurs (20). D'autre part, la saturation oxyhémoglobinée reste normale au cours du travail en chambre à poussières.

β. Les modifications spirométriques constatées immédiatement après l'effort en chambre à poussières sont dans l'ensemble superposables à celles observées après un effort comparable de 10 minutes en atmosphère non poussiéreuse.

γ. On a quelques arguments — corrélation avec la sensibilité à l'acétylcholine et avec les plaintes de dyspnée en milieu poussiéreux — pour suspecter une légère action bronchoconstrictrice due aux poussières chez certains sujets chez qui le V.E.M.S.

diminue de plus de 10 % immédiatement après l'effort en milieu poussiéreux.

δ. Toutefois, l'effet bronchoconstricteur aigu d'empoussiérages comparables à ceux de galeries de mines apparaît comme un phénomène rare puisque nous n'en avons trouvé que 8 exemples parmi 44 sujets dont 33 sélectionnés en fonction d'une sensibilité à l'acétylcholine. On pourrait objecter que la durée de l'empoussiérage expérimental (1 heure) a été nettement inférieure à celle d'un poste normal. Mais, compte tenu de l'importance de certains empoussiérages réalisés au cours de cette recherche, nos conclusions paraissent valablement applicables au travail normal dans la mine.

ε. Tout comme les épreuves pharmacodynamiques à l'acétylcholine, les épreuves en chambre à poussières se révèlent incapables d'objectiver le plus grand nombre des plaintes de dyspnée et de toux en milieu poussiéreux. Il n'est pas exclu que ces plaintes soient fréquemment sans base objective.

4. — Examens radiologiques dans les pneumoconioses.

A. Mise au point d'une nouvelle classification internationale.

En fin de l'année 1958, une nouvelle classification radiologique internationale des pneumoconioses a vu le jour à Genève à la suite d'une réunion internationale d'experts en la matière, organisée par le Bureau International du Travail.

Le Docteur Van Mechelen, Médecin en Chef de l'Institut d'Hygiène des Mines, avait été désigné comme consultant avec le Dr. McLaughlin, pour préparer la conférence par des contacts personnels avec la plupart des personnalités compétentes dans la plupart des pays industrialisés. Il fut ensuite élu vice-président et rapporteur de ce congrès.

Celui-ci avait un triple but :

- aboutir à une classification radiologique internationale satisfaisante en prenant comme base la classification de Sydney (1950) ;
- illustrer la classification adoptée par une collection de clichés standards qui en rendrait l'application plus fidèle et plus aisée ;
- élaborer des recommandations minima au sujet des données techniques pour la prise des clichés pulmonaires.

Les trois objectifs mentionnés ont été atteints en surmontant des difficultés innombrables. Des collections de clichés standards peuvent à présent être obtenues par l'intermédiaire du Bureau International du Travail à Genève et les données techniques minima peuvent être trouvées dans le compte rendu de la conférence de Genève (26) et dans la publication du Dr. Van Mechelen (27).

De nombreuses classifications se sont succédées à travers le temps.

Celle qui fut élaborée en 1930 à Johannesburg, sous l'égide du Bureau International du Travail

(28), divisait la pneumoconiose en trois stades du point de vue clinique, fonctionnel et radiologique. Les trois stades radiologiques : nodulaire (1^{er} stade), confluences (2^e stade) et fibrose massive (3^e stade) ont survécu dans beaucoup de pays jusqu'en ces derniers temps.

Irvine (29) s'efforça en 1934 de compléter ce schéma, un peu trop simple, mais les dix rubriques qu'il proposa furent jugées trop complexes.

Ce fut le grand mérite de Eck et Hanaut (30) en 1944 de réaliser une classification purement radiologique dans laquelle les images furent réparties en :

- O — images normales ;
- P — images pathologiques mais non typiquement silicotiques ;
- F — images linéaires (F₁ F₂ F₃ suivant le nombre) ;
- M — images micronodulaires (M₁ M₂ M₃ suivant le nombre) ;
- N — images nodulaires (N₁ N₂ N₃ suivant le nombre) ;
- T — images pseudotumorales :
 - T₁ condensation débutante,
 - T₂ condensation opaque importante,
 - T₃ image pseudotumorale.

En 1948, Van Mechelen (31) et Belayew (32), s'inspirant des mêmes principes, ont réalisé une classification à l'Institut d'Hygiène des Mines. Elle se présente comme suit :

- O — image normale ;
- SO — image subnormale ;
- M — image micronodulaire (M₁ M₂ M₃ suivant le degré) ;
- N — image nodulaire (N₁ N₂ N₃ suivant le degré) ;
- CND — image de condensation non définie ;
- T — image pseudotumorale :
 - T₁ à limites floues,
 - T₂ à limites nettes.

Les complications possibles, visibles sur les clichés, avaient été libellées ainsi :

- tuberculose active + Ta
- tuberculose cicatricielle + Tc
- adhérences pleurales + Pl
- anomalies cardio-aortiques + Ca
- emphysème important + E.

C'est en 1949 que le P.R.U. (Pneumoconiosis Research Unit) de Cardiff publia pour la première fois (33) une division des opacités pneumoconiotiques en deux grandes catégories principales : les opacités fines, dues à une pneumoconiose simple, et les opacités importantes, dues à une pneumoconiose compliquée. L'élément quantitatif est ajouté sous forme d'un chiffre pour les opacités fines (1, 2, 3, 4) et d'une lettre pour les ombres massives (A, B, C, D). Ce fut cette classification du P.R.U., légèrement remaniée et précisée, qui fut présentée par Fletcher au Congrès de Sydney en 1950 (34).

TABLEAU XI.
Classification de Sydney.

Catégorie O — radiographies restant dans la limite du normal.

Pneumoconioses avec opacités discrètes.

Catégorie 1 — On peut discerner, dans au moins deux espaces intercostaux antérieurs, un petit nombre d'opacités s'étendant au maximum sur la moitié des deux tiers médians des champs pulmonaires.

Catégorie 2 — Les opacités s'étendent sur plus de la moitié des deux tiers médians des champs pulmonaires, mais elles sont rares ou même absentes dans le tiers latéral.

Catégorie 3 — Des opacités profuses s'étendent sur la totalité des deux champs pulmonaires, y compris le tiers latéral, mais elles sont rares ou absentes au-dessus des clavicules.

Catégorie x — Opacités discrètes dont l'image ne répond à aucune des catégories précédentes.

Lorsque les opacités sont distribuées de façon inégale dans différentes parties des champs pulmonaires, on classe le cliché dans la catégorie correspondant à l'anomalie la plus évoluée apparaissant au moins sur la moitié d'un champ pulmonaire.

Pneumoconioses avec ombres coalescentes ou massives.

Catégorie A — Des opacités ayant un diamètre supérieur à 1 cm peuvent être discernées dans une ou plusieurs régions. Elles sont ordinairement coalescentes, mais elles ne constituent pas une ombre massive de densité uniforme.

Catégorie B — On constate la présence d'une ou plusieurs ombres massives d'une étendue inférieure à l'équivalent de trois espaces intercostaux antérieurs sur l'un ou l'autre côté.

Catégorie C — De grandes ombres massives de densité uniforme s'étendent sur une région atteignant ou dépassant l'équivalent de trois espaces intercostaux antérieurs sur l'un ou l'autre côté.

Catégorie D — Une ou plusieurs ombres massives associées à une distorsion marquée de l'anatomie pulmonaire. Ces ombres massives peuvent par elles-mêmes être telles que, en l'absence de la distorsion, on aurait classé la radiographie en A, B ou C.

La classification dite « de Cardiff-Douai » fut publiée en 1952 par Cochrane (35) et par Balgairies et collaborateurs (36). Elle est inspirée de celle du P.R.U. et de celle de Sydney et cherche à concilier le point de vue anglais, surtout quantitatif, avec le

point de vue français, surtout qualitatif, en utilisant comme code des chiffres (nombre d'opacités fines) et des lettres (volume des opacités fines).

Ce code de Cardiff-Douai se présente comme suit :

TABLEAU XII.
Classification de Cardiff-Douai (1952).

Images non pneumoconiotiques	O X	
	1) — Ombres fines	2) — Ombres étendues
Images pneumoconiotiques	1	
	2P, 2M, 2N 3P, 3M, 3N	Ap, Am, An, A ? B, C, D

Les principaux défauts de la classification de Sydney et de celles qui s'en rapprochent sont le partage arbitraire de chaque hémithorax en tiers verticaux, l'imprécision des limites de certaines catégories d'opacités, l'absence d'un symbole pour désigner une accentuation de la trame linéaire et réticulaire des poumons, la mésentente au sujet de la signification de certains symboles et enfin l'absence de signes pour désigner certaines complications fréquentes des pneumoconioses.

La qualité principale de la nouvelle classification de Genève 1958 (26) (27) réside dans le fait qu'elle corrige la plupart des imperfections signalées. Elle respecte en outre au maximum les habitudes prises par les experts ayant utilisé les classifications du P.R.U., de Sydney et de Cardiff-Douai, dont elle dérive et laisse une grande liberté d'application quant à l'ordre d'inscription et à l'usage de certains symboles.

TABLEAU XIII.

Classification internationale des opacités radiologiques pulmonaires persistantes dues à l'inhalation de poussières minérales * — Classification de Genève (1958).

(Extrait de Sécurité et Hygiène du Travail, 1959, 9, p 72)

	Pas de pneumoconiose	Opacités suspectes	PNEUMOCONIOSES												
Types d'opacités			Opacités linéaires	Petites opacités									Grandes opacités		
Classification qualitative	O	Z	L	p			m			n			A	B	C
Classification quantitative				1	2	3	1	2	3	1	2	3			
Symboles additifs	(co)/(cp)	(cv)	(di)	(em)			(hi)			(pl)			(px)		(tb)

* Y compris les poussières de charbon.

Définitions et commentaires.

Le but de la classification est de codifier les aspects radiographiques des pneumoconioses de manière simple, facilement reproductible.

Elle est destinée à décrire les images radiographiques persistantes de nature pneumoconiotique; elle n'a pas été établie à dessein de définir des entités pathologiques ni de prendre en considération la question de la capacité de travail.

S'il existe une différence appréciable de l'image des deux poumons, les deux aspects peuvent être définis séparément, en indiquant d'abord l'aspect du champ pulmonaire droit.

Pas de pneumoconiose	O	Absence d'images pouvant évoquer une pneumoconiose.	
Opacités suspectes	Z	Accentuation de la trame pulmonaire.	
Pneumoconioses			
Opacités linéaires	L	Nombreuses opacités linéaires ou réticulaires, la trame pulmonaire étant normale, accentuée ou effacée.	
Petites opacités ¹	<i>Les types suivants sont définis d'après le plus grand diamètre des opacités prédominantes.</i>		<i>La répartition en catégorie tient compte du nombre et de la densité des opacités.</i>
	p	Opacités punctiformes. Taille allant jusqu'à 1,5 mm.	1. Un petit nombre d'opacités dans une aire correspondant au minimum à deux espaces intercostaux antérieurs et ne dépassant pas au maximum un tiers des champs pulmonaires.
	m	Opacités micronodulaires ou miliaires. Plus grand diamètre compris entre 1,5 et 3 mm.	2. Opacités plus nombreuses et plus rapprochées que dans 1 et disséminées sur une grande partie des champs pulmonaires.
	n	Opacités nodulaires. Plus grand diamètre compris entre 3 et 10 mm.	3. Opacités très nombreuses et profuses généralisées à l'ensemble ou presque tout l'ensemble des champs pulmonaires.
Grandes opacités ²	A	Une opacité dont le plus grand diamètre est compris entre 1 et 5 cm, ou plusieurs opacités supérieures à 1 cm, la somme des plus grands diamètres ne dépassant pas 5 cm.	
	B	Une ou plusieurs opacités plus grandes ou plus nombreuses que celles définies dans la catégorie A, la surface totale de ces opacités ne dépassant pas le tiers d'un champ pulmonaire.	
	C	Une ou plusieurs grandes opacités occupant une surface totale supérieure à un tiers d'un champ pulmonaire.	
Symboles additifs			
Symboles additifs recommandés ³	(co)	Anomalies de la silhouette cardiaque, à remplacer par (cp), cœur pulmonaire chronique, en cas de suspicion sérieuse de cette affection.	
	(cv)	Images cavitaires.	
	(di)	Distorsion marquée des organes intrathoraciques.	
	(em)	Emphysème manifeste.	
	(hi)	Anomalies marquées des ombres hilaires.	
	(pl)	Anomalies pleurales marquées.	
	(px)	Pneumothorax.	
	(tb)	Opacités suspectes de tuberculose active.	

¹ Le choix de l'ordre des symboles est laissé à la convenance du médecin.

² L'image du fond devrait être définie si possible.

³ L'usage de ces symboles est facultatif.

L'illustration de cette nouvelle classification par des collections types de reproductions permettra aux experts de rester fidèles aux catégories prévues grâce aux clichés de référence, d'effectuer des recherches épidémiologiques comparatives dans les diverses régions du monde et de décrire le début et les divers stades de la maladie, en utilisant un langage commun.

Sans doute cette classification ne constitue-t-elle qu'un essai de plus dans la série des tentatives déjà nombreuses en vue d'aboutir à une meilleure entente internationale au sujet de cette maladie professionnelle.

Néanmoins, il faut espérer qu'elle sera largement adoptée par tous les médecins du travail qui désirent être compris au-delà des frontières de leur pays.

B. Comparaison de la radiographie grand format et des radiophotographies sur formats 10×10 cm et 7×7 cm pour le diagnostic de la pneumoconiose simple.

En rapportant l'activité de l'Institut durant l'année 1957 (37), nous avons résumé une communication faite par F. Lavenne et J. Patigny (38) au 12^e Congrès International de Médecine du Travail, sur la valeur de la radiophotographie de l'écran pour le diagnostic de la pneumoconiose simple.

a. Méthode de travail.

Cinquante houilleurs avaient été radiographiés à la fois sur format 35×35 cm et radiophotographiés sur formats 10×12 cm et 7×7 cm (Odelca). Chez 10 sujets, une seconde radiographie grand format a été prise avec une technique légèrement différente. La même expérience a été faite dans 10 cas pour les 10×12 cm. On avait ainsi 60 radiographies 35×35 , 60 clichés 10×12 (caméra à lentille) et 50 clichés Odelca 7×7 , tous reconnus acceptables pour le diagnostic courant.

Ils furent soumis à 16 médecins, compétents dans le diagnostic des pneumoconioses, dont 8 avaient en outre une grande habitude des petits formats. Chacun d'eux protocola isolément à deux reprises à quinze jours d'intervalle les 3 séries de clichés, en fonction de la classification de l'Institut d'Hygiène des Mines qui est aisément transposée en celle de Cardiff-Douai. De plus, les clichés grand format furent lus d'une part sans référence à une collection standard (35×35) et d'autre part avec référence à cette collection (35×35 (C)). Un planning précis fut adopté pour réduire au maximum l'influence de la mémoire, celle de la fatigue et toute autre cause d'erreur supplémentaire.

On obtint ainsi pour chacun des clichés de chaque série (35×35 , 35×35 (C), 10×12 et 7×7) 32 diagnostics, soit deux par médecin. Le calcul de leur dispersion nécessitait la fixation du diagnostic considéré comme vrai. Dans la forte majorité des cas,

celui-ci résultait clairement de l'ensemble des opinions individuelles ; pour ces cas en effet, l'opinion médiane, l'opinion modale (la plus fréquente) et l'opinion moyenne se concentraient sur la même classe.

Pour certains clichés toutefois, le diagnostic optimum n'apparaissait pas clairement, la médiane et la modale, entre lesquelles se situe nécessairement la moyenne, correspondant à des classes différentes. D'autre part, le diagnostic médian était loin d'être toujours identique pour les divers formats. Les 16 médecins ont alors effectué une lecture collective, les divers clichés d'un même ouvrier étant cette fois groupés. Le diagnostic collectif ne fut en désaccord avec l'opinion médiane que pour moins de 10 % des clichés et chaque fois dans des cas limites. Ce diagnostic médian, éventuellement corrigé par la lecture collective, a été considéré comme le diagnostic « optimum » à partir duquel on a calculé les erreurs individuelles pour *chacun des clichés*.

D'autre part, lorsque le diagnostic optimum était différent selon le format ou la qualité du cliché, on a fait préciser pour chacun des 50 ouvriers le diagnostic « correct », compte tenu de la technique radiologique. C'est à partir de cette réponse qu'on a recherché l'influence du type de cliché sur le diagnostic optimum.

On a alors calculé pour chacune des séances de lecture la dispersion des résultats des divers observateurs par rapport au diagnostic optimum pour chacun des clichés. Considérant les 5 classes successives (O, X, 1, 2, 3), on a grevé du coefficient ± 1 tout écart d'une classe respectivement vers le haut ou le bas, du coefficient ± 2 tout écart de 2 classes et ainsi de suite. Dès lors, on peut traiter les résultats statistiquement en calculant la somme des carrés des écarts d'un lecteur ou de l'ensemble des lecteurs à l'une ou l'autre des séances. En divisant les valeurs ainsi obtenues chaque fois par le nombre de clichés protocolés (moins un), on a pu calculer 8 écarts quadratiques moyens s^2 représentant la variance des réponses, au cours de chaque séance, par rapport au diagnostic optimum, respectivement pour les 35×35 (C), les 35×35 , les 10×12 et les 7×7 .

Les écarts quadratiques moyens individuels, qui permettent de calculer les écarts quadratiques moyens collectifs, ne reflètent toutefois qu'imparfaitement la faculté du lecteur de classer les documents en fonction de la gravité de la pneumoconiose. En effet, il faut tenir compte des tendances individuelles à être plus ou moins sévères, qui entraînent systématiquement une erreur dans le même sens. En effectuant les sommes algébriques des écarts et en les divisant par 50 ou 60, on obtient pour chaque lecteur et pour un format donné, la *tendance moyenne* à l'une ou l'autre séance. En retirant de la somme des carrés des écarts autant de

fois le carré de la tendance qu'il y a de clichés dans chaque série, on obtient comme on peut le montrer une somme des carrés des écarts corrigés, à partir de laquelle on peut calculer des s^2 corrigés, individuels et collectifs.

b. Résultats.

Lavenne et Patigny ont repris récemment (39) l'étude statistique de ces résultats et, après avoir justifié leur intérêt pour le diagnostic de la pneumoconiose simple au stade 1 de la classification de Cardiff-Douai, ils ont particulièrement souligné les points suivants.

α . Influence du type de cliché sur le diagnostic optimum.

Aux radiophotographies 10×12 et 7×7 retenues pour cette expérience, on peut faire un reproche fondamental : plus d'un tiers d'entre elles ont induit l'ensemble des observateurs en erreur, en décalant le diagnostic optimum d'une classe et même parfois de deux, tantôt dans un sens, tantôt dans l'autre.

Le tableau XIV compare le diagnostic optimum au diagnostic correct pour les 60 clichés 10×12 .

TABLEAU XIV.

Comparaison du diagnostic optimum et du diagnostic correct pour 60 clichés 10×12 .

		Diagnostic optimum					Total
		O	X	1	2	3	
Diagnostic correct	O	17	3	1			21
	X	6	7	1			14
	1		4	5	1		10
	2		1	4	7		12
	3				1	2	3
Total		23	15	11	9	2	60

Les nombres encadrés d'un trait plein indiquent le nombre de cas où le diagnostic optimum sur le cliché 10×12 était le diagnostic correct, les nombres à droite de cette case correspondent aux erreurs par excès, ceux à gauche aux erreurs par défaut. En dehors des cas où le diagnostic correct est O et où l'erreur ne peut être que par excès, on voit que presque tous les diagnostics incorrects (16 sur 18) le sont par défaut. Les radiophotographies 10×12 enregistrées avec notre technique amènent donc dans l'ensemble les observateurs à sous-estimer des pneumoconioses réellement existantes. Mais par contre elles font considérer comme suspects ou atteints de pneumoconiose certains ouvriers dont les clichés grand format sont incontestablement normaux.

Le tableau XV donne la même comparaison pour les clichés 7×7 .

TABLEAU XV.

Comparaison du diagnostic optimum et du diagnostic correct pour 50 clichés Odelca 7×7 .

		Diagnostic optimum					Total
		O	X	1	2	3	
Diagnostic correct	O	14	4				18
	X	3	8	1			12
	1		3	4	2		9
	2			3	5	1	9
	3					2	2
Total		17	15	8	7	3	50

Si le pourcentage de diagnostics collectivement incorrects est le même avec les 7×7 qu'avec les 10×12 (34 %), le tableau montre que la technique employée pour les 7×7 entraînait moins systématiquement une sous-estimation de la pneumoconiose, puisque près du tiers des erreurs est ici par excès.

Il en résulte que les radiophotographies avec la technique utilisée se sont montrées impropres au diagnostic de pneumoconiose micronodulaire au stade 1, dont la possibilité constitue le but précis de cette recherche.

TABLEAU XVI.

Diagnostic optimum admis pour les clichés où le diagnostic correct était 1.

n°	35×35	10×12	7×7
19	1	X	1
24	1	X	1
30	1	2	2
32	1	X	X
35	1	1(X)	2
41	1	1	1
46	1(1)	1	X
49	1	X	X
50	1(X)	1	1

Le tableau XVI, où les chiffres entre parenthèses indiquent le protocole donné pour un second cliché éventuel du même ouvrier, indique le diagnostic optimum admis pour les divers clichés dans les 9 cas où le diagnostic correct était 1. Ce diagnostic ne fut posé que 4 fois sur 10 clichés de format 10×12 et 4 fois sur 9 clichés Odelca.

Il se peut que l'infériorité constatée pour les petits formats soit due moins à la grandeur du cliché qu'à la difficulté d'obtenir des documents parfaits avec la technique radiophotographique actuelle. Nos techniciens pourtant entraînés n'ont pas échappé à cet écueil.

β. Influence du type de format sur la dispersion des diagnostics individuels.

Nous ne nous étendrons pas sur ce point, qui a déjà été largement développé antérieurement (37).

Les petits formats exposent à une plus grande dispersion des diagnostics individuels et accroissent les tendances personnelles, qu'elles soient dans le sens optimiste ou pessimiste. Mais cette objection apparaît moindre que la précédente.

De plus, Lavenne et Patigny (39) ont prouvé que, sur petits formats, les clichés qui conduisent à un diagnostic moyen incorrect sont en même temps responsables d'une plus grande dispersion des diagnostics individuels.

Il existe donc des raisons de croire que la dispersion plus grande des diagnostics sur petits formats est liée à la qualité des clichés.

γ. Influence de l'habitude à un format déterminé sur les erreurs commises.

Les tableaux XVII et XVIII indiquent respectivement les s^2 bruts et corrigés obtenus pour les différents clichés par les divers lecteurs. Ceux-ci sont répartis en deux groupes selon leur plus ou moins grande habitude des radiophotographies. Les lecteurs E, J, C, D, F et P avaient une grande habitude des clichés 10×12 , B et N étaient de plus entraînés à lire des 7×7 ; A, G, I, K, M, O, H et L n'étaient par contre entraînés qu'à lire des grands formats.

Si l'on compare les s^2 bruts obtenus lors de la première séance dans les deux groupes d'observateurs, on constate que le premier groupe, entraîné aux petits formats (B, N, E, J, C, D, F, P), est en moyenne meilleur sur les grands formats sans référence à des clichés standards, ainsi que sur petits formats 10×12 et 7×7 , tandis que le second groupe l'emporte dans la lecture des grands formats avec comparaison. La différence entre les deux groupes n'est significative que pour les formats 10×12 . Elle l'est même au palier de confiance de 99 %, mais les résultats particulièrement mauvais des lecteurs I et M sont entièrement responsables de cette différence.

En ce qui concerne les s^2 corrigés, le second groupe, plus expérimenté en grands formats, l'emporte pour les 35×35 « comparés » et les 7×7 et dans ce dernier cas de façon significative au palier de 95 %, tandis que le premier groupe l'emporte sur grands formats et 10×12 mais de façon non significative. Pour les formats 10×12 , les erreurs des lecteurs I et M étaient donc essentiellement systématiques.

Lors de la seconde séance, il persiste en ce qui concerne les s^2 bruts trois différences significatives au palier de 95 %, l'une à l'avantage du second groupe dans la lecture des grands formats avec comparaison de clichés standards, les deux autres à l'avantage du premier groupe pour les radiophotographies tant de format 10×12 que 7×7 .

TABLEAU XVII.

Comparaison des s^2 bruts des médecins entraînés (les huit premiers) et non entraînés (les huit derniers) à la lecture de radiophotographies.

	Première séance				Deuxième séance			
	35×35 (C)	35×35	10×12	7×7	35×35 (C)	35×35	10×12	7×7
B	0,63	1,43	0,77	0,52	0,55	0,52	0,38	0,60
N	0,48	0,72	0,48	0,32	0,42	0,45	0,42	0,52
E	0,33	0,50	0,80	0,92	0,33	0,42	0,37	0,38
J	0,80	0,53	0,28	0,54	0,35	0,38	0,23	0,36
C	0,38	0,77	0,68	0,92	0,57	0,27	0,33	0,40
D	0,60	0,77	0,83	1,32	0,48	0,65	0,80	0,92
F	0,55	0,65	1,12	1,30	0,55	0,83	1,25	1,20
P	0,32	0,42	0,87	0,56	0,48	0,33	0,48	0,24
Moyenne	0,51	0,72	0,73	0,80	0,47	0,46	0,53	0,58
A	0,25	0,25	0,37	0,52	0,35	0,25	0,32	0,48
G	0,45	0,47	0,97	0,48	0,35	0,32	0,33	0,76
I	0,85	2,47	3,29	2,20	0,43	0,78	1,13	0,66
K	0,48	0,73	0,83	0,46	0,28	0,38	0,62	0,86
M	0,67	1,15	2,40	1,90	0,72	0,65	0,82	0,86
O	0,37	0,47	0,32	0,64	0,33	0,45	0,37	0,50
H	0,37	0,57	0,48	0,54	0,33	0,65	0,93	0,82
L	0,32	0,43	0,52	0,44	0,43	0,33	0,43	0,46
Moyenne	0,47	0,82	1,15	0,90	0,40	0,48	0,62	0,68

Pour les s^2 corrigés, il n'y a plus de différences significatives au palier de 95 % entre les deux groupes.

On peut donc conclure que, dans l'ensemble, l'habitude du petit format n'a pas amélioré la faculté des lecteurs de classer les clichés en fonction de la gravité de la pneumoconiose (s^2 corrigés), mais qu'elle a pourtant réduit les erreurs systématiques de lecture pour ces clichés. Lors de la seconde séance, les lecteurs du second groupe, non habitués au petit format, étaient en effet en moyenne les égaux de ceux du premier groupe pour les grands formats, mais avaient des s^2 bruts statistiquement supérieurs pour les radiophotographies.

avoir un entraînement à la lecture de ces radiophotographies à l'aide d'une loupe.

Par contre F, bien que très habitué aux petits formats, fait beaucoup plus d'erreurs sur les radiophotographies que sur les grands formats.

δ. Autres facteurs individuels influençant les résultats.

Les tableaux XVII et XVIII indiquent nettement l'intervention de nombreux facteurs à côté de l'habitude des lecteurs à un format déterminé.

Nous insisterons particulièrement sur les résultats du tableau XVIII, les s^2 corrigés représentant d'une manière non parfaite, mais la plus fidèle possible,

TABLEAU XVIII.

Comparaison des s^2 corrigés des médecins entraînés (les huit premiers) et non entraînés (les huit derniers) à la lecture de radiophotographies.

	Première séance				Deuxième séance			
	35 × 35(C)	35 × 35	10 × 12	7 × 7	35 × 35(C)	35 × 35	10 × 12	7 × 7
B	0,48	0,75	0,69	0,40	0,49	0,46	0,38	0,45
N	0,41	0,45	0,49	0,31	0,38	0,39	0,38	0,53
E	0,31	0,45	0,56	0,52	0,33	0,41	0,37	0,34
J	0,45	0,38	0,27	0,54	0,35	0,39	0,22	0,36
C	0,54	0,56	0,52	0,74	0,48	0,24	0,34	0,40
D	0,59	0,72	0,66	1,30	0,48	0,64	0,81	0,72
F	0,42	0,42	0,61	0,71	0,43	0,42	0,59	0,70
P	0,30	0,41	0,69	0,57	0,44	0,30	0,48	0,22
Moyenne	0,41	0,52	0,56	0,64	0,42	0,41	0,45	0,47
A	0,25	0,23	0,36	0,40	0,34	0,25	0,30	0,39
G	0,33	0,42	0,57	0,43	0,35	0,31	0,33	0,75
I	0,48	0,79	0,57	0,78	0,42	0,72	0,60	0,61
K	0,48	0,72	0,85	0,47	0,26	0,38	0,55	0,52
M	0,64	1,15	0,98	0,70	0,72	0,60	0,65	0,59
O	0,37	0,42	0,30	0,46	0,32	0,45	0,36	0,39
H	0,28	0,57	0,49	0,52	0,31	0,39	0,66	0,57
L	0,32	0,42	0,52	0,41	0,44	0,34	0,40	0,47
Moyenne	0,39	0,59	0,58	0,52	0,40	0,43	0,48	0,54

On est toutefois frappé par les différences entre les lecteurs. L'analyse des résultats individuels montre que, chez certains d'entre eux, l'habitude à un certain format a une influence indéniable.

Les deux cas les plus nets sont les lecteurs A et J. Le premier a, pour le grand format auquel il est habitué, des s^2 bruts et corrigés nettement moindres que pour les 10 × 12 ($P < 0,05$) et pour les 7 × 7 ($P < 0,01$). De son côté, J a des s^2 bruts et corrigés statistiquement moindres pour le format 10 × 12 auquel il est entraîné que pour les grands formats.

On doit également noter que, lors de la première lecture, les meilleurs résultats pour le format 7 × 7 furent obtenus par B et N, qui étaient les seuls à

la faculté d'un lecteur de classer les clichés en fonction de la gravité de la pneumoconiose.

A ce point de vue, A se montre pour l'ensemble des tests indiscutablement le meilleur. Lors de la première lecture sur grands formats sans comparaison, il était supérieur de façon significative au palier de 95 % à tous les autres lecteurs et l'était même au palier de 99 % vis-à-vis de B, N, E, G, D, I, K, M et H. Lors de la seconde lecture, il reste supérieur de façon significative ($P < 0,05$) à tous ses collègues sauf C, P, G, K et L, la différence entre lui et D, I et M restant significative au palier de 99 %. Même sur les radiophotographies, où il accuse nettement son manque d'habitude, il reste un des meilleurs.

Les différences entre A et M sont toutes significatives au palier de confiance de 99 %, sauf la lecture sur 7×7 le second jour, qui ne l'est qu'au palier de 95 %. Notons que, si A est statistiquement moins bon sur 7×7 que sur grand format, il reste sur petit format supérieur à la moyenne et supérieur à M de façon significative.

De même A est statistiquement meilleur que F (palier de 95 %) dans toutes les lectures, sauf le grand format comparé de la seconde séance, bien que F ait beaucoup plus que lui l'habitude des petits formats.

Les meilleurs s^2 bruts et corrigés obtenus par un lecteur à une des séances ont été légèrement inférieurs à 0,25. Cela correspond à une dispersion d'une demi-classe ; si la distribution des erreurs obéit à la loi de Gauss, cela signifie qu'il existe 95 % de chances de lire une radiographie entre une classe en dessous et une classe au-dessus du diagnostic correct. L'examen des protocoles des médecins ayant atteint pour certaines séances et certains formats un s^2 de l'ordre de 0,25 montre cependant qu'avec cette valeur de s^2 , les chances d'une erreur de deux classes sont pratiquement nulles et que l'appréciation précédente est quelque peu pessimiste. D'ailleurs les s^2 bruts et corrigés peuvent avoir été majorés par le fait que les écarts ont été calculés par rapport au diagnostic optimum et non par rapport au diagnostic moyen qui aurait été un nombre décimal ; la différence entre ces deux avis, souvent très petite, a été plus importante pour quelques clichés qui auront sans doute contribué à une majoration non négligeable des s^2 . Vu le caractère continu de l'évolution de la pneumoconiose et le découpage artificiel en cinq classes, il paraît difficile d'éviter cet inconvénient.

Des s^2 corrigés supérieurs à 1 peuvent sembler énormes, car ils signifient que certains lectures peuvent protocoler 0 ou 3 des radiographies classées 1. Ce type d'erreur a été réellement commis même sur cliché standard : un lecteur a classé la première fois 0 et la deuxième fois 3 une radiographie sur laquelle le diagnostic d'ensemble était 1. Il faut toutefois noter que les pneumoconioses de type « pinhead » ont été responsables du plus grand nombre d'erreurs importantes.

Un lecteur qui aurait voulu se compromettre au minimum dans son diagnostic, en n'adoptant que deux cotes (X et 2), afin de réduire au minimum les chances de se tromper de plus d'une classe, aurait pu ne pas dépasser un s^2 de 0,60. Il apparaît donc que les médecins dont le s^2 corrigé n'est pas significativement inférieur à 0,60 ne sont pas capables, en général ou pour un format déterminé, d'employer la classification en cinq catégories imposée dans ce test. Il aurait été préférable qu'ils se bornent à deux classes : « peu ou pas de micronodules » et « beaucoup de micronodules ».

Notons enfin que l'aide apportée par la collection type de clichés grands formats a été très variable de sujet à sujet. Lors de la seconde séance, seul le médecin I avait encore une s^2 corrigé significativement amélioré par la collection de clichés standards, tandis que chez H, seul le s^2 brut était abaissé, ce qui signifie que la collection type l'empêchait de commettre une erreur systématique, qui était chez lui par excès de sévérité.

c. Conclusions.

Pour faire correctement le diagnostic de pneumoconiose micronodulaire au stade 1, il faut donc à la fois avoir de bons clichés grand format et choisir de bons lecteurs. Bariety et collaborateurs (40) (41) ont également montré que les conditions de lecture, la compétence et l'entraînement du lecteur ont la même importance que le choix de la technique radiologique utilisée. Nos résultats, tout comme ceux plus récents de Battigelli et collaborateurs (42), montrent que l'accoutumance à un format déterminé est nécessaire pour obtenir le maximum de précision du diagnostic. Elle ne suffit toutefois pas, certains observateurs restant très imprécis malgré un long entraînement. La collection type de clichés, si elle permet à certains lecteurs peu entraînés de limiter les erreurs, n'est d'aucune utilité aux meilleurs lecteurs. Ceci est en accord avec les résultats de Fletcher et Oldham (43).

Cochrane (44), Garland (45), Clayson et collaborateurs (46), Yerushalmi (47), Bariety et collaborateurs (40) (41) ont insisté sur l'utilité de la double et même de la triple lecture indépendante pour réduire l'importance du facteur individuel dans le dépistage des anomalies radiologiques (principalement tuberculeuses) sur les radiophotographies. Il est certain qu'ici aussi des protocoles faits séparément par deux lecteurs, puis comparés ultérieurement, auraient sans doute réduit les erreurs. Mais l'examen des résultats montre que l'association de certains des lecteurs aurait certainement abouti à un résultat moins satisfaisant que celui obtenu par l'observateur A travaillant isolément.

Les différences considérables de qualité des observateurs, qu'un travail récent de Cancellà (48) met bien en évidence, peuvent être dues à des raisons physiologiques (acuité visuelle par exemple) ou à des causes psychologiques (type de mémoire, faculté d'attention, etc.), qu'il serait intéressant d'analyser, en vue d'une sélection plus judicieuse.

Signalons enfin que Battigelli (49) a montré qu'on diminue considérablement les erreurs de lecture dans les cas de pneumoconiose si on donne à protocoler non une radiographie prise au hasard mais une série de radiographies successives d'un même sujet. Cette dernière condition est normalement réalisée, quand on désire dépister la pneumoconiose au stade 1. On dispose alors de clichés pris

à intervalles plus ou moins longs. En Belgique, les ouvriers sont examinés tous les deux ans. On corrige particulièrement ainsi les erreurs dues à la mauvaise qualité de certains documents. Notre étude, dans laquelle les observateurs ont été placés dans des conditions particulièrement difficiles, ne doit par conséquent pas conduire à des conclusions trop pessimistes concernant les possibilités de diagnostic de la pneumoconiose micronodulaire au stade 1, sur clichés grand format.

5. — Entraînement des sauveteurs aux hautes températures.

A. Dépenses énergétiques nécessitées par les exercices d'entraînement.

A la demande de la Centrale de Sauvetage des Charbonnages du Bassin de Liège, M^{elle} A. Pelzer, licenciée en Education physique, et le Dr. D. Belayew ont étudié chez 3 sauveteurs les dépenses énergétiques nécessitées par certains exercices d'entraînement, avec port de l'appareil Dräger, notamment la station debout, la marche à plat, la marche latérale, la marche à 4 pattes, la marche courbée sous un toit de 1,50 m, la marche courbée sous un toit de 1,20 m et un step-test (15 montées et descentes par minute d'une marche de 0,25 m). L'appareil Dräger, d'un poids de 22 kg, fut porté sur le dos dans tous les cas, sauf dans la marche latérale, où il fut tenu latéralement.

a. Méthode de travail.

Les trois sauveteurs, dont l'examen cardio-pulmonaire était normal, ont été choisis de manière à représenter divers types morphologiques :

- 1.C. 34 ans, 1,65 m, 67 kg
- 2.D. 27 ans, 1,71 m, 67,5 kg
- 3.M. 26 ans, 1,81 m, 79 kg

Au cours de tous les efforts, ils ont été connectés au metabographe de Fleisch (50), dont l'air était enrichi en oxygène (teneur voisine de 50 %, contrôlée à l'appareil de Scholander et au nitrogen-meter) de manière à reproduire à ce point de vue les conditions du circuit fermé de l'appareil Dräger.

On a chaque fois mesuré ou calculé : ventilés par minute ;

- le débit ventilatoire ($\dot{V}$) : nombre de litres d'air
- la consommation d'oxygène ($\dot{V}_{O_2}$) : en cm³ par minute ;
- l'excrétion de CO₂ ($\dot{V}_{CO_2}$) en cm³ par minute ;
- l'équivalent respiratoire pour l'oxygène (E.R._{O₂}) : nombre de litres d'air ventilés par litre d'oxygène consommé ;

- l'équivalent respiratoire pour le CO₂ (E.R._{CO₂}) : nombre de litres d'air ventilés par litre de CO₂ excrété ;
- le quotient respiratoire (R) : rapport $\dot{V}_{CO_2}/\dot{V}_{O_2}$;
- la fréquence respiratoire (f) : nombre de respirations par minute ;
- le nombre total de kilocalories (kcal_{tot}) correspondant à la consommation d'oxygène, en admettant que la consommation de 1.000 cm³ d'oxygène amène le dégagement de 4,8 kcal ;
- le nombre de kilocalories correspondant à l'effort (kcal_{eff}) calculé en soustrayant de la consommation d'oxygène, la consommation de repos ; celle-ci a été évaluée à 300 cm³ pour les sujets 1 et 2 et à 350 cm³ pour le sujet 3 ;
- le nombre approximatif de kilogrammètres effectués (kgm) correspondant aux kcal_{eff}, en supposant un rendement de 20 %, chiffre communément admis. Comme 1 kcal = 425 kgm, 1.000 cm³ d'O₂ consommés correspondraient à 425 kgm × 4,8 = 2.040 kgm, si le rendement était de 100 %. Avec un rendement de 20 %, on obtient donc 408 kgm par litre d'oxygène consommé en plus du métabolisme de repos.

Toutes ces valeurs ont été calculées pour les positions de repos (debout ou assis), en prenant la moyenne de 5 minutes consécutives à partir du moment où la ventilation et la consommation d'oxygène étaient bien stabilisées.

Pour les épreuves d'effort, on a pris la moyenne de 3 minutes consécutives, à partir du moment où la ventilation et la consommation d'oxygène ont atteint un régime stable : en général, après la 3^e minute ou la 4^e minute d'effort. On n'a pas prolongé ces efforts au delà de 7 ou 10 minutes, de crainte de fatiguer exagérément le sujet et de fausser les mesures suivantes. Entre chaque exercice, un repos a été accordé pour permettre à la respiration de revenir à son régime de repos.

Il a été également possible d'apprécier le rendement des trois sujets. L'épreuve du step-test comporte la montée et la descente de 15 marches de 25 cm par minute. On admet d'ordinaire que le travail de la descente égale le tiers du travail de la montée. Ce step-test équivaut donc à une montée de 5 m par minute, avec une charge correspondant à 22 kg, soit un travail de 89 × 5 = 445 kgm pour les sujets 1 et 2, et un travail de 100 × 5 = 500 kgm pour le sujet 3. Nous avons vu qu'un litre d'oxygène en plus de la consommation de repos équivalait à 2.040 kgm avec un rendement de 100 %. Il est donc facile de calculer le rendement, connaissant la consommation d'oxygène :

$$C.: \frac{445}{(1,430 - 0,300) \times 2,040} = \frac{445}{2,305} = 19,6 \%$$

$$D.: \frac{445}{(1,465 - 0,300) \times 2,040} = \frac{445}{2,375} = 18,75 \%$$

$$M.: \frac{500}{(1,613 - 0,350) \times 2,040} = \frac{500}{2,580} = 19,4 \%$$

Ce rendement est donc très voisin des chiffres de 20 % communément admis et adoptés dans ces calculs.

b. Résultats.

Les résultats de ces exercices sont donnés dans le tableau XIX.

On peut constater que les résultats des mesures prises en position debout ou assise, avec ou sans appareil, sans travail actif, sont peu valables : la nervosité des sujets examinés et l'agitation dans la salle d'examen ont influencé ces mesures. Les résultats des autres épreuves sont plus valables. En fonction de ces données, on peut classer les différents exercices, par ordre de difficulté croissante :

- marche à plat : ± 200 kgm par minute ;
- marche courbée sous 1,50 m : ± 270 kgm par minute ;
- marche latérale : ± 380 kgm par minute ;
- quadrupédie : ± 460 kgm par minute ;
- step-test : ± 480 kgm par minute ;
- marche courbée sous 1,20 m : ± 670 kgm par minute, avec forte dispersion individuelle.

Hormis le cas des marches courbées, les résultats sont assez semblables chez les trois sujets. Certains exercices sont influencés plus que d'autres par une des deux variables :

- le poids : même le métabolisme imposé par la marche à plat dépend du poids, mais celui-ci exerce une influence considérable sur le résultat des step-tests, le nombre de kgm étant ici directement proportionnel au poids du sujet et de son appareil ;
- la taille : elle a une influence très nette sur les marches courbées : plus la taille est élevée, plus l'exercice est difficile. Le sujet le plus grand (M) a été obligé, pour la marche courbée sous 1,20 m, d'adopter la « marche en canard » et l'exercice, extrêmement fatigant, a dû être interrompu après 5 minutes au lieu des 7 minutes prévues ; son travail correspond à 804 kgm, alors que celui de C (sauveteur le plus petit) n'était que de 480 kgm.

B. Taux des éosinophiles sanguins et réaction de Donaggio au cours des entraînements aux hautes températures.

La physiopathologie du travail à la chaleur a fait l'objet de nombreuses études. Il est en effet devenu

évident que l'exposition à de hautes températures peut considérablement modifier les réactions de l'organisme appelé à fournir un grand effort physique.

Il serait par conséquent souhaitable que le contrôle médical des sauveteurs dans les mines de charbon puisse disposer d'une épreuve facile à exécuter, susceptible d'évaluer le degré de fatigue entraîné par la combinaison de l'effort physique et de la lutte pour la thermorégulation.

La réaction de Donaggio (51) a souvent déjà été employée dans le but de mesurer la fatigue physique. On a d'autre part contesté ses rapports directs avec le phénomène de la fatigue physique proprement dite (52), et on a parfois voulu y voir une mesure de la concentration urinaire induite par la réduction de la diurèse sous l'effet de l'effort. Dans le même ordre d'idées, la littérature fait souvent état de l'effet nocif de l'effort physique sur la fonction rénale. Gardner a même pu décrire (53) une « pseudonéphrite athlétique » avec signes d'irritation rénale observables dans le sédiment urinaire. Enfin, la chaleur seule (54) et surtout la chaleur combinée à l'effort physique (55) peuvent profondément affecter le fonctionnement rénal et produire un sédiment urinaire pathologique.

Il était donc intéressant de rechercher, non seulement la répercussion du travail à la chaleur sur la positivité de la réaction de Donaggio, mais encore la part prise, dans ses modifications, par la réduction de la fonction rénale. Parallèlement, il paraissait désirable de se faire une idée de l'ampleur du stress physique induit par le travail à la chaleur, en s'adressant à la chute bien connue du taux des éosinophiles circulants sous l'effet de la stimulation du cortex surrénalien.

Ces recherches ont fait l'objet d'un travail de M.-Th. Heremans et P. Leyh (56).

a. Matériel et méthodes.

Seize volontaires de sexe masculin, tous en bonne santé et parfaitement entraînés aux hautes températures, ont eu à effectuer trois sortes d'épreuves physiques.

Les épreuves de la série I ne duraient qu'une heure, mais s'effectuaient dans des conditions thermiques particulièrement pénibles. La température sèche était de $+46,5$ à $+47$ °C, et la température humide de $+36$ °C. L'effort physique consistait uniquement en une marche à plat, à la vitesse de 4,5 km/h, avec 10 minutes de repos vers le milieu de l'exercice.

Les épreuves de la série II comportaient un effort physique beaucoup plus considérable et plus varié, d'une durée totale de deux heures. Par contre les conditions de température étaient moins sévères, l'exercice se faisant à une température sèche de $+43$ °C et à une température humide de $+31$ °C.

TABLEAU XIX.

Données respiratoires et dépenses énergétiques au cours d'exercices de sauvetage.

	$\dot{V}$ l/min	$\dot{V}_{O_2}$ cm ³ /min	$\dot{V}_{CO_2}$ cm ³ /min	E.R. _{O₂}	E.R. _{CO₂}	R	f	kcal _{tot}	kcal _{eff}	kgm
Debout sans appareil (2 ^e jour)										
C.	9,7	356	348	27,2	27,9	0,98	12			
D.	11,8	408	356	28,9	33,1	0,87	21			
M.	10,0	388	356	25,8	28,1	0,92	15			
Assis avec appareil (3 ^e jour)										
C.	9,3	324	332	28,7	28,0	1,02	12			
D.	8,3	320	288	26,0	34,6	0,90	17			
M.	11,3	440	396	25,7	28,6	0,90	16			
Debout avec appareil (1 ^{er} jour)										
C.	14,6	405	365	36,0	40,0	0,90	14			
D.	11,4	392	350	29,1	32,6	0,89	21			
M.	9,7	416	368	23,3	26,4	0,86	16			
Debout avec appareil (2 ^e jour)										
C.	9,9	408	328	24,3	30,2	0,81	12			
D.	12,8	428	320	29,9	31,5	0,98	21			
M.	13,4	475	508	28,2	26,5	0,93	17			
Marche à plat avec appareil (1 ^{er} jour)										
C.	18,6	755	620	24,6	30,0	0,79	22	3,620	2,182	186
D.	18,9	735	642	25,7	29,4	0,87	27	3,525	2,085	177
M.	20,0	900	733	22,2	27,2	0,82	21	4,315	2,640	224
Moyenne	19,2	797	665	24,2	28,9	0,83	23	3,820	2,302	196
Marche latérale avec appareil (3 ^e jour)										
C.	30,0	1.260	1.100	23,8	27,2	0,87	24	6,045	4,605	392
D.	25,6	1.075	833	23,8	30,7	0,78	28	5,155	3,720	316
M.	31,3	1.390	1.140	22,5	27,5	0,82	26	6,675	4,895	416
Moyenne	28,9	1.242	1.024	23,4	28,5	0,82	26	5,958	4,407	375
Quadrupédie avec appareil (3 ^e jour)										
C.	34,4	1.460	1.390	23,5	24,7	0,95	23	7,005	5,560	473
D.	33,0	1.213	1.060	27,2	31,1	0,87	33	5,830	4,380	372
M.	35,2	1.655	1.405	21,3	25,0	0,85	25	7,945	6,255	532
Moyenne	34,2	1.443	1.285	24	26,9	0,89	27	6,927	5,398	459
Marche courbée (1,50 m) avec appareil (1 ^{er} jour)										
C.	20,6	780	685	26,4	30,1	0,88	24	3,740	2,302	196
D.	25,4	915	820	27,7	31,0	0,90	30	4,390	2,953	251
M.	26,5	1.210	1.045	21,9	26,4	0,87	23	5,805	4,130	351
Moyenne	24,2	968	850	25,3	29,2	0,88	26	4,650	3,128	266
Marche courbée (1,20 m) avec appareil (2 ^e jour)										
C.	30,3	1.480	1.195	20,5	25,4	0,81	22	7,100	5,670	481
D.	53,0	2.040	1.870	25,9	28,3	0,92	34	9,790	8,350	710
M.	59,0	2.320	2.250	25,4	26,2	0,97	33	11,125	9,445	804
Moyenne	47,4	1.947	2.772	23,9	26,6	0,90	30	9,338	7,821	665
Step-test avec appareil (2 ^e jour)										
C.	25,6	1.430	1.095	17,9	23,4	0,77	15	6,860	5,420	401
D.	31,3	1.465	1.175	21,3	26,6	0,80	27	7,040	5,595	475
M.	36,2	1.613	1.385	22,5	26,1	0,86	26	7,750	6,060	515
Moyenne	31,0	1.503	1.218	20,6	25,4	0,81	23	7,217	5,692	484

Les épreuves de la série III étaient identiques à celles de la série II, du point de vue de l'effort physique. Elles se déroulaient par contre à la température ordinaire, soit à une température sèche de $+22^{\circ}\text{C}$ et à une température humide de $+15^{\circ}\text{C}$.

La numération des éosinophiles sanguins fut effectuée sur sang capillaire prélevé à la pulpe du doigt, immédiatement avant et immédiatement après l'exercice.

Pour chaque sujet, trois mesures de la diurèse furent effectuées : avant l'exercice (le calcul s'établissant sur une durée de deux heures), pendant l'exercice et pendant une phase de récupération de deux heures (en position assise), suivant l'exercice.

La réaction de Donaggio fut effectuée sur tous les échantillons d'urine recueillis au cours de ces épreuves. Les auteurs se sont servis d'une microméthode, récemment mise au point par eux (57). Cette technique utilise comme réactif une solution tamponnée de bleu de toluidine et la réaction s'effectue sur une lame à agglutination du modèle employé en hématologie. Le test permet une lecture rapide et quantitative, dont le résultat peut s'exprimer, soit en termes de concentration (Unités-Donaggio par cm^3), soit en termes d'excrétion de substances actives (Unités-Donaggio par minute). Chez le sujet normal, au repos, la réaction de Donaggio, en termes de concentration, ne dépasse qu'exceptionnellement 5 UD/ cm^3 .

b. Résultats.

L'ensemble des résultats est consigné à la fig. 10. Seules les valeurs moyennes y sont représentées.

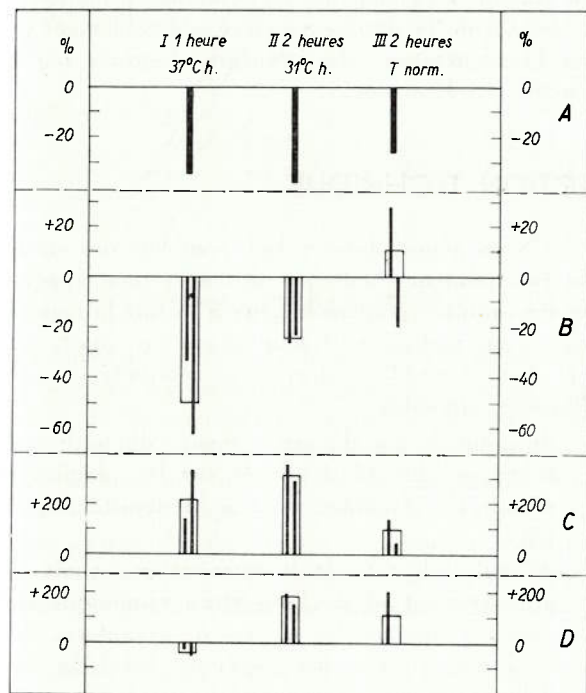


Fig. 10. — Variations moyennes des éosinophiles (A), du débit urinaire (B), de la réaction de Donaggio en termes de concentration (C) et de la réaction de Donaggio en termes de débit (D) au cours des trois séries d'exercices.

α. Variations du taux des éosinophiles sanguins.

A de rares exceptions près, une chute significative du taux des éosinophiles sanguins fut constatée chez tous les sujets, et ce, pour chacun des trois types d'exercice. Une étude statistique préalable avait permis de fixer à 88 % du taux initial, le taux final que devaient atteindre les éosinophiles pour que leur chute puisse être considérée comme significative.

Le travail physique à lui seul (série III), effectué à température ordinaire, suffit à entraîner une chute nette et significative du taux des éosinophiles sanguins. Le même travail effectué à haute température (série II) accroît cette chute de -24% à -38% , différence significative au point de vue statistique. Dans la série I (chaleur seule), la chute des éosinophiles était légèrement supérieure à celle de la série III (-34%), ce qui constitue une preuve de l'importance du facteur température. En effet, l'effort demandé pour la Série I était relativement minime en comparaison avec celui correspondant à la Série III.

β. Variations du débit urinaire.

Dans la figure 10, pour chaque valeur moyenne représentée, la colonne pleine de gauche correspond au comportement du débit urinaire pendant la phase d'effort, comparé à la valeur de base établie avant l'effort ; la colonne pleine de droite correspond à la variation du débit enregistrée pendant la phase de récupération, en comparaison avec cette même valeur de base. Enfin, le rectangle qui encadre les deux colonnes représente le comportement global du débit urinaire, tel qu'il peut se mesurer sur l'ensemble de la phase d'effort et de la phase de récupération.

La réduction du débit urinaire pendant l'effort physique et la réduction au moins aussi importante produite par l'exposition à la chaleur sont des notions classiques. Il ne faut donc pas s'étonner de les retrouver au cours de ces expériences, en particulier là où l'effort et la chaleur ont combiné leurs effets.

Il est cependant manifeste que la composante « effort » doit avoir été relativement insignifiante au cours des exercices II et III, puisque dans la Série III, où l'effet « température » était absent et où l'effet « effort » seul pouvait jouer, le débit urinaire a subi des modifications totales insignifiantes. Cette notion est confirmée par le fait que dans la Série I, où l'effet « température » était maximal, l'inhibition de la diurèse s'est fait particulièrement sentir.

On notera également le caractère prolongé de ces réductions de la diurèse ; deux heures après cessation de l'exposition à la chaleur et de l'effort physique, la fonction rénale n'était pas encore revenue à sa valeur de base.

γ. Variations de la réaction de Donaggio.

En termes de concentration, la positivité de la réaction de Donaggio s'accroît de façon particulièrement sensible au cours d'épreuves combinant les effets de la chaleur et de l'effort physique (Série II). L'effort physique seul (Série III) ou la chaleur seule (Série I) ont un effet moindre, encore que l'influence de la chaleur paraisse primer celle de l'effort physique. Ces résultats, en particulier en ce qui concerne l'effet de l'effort physique, concordent bien avec l'assimilation classique de la réaction de Donaggio à un « test de fatigue ».

En termes d'excrétion, il apparaît clairement que le débit urinaire joue un rôle important dans la positivité de la réaction de Donaggio, comme d'autres auteurs (52) l'avaient pressenti. Ainsi, après correction par le débit urinaire, l'exercice du type I n'a pas modifié de façon significative l'excrétion de substances « Donaggio-actives », alors que la « positivité » de la réaction s'accroît dans une mesure notable. A l'autre extrême, on retrouve la série III, où le débit urinaire n'a pratiquement pas changé ; ce n'est que dans ce dernier cas que la hausse de la réaction, exprimée en termes de concentration, représente fidèlement l'augmentation de l'excrétion des substances provoquant la réaction de Donaggio.

Ces données sur la réaction de Donaggio conduisent à penser que celle-ci ne constitue une mesure valable de la « fatigue » que dans les cas particuliers où le débit urinaire n'a pas été exagérément réduit au cours de l'épreuve imposée. C'est le cas dans la plupart des épreuves sportives, ainsi que dans le travail effectué à température ordinaire. Par contre, cette même réaction de Donaggio peut donc être considérablement faussée, dans le sens d'une négativité trompeuse, lorsque des sudations exces-

sives provoquées par le travail à la chaleur ont eu un effet prononcé sur le débit urinaire. Il est possible que l'extension de la période de collecte des urines sur une durée beaucoup plus longue que les deux heures de récupération adoptées dans la présente étude aurait permis d'enregistrer une excrétion accrue des substances donnant la réaction de Donaggio. Mais on s'éloignerait ainsi des conditions exigées pour un test de fatigue réellement pratique.

c. Conclusions.

Le travail à la chaleur a donc des répercussions physiologiques profondes, dont la chute des éosinophiles sanguins, la chute du débit urinaire pendant une période prolongée et l'accroissement de l'excrétion des substances responsables de la réaction de Donaggio des urines sont des éléments faciles à mesurer.

Dans l'ensemble, le facteur « température » paraît jouer un rôle plus important que le facteur « effort physique ».

En ce qui concerne la réaction de Donaggio, celle-ci ne peut être considérée comme exprimant valablement l'excrétion urinaire accrue au cours de la fatigue de certaines substances dites « Donaggio-actives » que dans la mesure où l'épreuve physique n'a pas eu de répercussions trop importante sur le débit urinaire ; c'est probablement le cas pour la plupart des épreuves sportives et pour le travail effectué à la température ordinaire. Par contre, lors du travail à la chaleur, la réduction profonde et prolongée de la diurèse vient considérablement gêner l'interprétation des données fournies par la réaction de Donaggio.

II. — TRAVAUX DE LA SECTION TECHNIQUE

1. — Lutte contre les poussières.

A. Analyse des poussières. Conimétrie.

a. Indice de nocivité des empoussiérages. Validité des mesures faites au précipitateur thermique.

Devant les difficultés quasi insurmontables rencontrées lorsqu'on veut comparer les résultats des mesures de l'empoussiérage de l'air faites par des organismes différents, nous avons repris une idée, émise par nos collègues français, il y a quelques années (58), qui consiste à déterminer la quantité « efficiente » de quartz et à rapporter les empoussiérages à une échelle de repérage par application d'une formule dans laquelle interviennent la concentration en particules, la teneur en quartz et une constante, fonction des modes de prélèvement et d'examen adoptés (59).

α. Nous avons, dans ce but, complété nos études du précipitateur thermique utilisé comme appareil de semi-routine pour rechercher à la fois la concentration en particules et leur teneur en quartz (2) (4). Cet ensemble de travaux a comporté les subdivisions suivantes :

- du point de vue du prélèvement : durée du prélèvement, densité de dépôt sur les plaques et erreurs de comptage dues à la densité du dépôt ;
- du point de vue de la numération : choix du grossissement et de l'ouverture numérique des objectifs, limites des classes de comptage, dissociation ou non des agrégats, précision des déterminations ;
- du point de vue de l'analyse qualitative des poussières : validité et reproductibilité des dosages minéralogiques du quartz présent dans les

particules déposées sur les plaques du précipitateur thermique.

Les essais en vue de déterminer l'influence de la « densité de dépôt » ont été faits en comparant les valeurs fournies par deux précipitateurs thermiques de même fabrication, placés côte à côte, aspirant de l'air poussiéreux à la même vitesse, mais dont l'un prélevait en continu pendant que l'autre effectuait plusieurs prélèvements dits discontinus. Chaque essai a été répété en permutant les appareils pour annuler la perturbation éventuelle due à une position préférentielle de l'un des instruments par rapport à l'autre. Toutes les plaques ont été examinées sur fond clair au moyen d'un microprojecteur de grossissement global 1.000 X, équipé d'un objectif à immersion d'ouverture numérique 1,3 et de pouvoir de résolution voisin de $0,2 \mu$. Les numérations ont été faites dans des « traverses » d'une largeur de 40μ situées à mi-distance entre le milieu et l'extrémité de chaque trait du prélèvement. La comparaison de quelques courbes granulométriques reproduites à la figure 11 montre que, en opérant avec

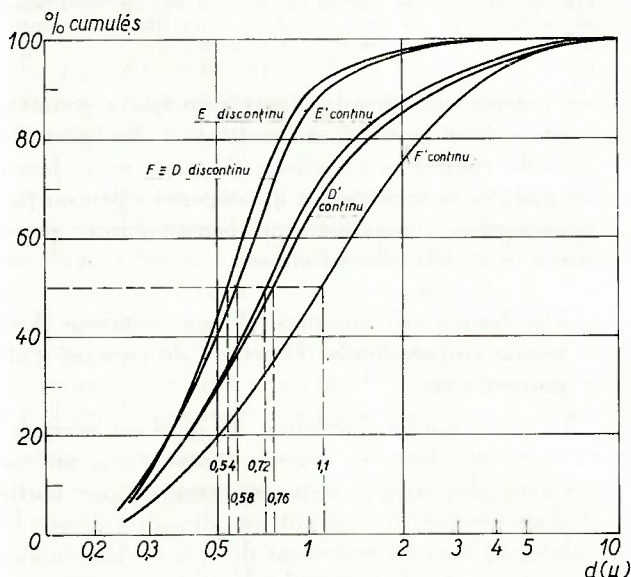


Fig. 11. — Courbes granulométriques cumulatives de prélèvements continus et discontinus.

le même appareil de prélèvement et le même microprojecteur au même grossissement, le diamètre médian des particules d'un nuage poussiéreux change suivant la durée du prélèvement et suivant qu'on dissocie ou non les agglomérats. Le simple fait de prélever trop longtemps modifie donc la granulométrie apparente d'un nuage poussiéreux parce qu'il y a superposition des particules qu'on ne parvient pas à dissocier à fort grossissement même avec un objectif de pouvoir de résolution égal à $0,2 \mu$ (60). L'erreur la plus importante cependant provient de l'écart enregistré entre les concentrations trouvées : la superposition des particules entraîne une majoration apparente du nombre de particules supérieures à 3μ , mais une diminution du nombre de particules

de 5 à 1μ et de 5 à $0,5 \mu$. Nous avons déterminé l'erreur de comptage due à la densité de dépôt, à la dissociation ou à la non-dissociation des agrégats pour l'ensemble des particules (apparentes) comprises notamment entre 5 et $0,5 \mu$. Pour ce faire, nous avons comparé le nombre moyen de particules dénombrées par champ pour chaque essai en discontinu au nombre trouvé, d'une part, durant l'essai continu correspondant et, d'autre part, au nombre qu'on aurait dû théoriquement trouver sur le prélèvement continu (compte tenu des débits d'air aspirés) s'il n'y avait pas eu ni superposition ni modification de la granulométrie des particules. Ces valeurs sont reportées graphiquement à la figure 12 ; l'allure des courbes indique clairement que,

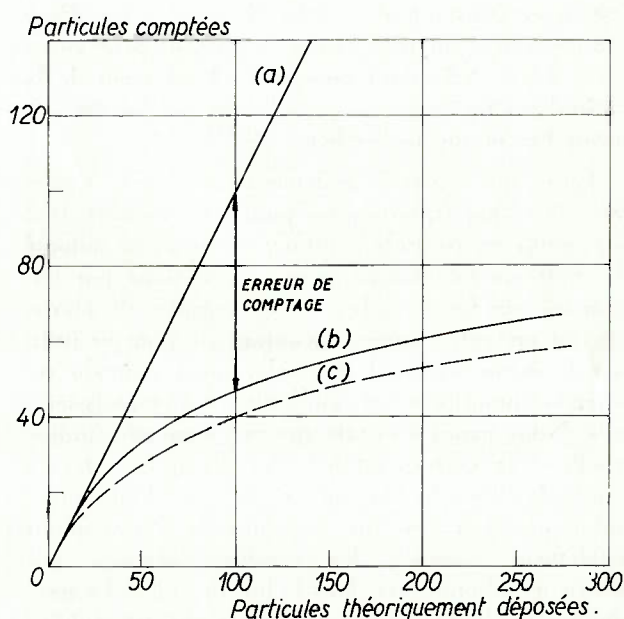


Fig. 12. — Erreur de comptage due à la densité de dépôt et à la non dissociation des agrégats dans la classe $5-0,5 \mu$:

- (a) : particules par champ, sans superposition et sans modification de granulométrie.
- (b) : particules par champ dénombrées avec dissociation des agrégats.
- (c) : particules par champs dénombrées sans dissociation des agrégats.

dans le domaine des concentrations étudiées et pour des granulométries du même ordre (courantes dans les mines de charbon), l'erreur dans la numération des particules de 5 à $0,5 \mu$ croît avec la durée du prélèvement. Nous dénombrons donc toujours plus de particules entre 5 et $0,5 \mu$ en adoptant la technique des nombreux prélèvements discontinus. Pour des poussières minières du même genre, nous trouvons respectivement $2,4$; $3,8$ et environ 6 fois plus en dissociant les agrégats et $2,8$; $4,4$ et environ $7,5$ fois plus sans dissocier les agrégats par rapport à ceux qui prélèvent 5 , 10 , 20 fois plus d'air, à volume aspiré par minute identique. Cette différence est due, non pas à un autre mode d'examen, mais uniquement à un mode d'emploi fondamentalement

différent d'un instrument de prélèvement considéré comme appareil étalon.

Quant à la numération proprement dite des particules, c'est-à-dire grossissement du microscope, choix des objectifs, ..., l'essentiel de nos constatations a été résumé dans ces colonnes l'année dernière (2). Rappelons toutefois que, en utilisant des grossissements qui sont dans le rapport de 1 à 5, les valeurs trouvées peuvent être dans le rapport de 1 à 20 lorsqu'on compte les particules inférieures à $5\ \mu$ sans préciser la limite inférieure. Par contre, si l'on se fixe une limite inférieure de dénombrement, par exemple $0,5\ \mu$, on trouve que le rapport entre le nombre de particules de 5 à $0,5\ \mu$ au grossissement $1.000\times$ et le nombre de particules $< 5\ \mu$ au grossissement $500\times$ (objectif à sec d'O.N. $0,85$) est assez constant, de l'ordre de $1,4 \dots 1,5$. Pour un grossissement plus faible, ce rapport peut varier de 3 à 11, dépendant presque exclusivement de la granulométrie du nuage poussiéreux qui est précisément l'inconnue recherchée.

En ce qui concerne la détermination de la teneur en silice libre (quartz) des poussières captées, tout au moins en contrôle routinier, nous avons adopté la méthode minéralogique des colorations par immersion sur fond sombre et en contraste de phase, ce qui présente l'énorme avantage de pouvoir utiliser le même appareil de prélèvement pour la recherche quantitative et qualitative des empoussiérages. Nous avons constaté que, en « marche industrielle », la correspondance des résultats entre la méthode chimique classique et cette méthode minéralogique était plus que satisfaisante. Nous avons également comparé les résultats obtenus par plusieurs laborantines dans le but de voir si l'appréciation de la coloration apparente du minéral recherché (le quartz) n'était pas trop subjective et avons trouvé que les différences entre chaque groupe d'essais n'étaient pas statistiquement différentes de zéro au palier de confiance de 95 % (60).

β . Comme deuxième étape vers l'appréciation de la « nocivité » des empoussiérages miniers, nous avons défini une gamme de concentrations présumées sans danger ou peu dangereuses, en recherchant une courbe « limite » sur un diagramme comportant, en abscisses, les teneurs en quartz et, en ordonnées, les concentrations en particules de 5 à $0,5\ \mu$ (fig. 13). Cette courbe a été déterminée en tenant compte des règles en usage dans d'autres pays, mais elle ne vaut qu'à la condition d'observer en tous points notre technique de prélèvement et d'examen telle qu'elle a été exposée dans une récente publication de l'Institut d'Hygiène des Mines (60). Cette courbe limite est un repère correspondant à un indice de « seuil » que nous prenons égal à 5 pour qu'il reste comparable à l'indice coniotique français. Nous recherchons à l'heure actuelle

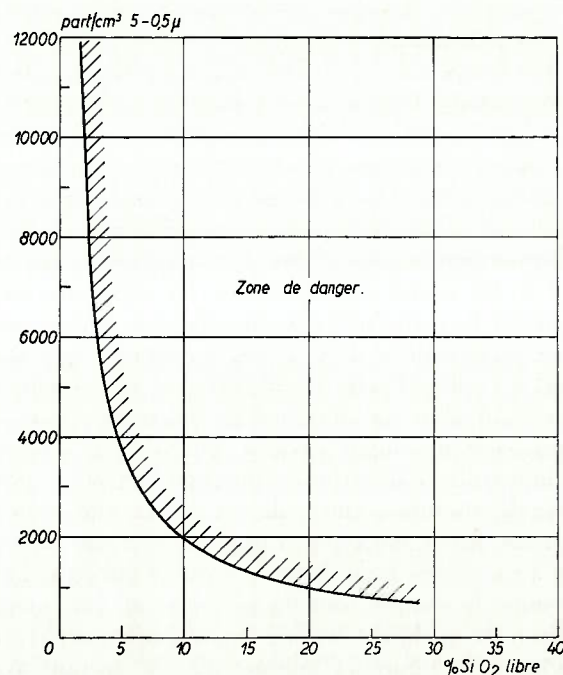


Fig. 13. — Zone de danger en fonction de la concentration en particules et de leur teneur en silice libre (voir interprétation dans le texte).

les indices correspondant aux principaux résultats trouvés dans la mise en application des procédés de lutte contre les poussières de manière à classer les ambiances minières en 4 catégories : peu ou pas poussiéreuses, moyennement poussiéreuses, poussiéreuses et très poussiéreuses.

b. Rendement de captation du précipitateur thermique en fonction de la vitesse du courant d'air poussiéreux.

Le précipitateur thermique, tel qu'il est normalement utilisé dans les galeries souterraines, prélève les particules en suspension en aspirant une partie de l'air poussiéreux suivant une direction perpendiculaire au sens d'écoulement de l'air de ventilation. Il va de soi que les particules les plus grossières, entraînées par le courant d'air, échappent ainsi au prélèvement. Cette perte devrait théoriquement s'accroître lorsque la vitesse de l'air augmente. Des expériences ont été faites en laboratoire pour apprécier le rendement de captation du précipitateur thermique et examiner, en fonction de la vitesse du courant d'air, la variation de granulométrie « apparente » qui en résulte. Ces essais ont été effectués dans notre chambre à poussières (fig. 14) en utilisant des particules charbonneuses assez grossières, de diamètre médian environ 2 fois plus grand que celui trouvé dans les chantiers mécanisés actuels, et en faisant varier la vitesse du courant d'air de $0,4$ à $3\ \text{m/s}$, cette dernière vitesse étant supérieure à celle qui est généralement atteinte dans les galeries de retour d'air à une vingtaine de mètres de la tête de taille. Les premières expérimentations ont

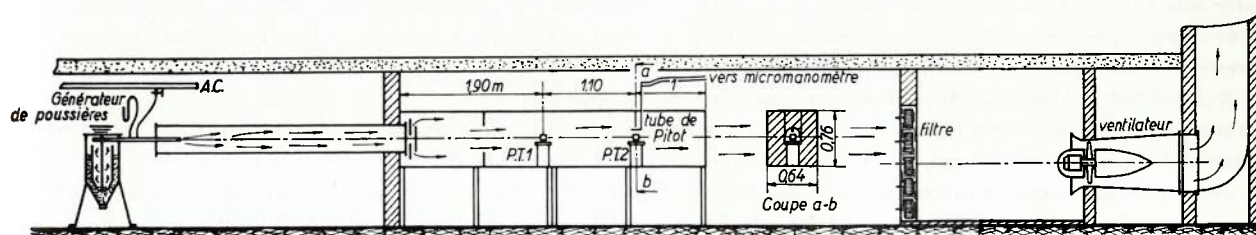


Fig. 14. — Chambre à poussières de l'Institut d'Hygiène des Mines.

été réalisées à un niveau de concentration très élevé, correspondant à plus de 40.000 particules par cm^3 d'air entre 5 et $0,5 \mu$. Ces circonstances particulières : particules grossières, fortes concentrations et vitesse de l'ordre de 3 m/s sont favorables à la mise en évidence d'une chute de rendement si une telle variation existe et est décelable dans la classe granulométrique qui nous intéresse.

Les poussières ont donc été prélevées simultanément à débit constant et après permutation des appareils de prélèvement aux deux stations PT1 et PT2 (fig. 14), les empoussiérages étant en principe constants en PT1, station de référence, tandis que nous faisons varier la vitesse du courant d'air en PT2 par rétrécissement de la section au droit du deuxième appareil de prélèvement (dispositif simple, suffisant pour des essais préliminaires).

α . La variation de granulométrie, en fonction de la vitesse du courant d'air, a été recherchée dans le cas d'une concentration initiale de 52.755 ± 8.090 particules/ cm^3 supérieures à $0,2 \mu$, de diamètre médian égal à $1,25 \mu$. La perte relative en particules, exprimée en % du nombre de particules trouvé à la station de référence, est traduite graphiquement à la figure 15 pour les catégories de poussières, su-

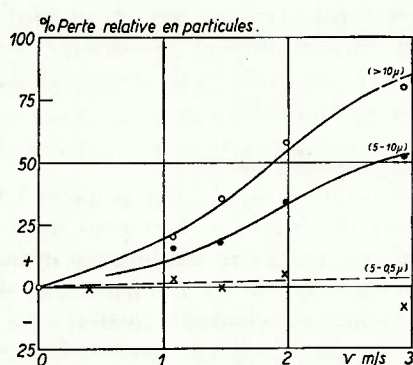
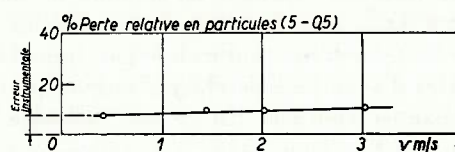


Fig. 15. — Variation de la granulométrie des poussières captées au précipitateur thermique en fonction de la vitesse du courant d'air.

périeures à 10μ , comprises entre 10 et 5μ et comprises entre 5 et $0,5 \mu$. Dans les classes granulométriques $> 10 \mu$ et de 10 à 5μ , on enregistre effectivement des pertes relatives de 20 % et 10 % lorsque la vitesse passe de $0,4$ à 1 m/s, 55 % et 35 % lors-

que la vitesse atteint 2 m/s, 85 % et 55 % lorsque la vitesse atteint 3 m/s, mais la variation de granulométrie dans la catégorie $5 - 0,5 \mu$ ne peut être mise en évidence d'une manière significative.

β . La variation de la concentration en particules de $5 - 0,5 \mu$ a été étudiée au cours de deux séries d'essais faites à des concentrations initiales de 52.755 ± 8.090 particules/ $\text{cm}^3 > 0,2 \mu$ de diamètre médian $1,25 \mu$ et 56.185 ± 8.060 particules/ $\text{cm}^3 > 0,2 \mu$ de diamètre médian $1,35 \mu$. Ces nuages poussiéreux contenaient respectivement 40.288 et 43.617 particules/ cm^3 de 5 à $0,5 \mu$, soit environ 42.000 en moyenne. Comme le montre le diagramme de la figure 16 sur lequel nous avons indiqué la


 Fig. 16. — Variation de la concentration en particules de 5 à $0,5 \mu$ mesurée au précipitateur thermique en fonction de la vitesse du courant d'air.

perte moyenne en % du nombre de particules de 5 à $0,5 \mu$ mesuré à la station PT1, les écarts trouvés entre concentrations à la station PT2 aux vitesses $0,5 - 1 - 2$ et 3 m/s sont inférieurs aux écarts constatés entre appareils théoriquement identiques opérant dans des conditions comparables, l'erreur instrumentale étant ici de l'ordre de 7,5 %.

En conséquence, même dans des empoussiérages forts, constitués de particules charbonneuses assez grosses, la concentration en poussières de 5 à $0,5 \mu$ n'est pas affectée d'une manière significative lorsque la vitesse du courant d'air atteint 3 m/s.

c. Etude des empoussiérages en relation avec l'activité professionnelle et l'anamnèse médicale d'ouvriers mineurs.

Cette recherche est la poursuite des travaux que nous avons entrepris depuis la fin de 1956 au Charbonnage de Houthalen sous l'appellation : « Prélèvements de poussières sur une longue période dans un charbonnage témoin ». Au point de vue de l'organisation matérielle de ce travail, il y a lieu de

signaler que les quelque 300 prélèvements au précipitateur thermique effectués chaque mois par les mesureurs des charbonnages sont comptés régulièrement à l'Institut d'Hygiène des Mines et que, en moyenne, une plaque de prélèvement sur deux est soumise à l'analyse minéralogique suivant la méthode des colorations par immersion sur fond sombre et en contraste de phase. Le contrôle de la bonne exécution des comptages exige environ vingt doubles numérations par mois faites par des opératrices différentes et, en plus des comptages routiniers globaux de 5 à 0,5 μ , nous faisons par mois également de 80 à 100 doubles numérations entre 5 - 1 μ et 5 - 0,5 μ , pour déterminer la finesse des particules captées. Les prélèvements effectués durant l'année dans les travaux souterrains se répartissent comme suit :

- dans les chantiers d'abattage : 1.035 aux postes d'abattage, 373 pendant les postes de nettoyage, déplacement des installations et 637 pendant les postes de remblayage - foudroyage ;
- dans les travaux préparatoires : 274 pendant le forage des mines, 215 pendant le minage, 451 pendant le chargement des déblais ; 95 pendant le claveutage et 331 pendant la pose du soutènement provisoire.

Tous les résultats exprimés en nombre de particules de 5 à 0,5 μ , avec mention du pourcentage en quartz, ont été reportés quinzaine par quinzaine, sur les cartes d'anamnèse de chaque ouvrier présent dans le chantier contrôlé. En ce qui concerne les travaux préparatoires au rocher, une moyenne pondérée est faite qui tient compte de l'importance de chacune des phases dans le cycle complet du creusement. Le fichier tenu par les charbonnages permet de connaître la fonction exacte de l'ouvrier ; le service médical du charbonnage, au moyen d'un code secret, approprié, y indique ses observations aux points de vue radiographie, examen clinique et épreuves fonctionnelles pulmonaires, de sorte que toutes les données professionnelles et médicales sont consignées et conservées en vue de leur exploitation ultérieure après un nombre suffisant d'années de contrôle.

Durant l'année 1960, nous avons calculé, à partir des résultats de chaque quinzaine, les empoussiérages moyens subis en 1959 par les ouvriers du fond. Par suite des nombreux jours chômés, il nous a fallu tenir compte des postes réellement prestés par quinzaine pour déterminer la moyenne annuelle de chaque individu.

Certaines constatations méritent d'être signalées : on note cette année une diminution du rendement de la lutte contre les poussières par suite de l'irrégularité des prestations et des nombreux arrêts de plusieurs jours consécutifs. Cette baisse de l'efficacité de la prévention se traduit par une majoration des « indices » poussières par rapport aux valeurs

trouvées l'année précédente, tout en restant cependant inférieurs à la valeur limite 5, admise comme seuil.

En ce qui concerne les travaux préparatoires, les fronts qui sont ventilés par canars dont la prise est à proximité du puits d'entrée (où il n'y a pas de pollution due au transport), sont ceux qui ont l'empoussiérage de base le plus faible et sont, par conséquent, les plus salubres. L'année dernière, nous constatons que la concentration moyenne finale pour un de ces boueux, toutes opérations comprises, était 3,75 fois moindre que la moyenne générale de 12 autres préparatoires aussi importants. Cette année, ce même boueux est 2,4 fois moins empoussiéré que la moyenne de 5 autres, ce qui dénote une meilleure prévention à front de ces derniers travers-bancs. Contrairement à ce que nous notions l'année dernière, les empoussiérages spécifiques des diverses phases du travail en boueux sont plus différenciés : chargement et claveutage notamment produisent en général moins de poussières qu'auparavant grâce à un arrosage plus systématique. L'influence de la longueur du trajet dans les galeries d'entrée d'air est manifeste lorsqu'on compare les chiffres suivants (résultats de 320 mesures) : le long d'une même recoupe, les concentrations trouvées dans la voie de pied sont majorées, lorsque la longueur du circuit passe de 1.785 m à 3.430 m, de 45 % pendant les postes à charbon et de 35 % pendant les postes de nuit, mais à partir d'une « charge initiale » elle-même 1,65 fois plus petite. Ceci revient à dire que, pour 100 particules trouvées à 1.785 m du puits, on en trouve 133 à 3.430 m pendant la nuit (transport réduit), mais on en trouve respectivement 165 et 235 pendant le transport intensif du poste du matin, ce qui démontre que l'humidité du charbon, jugée suffisante pour assurer la prévention lorsqu'on compare uniquement les empoussiérages en tête et au pied d'une taille, peut être réellement insuffisante lorsqu'il s'agit d'éviter le soulèvement de poussières dans les boueux à trafic intense.

d. Dosage de la silice libre.

Le mode opératoire rapide, mis au point à l'Institut d'Hygiène des Mines et dont nous avons parlé antérieurement (2), a été appliqué systématiquement à l'analyse de routine d'échantillons divers : poussières aériennes, charbons prélevés en taille, toits, murs, poudres de forage, etc. ; à la demande particulière de charbonnages, nous avons étudié une poudre de schiste broyé et quatre produits envisagés pour le bourrage des mines. Par ailleurs, plusieurs analyses nous ont été confiées par un laboratoire de contrôle et une entreprise privée : il s'agissait de roches éruptives de nature différente et de poussières résultant de leur usinage, d'un abrasif proposé en remplacement du sable et de sept produits se rapportant au forage en roches éruptives acides.

e. Variations de la teneur en silice libre en fonction de la granulométrie.

Nous avons déjà publié (2) les concentrations en silice libre trouvées dans trois fractions granulométriques de six échantillons de sable. Depuis lors, nous avons pu étudier d'une manière plus approfondie la composition de deux poudres de forage en schiste tendre obtenues au moyen de perforatrices rotative ou percutante. Les produits recueillis ont été fractionnés par tamisage et les parties les plus fines elles-mêmes séparées par décantation fractionnée en quatre lots : 38 - 20 μ , 20 - 10 μ , 10 - 5 μ et $< 5 \mu$. Les silices totale et libre y ont été dosées par nos modes opératoires habituels et les silices combinées obtenues par différence. Les résultats les plus intéressants sont représentés aux figures 17a

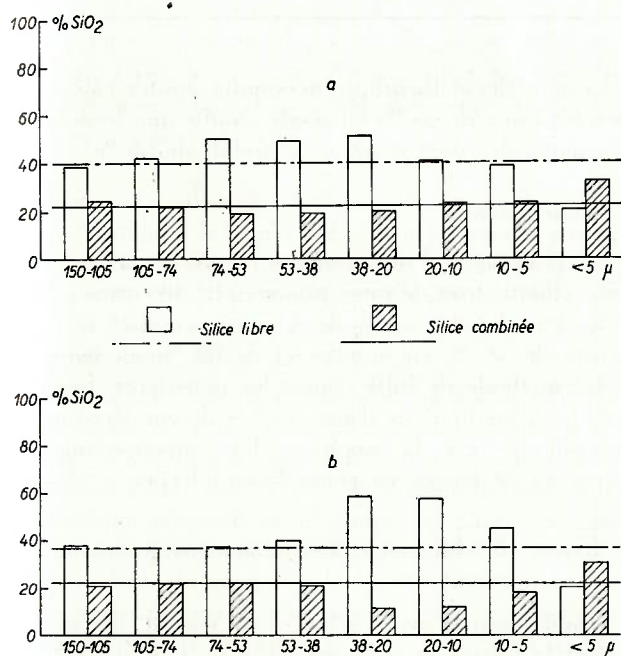


Fig. 17. — Variation de la teneur en silices libre et combinée en fonction de la granulométrie des particules.

Travail en schiste tendre (a) perforatrice percutante
(b) perforatrice rotative

et 17 b, où la composition de chaque poudre considérée dans son entièreté est traduite par un trait horizontal de type et d'ordonnée convenables. On constate que la teneur en silice libre est beaucoup plus élevée dans certaines catégories, différentes d'ailleurs dans les échantillons, mais tombe à 50 - 55 % de la valeur moyenne, dans les fractions inférieures à 5 μ . Ces irrégularités de répartition peuvent avoir une double cause : d'une part, la granulométrie naturelle du quartz dans les roches-mères et, d'autre part, la propriété qu'ont les divers minéraux de se fragmenter d'une certaine façon sous une contrainte mécanique déterminée.

Par ces nouveaux résultats, nous voyons que l'analyse globale d'une poudre ou de sa partie fine peut conduire à des résultats différents. C'est pourquoi nous envisageons d'employer, pour le prélèvement pondéral des poussières aériennes, l'appareil « Hexhlet » qui, par construction, doit permettre l'isolement, lors du captage même, de deux lots de particules dont la limite de séparation serait la même que celle réalisée par les poumons. Nous espérons ainsi obtenir des résultats gravimétriques plus représentatifs de la toxicité d'une atmosphère empoussiérée. Par ailleurs, nous ne manquerons pas d'étudier, à l'avenir, l'influence de la nature de la roche et celle de l'outil sur la composition des produits de fragmentation.

B. Procédés et matériel de lutte contre les poussières.

a. Essais d'ampoules Hydrostern.

Les ampoules Hydrostern, d'une capacité d'environ 250 cm³ d'eau, ont été expérimentées au Charbonnage de Zwartberg pendant le tir au rocher, dans une galerie semi-elliptique de 4,50 m de largeur et de 3,20 m de hauteur. Le plan de tir normal comprend la mise à feu de 200 ... 220 cartouches de Charbrite 41 réparties dans une trentaine de trous, forés à 2 m de profondeur au moyen de perforateurs à injection d'eau. Une file de canars soufflants assure à front une ventilation de l'ordre de 3 m³ d'air par seconde.

Les essais ont consisté à suivre dans la galerie, à 100 m des fronts, la variation de l'empoussiérage de l'air pendant le passage du bouchon de fumées après tirs avec ampoule et tir sans ampoule d'eau.

α. Modes de prélèvement et d'examen.

Les poussières en suspension dans l'air ont été prélevées sur plaques de précipitateur thermique à raison de 6 prises d'échantillon effectuées successivement pendant le passage du bouchon de fumées et examinées au grossissement 1.000 d, au moyen d'un micro-projecteur équipé d'un objectif à immersion d'ouverture numérique 1,3 et dont le pouvoir de résolution est voisin de 0,2 μ .

β. Résultats des mesures.

Les résultats des mesures sont traduits graphiquement aux diagrammes de la figure 18 qui donnent, en fonction du temps, la variation de la concentration en particules de 5 à 0,5 μ . Les empoussiérages moyens ont été déterminés par intégration graphique des courbes de variation depuis le temps t_0 (mise à feu) jusqu'au temps $t_0 + 15$ minutes.

On constate que, dans les conditions propres à cette galerie, le tir de 30 mines (230 cartouches) provoque, lors du passage du bouchon de fumées à 100 m des fronts, un empoussiérage moyen de

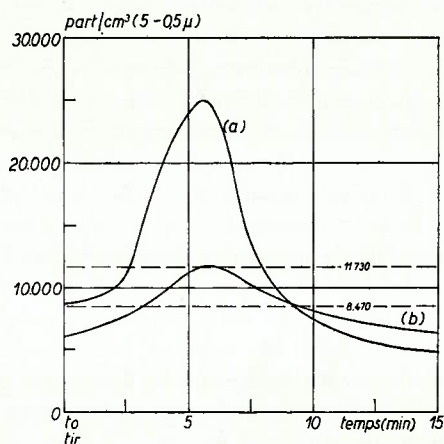


Fig. 18. — Variation en fonction du temps de la concentration en particules de 5 à 0,5 μ , à 100 m des fronts :
(a) après tir sans ampoule d'eau.
(b) après tir avec ampoules d'eau.

11.730 particules par cm^3 de 5 à 0,5 μ , alors que, en moyenne, un tir de 30 mines avec 200 cartouches d'explosifs et 27 ampoules d'eau, ne met en suspension dans l'air que 8.470 particules/ cm^3 de 5 à 0,5 μ .

Sur la base de ces quelques essais préliminaires, nous pouvons admettre que le « taux moyen de réduction en nombre de particules de 5 à 0,5 μ est de l'ordre de 28 % ».

L'analyse minéralogique des poussières captées montre que la teneur en quartz est de l'ordre de 4 % avant le tir, 7 % en moyenne pendant le passage du bouchon de fumées avec un maximum de 11 % correspondant au maximum des concentrations. Il n'y a pratiquement pas de différence au point de vue teneur en silice libre lorsque le tir est effectué avec ou sans ampoules d'eau.

γ. Autres constatations.

Calcul du taux de réduction en poids de poussières.

Nous avons déterminé le poids théorique des poussières en suspension dans l'air en calculant les

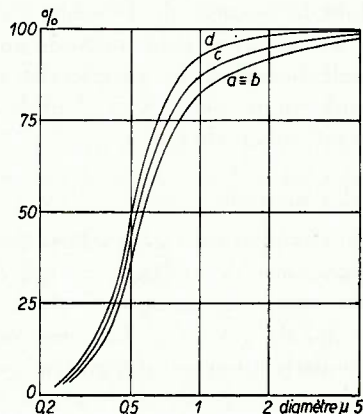


Fig. 19. — Granulométrie des poussières libérées par le tir au rocher, avec ou sans bourrage à l'eau :
(a) au maximum de concentration, sans ampoule,
(b) au maximum de concentration, avec ampoules,
(c) empoussiérage moyen, sans ampoule,
(d) empoussiérage moyen, avec ampoules.

$\Sigma nd^3/\Sigma n$ à partir des courbes granulométriques reproduites à la figure 19 et en admettant que les poussières aient le même poids spécifique et le même facteur de forme, que le minage ait été effectué avec ou sans ampoules d'eau (hypothèses très vraisemblables). Compte tenu du nombre réel de particules trouvées, les teneurs pondérales théoriques sont celles que nous indiquons au tableau XX.

TABLEAU XX.

Poids théorique des particules en suspension dans l'air.

Poussières entraînées par le bouchon de fumées	Particules de toutes classes granulométriques	Particules de 5 à 0,5 μ
sans ampoules	427 mg/m^3	47.4 mg/m^3
avec ampoules	40 mg/m^3	15.7 mg/m^3

Le rendement théorique maximum, toutes catégories, est donc de 90 % en poids, tandis que le poids des particules de 5 à 0,5 μ est réduit de 66 %.

δ. Conclusion.

Le placement d'une ampoule d'eau de 250 cm^3 dans chaque trou de mine procure effectivement une réduction de poussières de 5 à 0,5 μ , qui est de l'ordre de 28 % en nombre et de 66 % en poids. Cette méthode de lutte contre les poussières, facile à réaliser, mérite donc d'être étudiée de manière plus approfondie, car la nocivité des empoussiérages constatés est encore en général trop élevée.

b. Essais de diffuseurs d'échappement pour marteaux perforateurs.

L'amélioration des conditions de travail que procurent la déviation et la diffusion de l'air d'échappement des marteaux perforateurs, a été déterminée lors du forage à sec de trous de mines à front d'un montage en creusement au Charbonnage de Roton-Farciennes et Oignies-Aiseau.

Les essais ont consisté à comparer les concentrations en poussières de l'air de retour lorsqu'on exécute le forage au moyen de marteaux perforateurs Atlas BBD 41 WK et Colinet La Croix P.C.22 équipés ou non du diffuseur Vanherck, toutes autres opérations cessant, mais en tenant compte des performances réalisées par chacun des appareils. La station de mesures se trouvait à 7 m des fronts, dans l'axe du montage au droit d'une obstruction provisoire des compartiments latéraux faite pour accroître l'homogénéisation de l'air de retour. Les poussières en suspension dans l'air ont été captées au précipitateur thermique et comptées suivant nos procédés habituels.

Les constatations faites à partir des résultats bruts sont les suivantes :

- α . dans la gamme des particules de 5 à 1 μ :
- au palier de confiance de 95 %, il n'y a pas de différence significative entre les moyennes trouvées avec le matériel Colinet équipé ou non du diffuseur ;
 - au palier de confiance de 98 %, il n'y a pas de différence significative entre les moyennes trouvées avec le marteau Atlas équipé ou non du diffuseur, mais bien au palier de confiance de 95 %.
- β . Dans la gamme des particules de 5 à 0,5 μ :
- au palier de confiance de 95 %, il n'y a pas de différence significative entre les moyennes trouvées avec le marteau Colinet équipé ou non du diffuseur ;
 - au palier de confiance de 99 %, il n'y a pas de différence significative entre les moyennes trouvées avec le marteau Atlas équipé ou non du diffuseur, mais il y a une différence au palier de confiance de 98 %.

Donc, au palier de confiance de 95 %, le diffuseur Vanherck tel qu'il est réalisé et monté sur le perforateur Colinet ne procure pas d'amélioration ; par contre, les concentrations résultantes diffèrent significativement lorsque le même diffuseur équipe le perforateur Atlas.

Cependant, les performances réalisées par les deux types de perforateurs dans les conditions particulières des essais, sont différentes, les écarts relatifs étant même de 17,5 %. Il est vraisemblable que la pression optimum d'air comprimé n'a pas été atteinte à la fois pour l'un et l'autre. Il nous a paru plus logique de comparer les résultats en ramenant les concentrations à une même vitesse de forage : par exemple 70 cm/min, puisque la production de poussières est fonction du volume de roche broyée par unité de temps. Si l'on admet que la déviation standard σ_x (%) est restée la même dans chaque groupe d'essais, les valeurs les plus probables des concentrations, ainsi corrigées, sont comprises entre les limites $\pm L(95)$ indiquées au tableau XXI.

On constate que, pour une même vitesse de forage de 70 cm/min, les concentrations, sans diffuseur, sont du même ordre de grandeur. On trouve également qu'il n'y a pas de différence significative entre les concentrations produites par le perforateur Colinet équipé ou non du diffuseur mais il existe une différence, au palier de confiance de 95 %, pour le perforateur Atlas.

En conclusion, au cours du forage à sec, le diffuseur d'échappement Vanherck adapté au perforateur Colinet P.C.22 ne réduit pas la quantité de poussières mises en suspension dans l'air. Par contre, fixé sur un perforateur Atlas BBD 41 Wk, ce même diffuseur provoque une diminution de l'empoussièrement de l'air qui peut être estimée à 30 % du nombre de particules de 5 à 0,5 μ dans les conditions de travail propres au montage où il a été expérimenté. Il importe cependant de remarquer que le dispositif d'injection d'eau dont sont normalement pourvus les perforateurs Atlas permet d'atteindre, dans de bonnes conditions d'utilisation, un taux de suppression des poussières de 95 % et même parfois plus. Dans ce cas, l'adjonction d'un diffuseur d'échappement nous paraît superflue.

c. Contribution à l'étude des empoussierages produits par les opérations de remblayage.

Une remarque préliminaire s'impose lorsqu'il s'agit de rechercher et de localiser les sources de poussières pendant les postes de remblayage : le diamètre médian des particules mises en suspension est généralement de l'ordre de 0,5 μ , de sorte qu'il s'avère indispensable d'employer des instruments de prélèvement et d'adopter des méthodes d'examen qui rendent possible la détermination des concentrations en particules inférieures à 0,5 μ . D'autre part, les poussières dues au remblayage se superposent à celles qui proviennent du chantier dans lequel les opérations sont souvent plus discontinues que pendant les postes d'abattage (nettoyage, déplacement des installations de transport, raprestage éventuel, abattage des stots laissés, boisage, ... montage des piles, ...). Il est dès lors nécessaire d'opérer par différence, ce qui implique un nombre relativement beaucoup plus élevé de prélèvements.

TABLEAU XXI.

Comparaison des empoussierages produits à la même vitesse de foration.

Matériel et équipement	Particules par cm ³ d'air	
	5 - 1 μ	5 - 0,5 μ
Atlas sans diffuseur	35.000 $\pm$ 8.015	61.700 $\pm$ 12.030
avec diffuseur	25.775 $\pm$ 9.485	42.850 $\pm$ 14.740
Colinet sans diffuseur	37.850 $\pm$ 14.875	64.125 $\pm$ 27.575
avec diffuseur	34.400 $\pm$ 20.160	60.700 $\pm$ 33.080

Dans un chantier du Charbonnage de Monceau-Fontaine où la pente ne permet pas le transport par gravité de pierres humidifiées, nous avons comparé les empoussiérages produits par le remblayage manuel à sec, les remblayages par scraper à sec, par scraper avec pierres humidifiées, par scraper avec pierres humidifiées sous pulvérisation continue et aspersion préalable d'eau sur le mur. Nous avons constaté que, compte tenu du tonnage de pierres mis en place par unité de temps, le remblayage par scraper à sec met proportionnellement moins de poussières en suspension dans l'air que ne fait le remblayage manuel. Pour ce dernier, le pelletage à l'orifice de sortie de la taille est la principale cause de production de très fines particules. Par contre, l'humidification du tas de pierres, à raison de 20 litres d'eau par m³ de remblais, ne provoque guère d'amélioration, car les poussières sont produites presque uniquement par le frottement du scraper sur le mur, que le bac contienne des pierres sèches ou non. Mais en arrosant en plus le mur de la havée à remblayer à raison de 10 ... 12 litres/m², nous avons trouvé une réduction de l'ordre de 85 % des poussières produites, par rapport au scraper à sec, l'empoussiérage étant lui-même réduit de moitié par rapport au remblayage manuel, mais avec une mise en place de remblais 3,6 fois plus forte.

Cette possibilité de travailler avec pierres et mur humides (qui ne nuit en rien aux performances techniques) ainsi que les avantages économiques que la méthode présente, sont nettement en faveur du remblayage par scraper.

d. Retardateurs d'évaporation.

Dans le compte rendu de notre activité au cours de l'année 1955 (61), nous avons rapporté quelques considérations et essais concernant l'évaporation de diverses solutions. Les mesures étaient faites à l'air libre du laboratoire et les variations importantes des conditions de l'ambiance avaient seulement permis des constatations semi-quantitatives et limitées. Les résultats obtenus étaient cependant encourageants et c'est pour cette raison que nous avons repris cette étude à l'aide d'une étuve hygrostatique permettant de réaliser des conditions climatiques choisies et maintenues constantes.

On sait, par les lois de l'évaporation, que la quantité d'eau évaporée par unité de temps par une nappe liquide de surface S à la pression P est donnée par la relation

$$q = \beta S \frac{p_1 - p}{P}$$

où β est un coefficient dépendant de l'agitation de l'air, p_1 la tension de vapeur de la solution et p la pression partielle de la vapeur dans l'air. Pour une température et un liquide donnés, le rapport

$$\frac{p_1 - p}{P}$$

ne dépend que des pressions p et P ; nous appelons ce rapport « coefficient barique d'évaporation » et le représentons par k_p . La considération de k_p a l'avantage de permettre la réalisation, au laboratoire et à la pression atmosphérique, des conditions d'évaporation équivalant à celles existant dans la mine en profondeur.

D'autre part, si l'on divise membre à membre les relations exprimant dans les mêmes conditions, l'évaporation des quantités q et q' d'eau et de solution, on définit ainsi un coefficient e tel que

$$e = \frac{q'}{q} = \frac{k'_p}{k_p}.$$

Ce coefficient e , que nous avons appelé « coefficient d'évaporabilité », représente l'évaporation d'une solution par rapport à celle de l'eau ; il sera d'autant plus inférieur à l'unité que la solution s'évaporerait plus lentement que l'eau pure. La méthode consiste à mesurer les masses d'eau perdues par des nappes de solutions et d'eau placées dans les mêmes conditions. Le rapport de ces masses caractérise l'« effet retardateur » du produit en solution à la concentration essayée.

Pour réaliser nos essais, nous employons une étuve hygrostatique « Gallenkamp ». Le réglage des températures sèche et humide de l'air intérieur est automatique grâce à deux thermomètres à contact agissant sur deux résistances électriques dont l'une est plongée dans un réservoir d'eau annexé. Un ventilateur assure le recyclage constant de l'air. La chambre hygrostatisée a un volume d'environ 380 litres et est munie de deux plateaux perforés répartis sur sa hauteur. Nous avons supprimé les deux thermomètres à dilatation livrés avec l'étuve et préférons mesurer les températures sèche et humide aux niveaux d'injection et de sortie de l'air, au moyen de résistances à coefficient de température négatif intercalées dans un pont de Wheatstone muni d'une source de tension et d'un millivoltmètre enregistreur.

A l'aide d'un anémomètre à fil chaud, on a prospecté les vitesses de l'air en différents points de l'étuve. Les résultats étant assez dispersés et la vitesse moyenne faible (de l'ordre de 0,3 m/s), on a cherché à améliorer les conditions par une série de transformations intérieures : treillis d'homogénéisation, petits ventilateurs d'appoint, isolement des plateaux, etc. Les vitesses n'étaient cependant augmentées que localement, ce qui aggravait la dispersion des conditions ; c'est pourquoi on est revenu aux dispositions de départ en décidant de prendre certaines précautions lors des mesures. On a toutefois modifié le dispositif d'alimentation en eau de la mèche du thermomètre humide à contact, de fa-

çon à y maintenir un niveau constant d'eau distillée ; ceci diminue le risque d'encrassement de la mèche et évite le débordement dans l'étuve, inconvénient irrémédiable lorsqu'on travaille en atmosphère sèche. Des expériences préliminaires avaient été faites avec des récipients cylindriques en verre de 70 mm de diamètre ; par la suite, on a adopté des cuvettes en fer blanc à base carrée de 100 mm de côté afin d'assurer une meilleure transmission de chaleur vers la solution et de mieux représenter le contact des liquides avec la source de chaleur.

Afin de diminuer l'influence des inhomogénéités de l'étuve, nous avons procédé comme suit : seule la zone centrale du plateau inférieur étant utilisée, on a disposé 13 pots remplis d'eau ou de solutions de façon que chaque solution soit encadrée par un couple de pots d'eau ; à chaque nouvel essai, les solutions sont soumises à permutation tournante ; on étudie ainsi 7 solutions à la fois. La perte de poids qu'un pot d'eau hypothétique aurait subie à l'endroit des solutions est obtenue en faisant la moyenne arithmétique des pertes des récipients d'eau adjacents. Comme on connaît la durée de l'expérience, on peut calculer pour chaque liquide, d'une part, la perte moyenne d'eau par unité de temps et, d'autre part, la variation de concentration et le titre moyen des solutions au cours de l'expérience. Pour toute solution de concentration donnée, plusieurs expériences consécutives permettent de tracer la courbe de variation du coefficient d'évaporabilité e en fonction de teneurs croissantes du produit envisagé.

On a réuni une trentaine de produits appartenant à diverses familles chimiques (sels minéraux, hydrocarbures, corps gras, surfactants, etc.) choisis a priori pour leurs propriétés particulières : hygroscop-

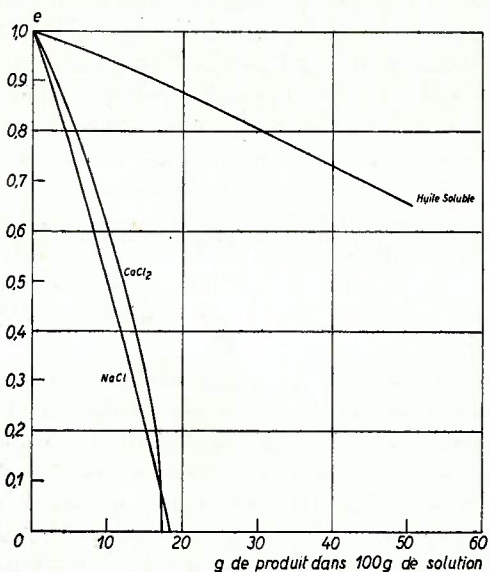


Fig. 21. — Coefficient d'évaporabilité de trois solutions pour $t_s = 40^\circ\text{C}$; $k_p = 11,8 \cdot 10^{-3}$; $\varphi = 0,84$ (voir interprétation dans le texte).

picité, tensio-activité, viscosité. Afin d'effectuer une sélection parmi ces substances, on s'est fixé deux séries d'essais dans des conditions assez opposées : 35 et 85 % d'humidité relative ; la température sèche a été choisie relativement haute (40°C), de l'ordre de celle du charbon abattu en mine profonde, dans le but de rendre bien apparente l'efficacité des produits. En l'absence de charbon et de roche tout au moins, les produits tensio-actifs ou simplement visqueux sont peu ou pas efficaces. Par contre, certains sels minéraux montrent une activité intéressante. A titre d'exemple, nous donnons aux figures 20 et 21 les résultats obtenus dans les conditions choisies, à l'aide d'huile soluble, de chlorure sodique et de chlorure calcique. De très bons résultats ont également été enregistrés avec des corps gras ; des expériences restent à faire à d'autres températures et à des degrés d'humidité intermédiaires en présence de charbon et de roches. Ces recherches feront l'objet d'une communication ultérieure.

2. — Ventilation. — Climat.

A. Etude de la ventilation des mines par l'analogie électrique.

Après le contrôle et la mise au point de notre nouveau tableau d'analogie électrique, qui a été décrit de façon détaillée dans nos comptes rendus précédents (2) (4), nous avons utilisé cet équipement pour la résolution de deux problèmes qui nous ont été posés par les charbonnages.

a. Exposé des problèmes posés.

Le premier consistait en une étude d'ensemble de la ventilation des divers travaux, existant actuelle-

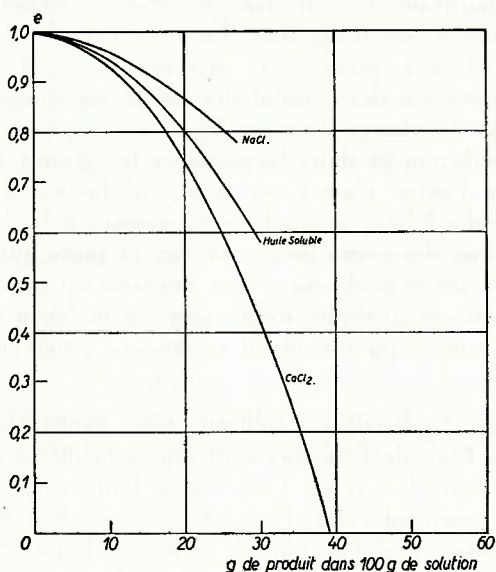


Fig. 20. — Coefficient d'évaporabilité de trois solutions pour $t_s = 40^\circ\text{C}$; $k_p = 47,2 \cdot 10^{-3}$; $\varphi = 0,355$ (voir interprétation dans le texte)

ment ou à entreprendre dans les prochaines années sur les concessions des anciennes sociétés de Mariemont-Bascoup, de La Louvière-Sars-Longchamps et de Ressaix, Leval, Péronnes, Sainte Aldegonde. L'extraction future se fera par un seul puits récemment modernisé ; la production des différents quartiers (correspondant approximativement aux anciens sièges des sociétés fusionnées) sera centralisée grâce à un réseau de boueaux de liaison de grande longueur ; les niveaux d'exploitation étant différents, tous ces boueaux sont reliés à un puits intérieur central.

Dans l'ensemble, on pense maintenir autonome la ventilation des travaux correspondant à chacun des anciens sièges ; par conséquent, les boueaux de liaison constituent des connexions diagonales entre entrées d'air. Le débit d'air à travers de telles diagonales est, comme on le sait, peu stable, de faibles variations de résistance des branchements adjacents pouvant susciter de notables modifications de débit dans les liaisons. Le problème est rendu plus aigu par le fait que la densité du transport assuré par locos Diesel sera élevée et que les divers sièges interconnectés n'ont pas tous le même classement ; ces deux circonstances impliquent des exigences toutes particulières en ce qui concerne le sens d'écoulement de l'air et son débit.

Afin de préciser le problème posé, nous donnons très schématiquement à la figure 22 une des situations susceptibles de se présenter. Les premières questions posées furent les suivantes : que se passera-t-il au point de vue de l'aérage au moment où seront établies les nouvelles interconnexions ? En

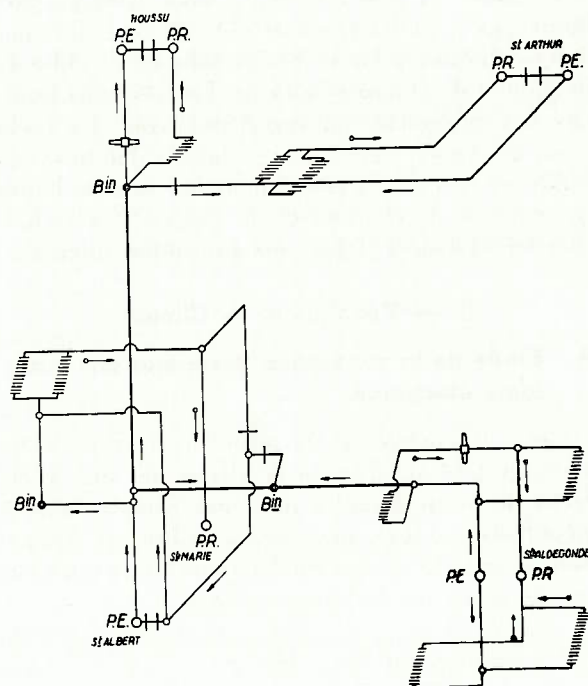


Fig. 22. — Schéma simplifié de l'aérage des sièges interconnectés des charbonnages du Centre.

particulier, quelle répercussion auront-elles sur la liaison existant déjà entre les sièges de St-Albert et de Ste-Aldegonde ? Au cas où les débits dans certaines liaisons n'auraient pas le sens voulu ou ne seraient pas largement suffisants, quels seront l'emplacement et la pression du ventilateur à prévoir ?

Le deuxième problème abordé est d'un ordre très différent. Il s'agissait d'améliorer la ventilation d'un groupe de chantiers qui, par suite d'amodiations successives des limites de concession, seront exploités à une distance beaucoup plus grande des puits que les autres quartiers de la mine. Ce facteur défavorable se greffe sur une série d'autres qui rendaient déjà difficile la ventilation de ces exploitations ; citons le fait que les ventilateurs principaux sont installés au fond alors que le puits de retour d'air est particulièrement résistant, fait qui accroît les chances de recyclage d'air vicié vers le puits d'entrée d'air ; il y a 4 niveaux principaux d'exploitation dont les 2 intermédiaires sont à la fois entrée et retour d'air, ce qui est de nature à augmenter les fuites d'air frais ; enfin comme il s'agit de couches minces, l'arrière-taille reste perméable à l'air et l'on doit maintenir en parallèle avec la taille des communications servant à l'évacuation des terres de la voie de tête, de sorte que le degré d'utilisation de l'air à front est faible.

Notre étude a montré qu'une combinaison et un emplacement judicieux des ventilateurs disponibles permettront d'améliorer sensiblement la ventilation du quartier le plus défavorisé.

Sans entrer dans les détails de ces problèmes, il nous paraît plus intéressant de rapporter dans les paragraphes suivants certaines observations à caractère plus général.

Le premier problème consistait surtout à chercher la répartition de l'air dans un réseau comportant de nombreuses diagonales. Dans ce cas, il est primordial de connaître avec précision la façon dont la dépression des ventilateurs est absorbée par les pertes de charge tout au long du circuit et tout particulièrement dans les puits et les grands boueaux d'entrée d'air. C'est pourquoi l'Institut d'Hygiène des Mines a collaboré activement à la détermination des pertes de charge des 11 puits intervenant dans le problème. Nous donnons au paragraphe suivant quelques indications sur la façon dont nous avons pu obtenir des données relativement précises.

Dans le deuxième problème, nous avons abordé la question de l'emplacement optimum du ventilateur, dans le cas où l'objectif assigné n'était pas nécessairement celui d'un débit maximum à front, mais bien celui d'un taux de grisou minimum. Nous montrerons comment, à l'occasion de cette étude, nous avons utilisé simultanément la méthode graphique et celle de l'analogie électrique.

b. Obtention de données précises pour l'étude de la ventilation.

En ce qui concerne tout d'abord les puits, les pertes de charge ont été déterminées systématiquement par la méthode du tuyau (62) sur une longueur de 200 m ; dans la plupart des cas, un recouplement a été obtenu, soit en mesurant par la même méthode un deuxième tronçon du même puits, soit en appliquant la méthode des deux puits. Nous avons, chaque fois que cela était possible, procédé à la mesure directe du débit dans les puits, en relevant la vitesse point par point dans une section de forme géométrique simple. Là où la presque totalité du débit du puits passe également dans un bouveau de section régulière, on a préféré la mesure dans ce bouveau et la détermination séparée des fuites éventuelles. En général, nous adoptons une vingtaine de points de mesure uniformément répartis dans la section.

La même technique a été appliquée à l'aspiration ou au refoulement du ventilateur. En principe, la mesure au refoulement du ventilateur est à déconseiller par suite de la turbulence considérable, de l'instabilité des filets d'air, de l'influence du vent, de l'existence fréquente de décollements de la veine fluide et de courants de retour. Cependant, la mesure à l'aspiration peut également présenter de grandes difficultés lorsque la galerie du ventilateur comporte plusieurs coudes rapprochés.

A titre d'essai, la méthode par quadrillage a été appliquée dans un cas à la fois à la sortie du diffuseur et dans la galerie d'aspiration. Le débit a tout d'abord été calculé par les formules approximatives :

$$Q = V_m S = \frac{\sum V_i}{n} S \quad [1]$$

et

$$Q = \sum V_i S_i \quad [2]$$

qui donnent d'ailleurs le même résultat si les n surfaces S_i partielles en lesquelles on a divisé la section de mesure S sont égales. Quelle que soit celle de ces formules qu'on applique, on trouve une bonne concordance (à 1 % près) entre les mesures à l'aspiration et au refoulement. Ensuite, on a procédé à l'intégration graphique des diagrammes de vitesse dessinés à partir des mesures, plus nombreuses, effectuées à l'aspiration ; cette intégration a donné un résultat inférieur de 2,5 % à celui obtenu par la formule [2] ci-dessus. Il semble d'après ces essais que les mesures par quadrillage puissent donner des résultats relativement précis, même au refoulement du ventilateur ; si on se passe de l'intégration graphique en appliquant la formule [2] ci-dessus, on commettra une erreur systématique par excès, mais elle ne dépassera pas quelques pourcents si le nombre de cases est élevé, de l'ordre

d'une quarantaine pour les grandes sections ici envisagées.

Une autre vérification des débits a été effectuée en comparant les valeurs obtenues dans le puits de retour d'air et au ventilateur avec le rapport de ces débits déterminé par la méthode du bilan thermique. Celle-ci consiste, ainsi qu'on le sait (63), à calculer à partir des mesures psychrométriques et barométriques l'humidité absolue et l'enthalpie de l'air du puits (a), de l'air atmosphérique aspiré par le sas (b) et du mélange des deux (c) aspiré par le ventilateur, et à écrire ensuite, en désignant par P des kg/s d'air sec :

$$P_{aj_a} + P_{bj_b} = (P_a + P_b)_{j_c}$$

$$P_{ax_a} + P_{bx_b} = (P_a + P_b)_{x_c}$$

La première équation traduit la condition $Q = 0$, c'est-à-dire qu'elle suppose nulle l'action calorifique subie par l'air entre les trois points de mesure ; la seconde implique la conservation de la quantité de vapeur entraînée par l'air, c'est-à-dire elle suppose nulle l'évaporation ou la condensation de H_2O entre les mêmes points. En vue de rendre ces approximations plausibles, il est nécessaire de choisir des emplacements de mesure aussi proches que possible ; toutefois il faut s'assurer qu'au point c le mélange de l'air venant du puits et du sas est homogène. Cette dernière condition n'est que rarement remplie si la galerie du ventilateur n'a que quelques mètres de longueur ; on est alors obligé d'effectuer la moyenne de plusieurs mesures régulièrement réparties dans la section de la galerie. La méthode ci-dessus ne permet de déterminer le rapport P_a/P_b que si les enthalpies j_a et j_b , ou les humidités absolues x_a et x_b diffèrent suffisamment ; elle n'est dès lors applicable qu'à certains moments de la journée et à certaines époques de l'année. Dans le même ordre d'idées, il est intéressant de signaler ici que nous avons dans quelques cas obtenu de meilleurs résultats en déterminant les teneurs en grisou, d'une part, dans le puits de retour d'air et, d'autre part, dans la galerie du ventilateur ; cette technique ne s'applique évidemment qu'à des sièges grisouteux et il faut disposer d'un grisoumètre permettant une lecture à $\pm 0,01$ % près pour des teneurs de l'ordre de 0,5 %.

En vue de déterminer les résistances de grands bouveaux, trois méthodes ont été appliquées. Pour les grandes longueurs de bouveau parcourues par des débits suffisants, on a utilisé la méthode barométrique en effectuant deux cheminements (aller et retour) avec un baromètre à faible hystérésis (par exemple l'appareil « Barolux » fabriqué par Fuess) ; le débit a été mesuré deux fois en deux sections par deux opérateurs et on a effectué une correction de l'erreur systématique inhérente à la méthode de balayage.

Pour des tronçons moins longs (... 200 ... m) et présentant un intérêt particulier dans le problème, on a déterminé directement la perte de charge au moyen d'un flexible raccordé à un manomètre à eau.

Enfin, pour les circuits présentant de grandes difficultés de mesure, et en particulier pour ceux où le débit est actuellement faible, nous avons eu recours à la détermination directe de la résistance en kmurge par la formule :

$$\frac{\Delta p}{Q^2} = K = \frac{\lambda \delta P L}{8 g S^3}$$

les notations ayant la signification habituelle :

λ : coefficient de perte de charge (0,08 à 0,1 pour des boueux en cadres métalliques, suivant leur espacement et suivant la régularité du boueux) ;

P : périmètre (m) ;

L : longueur (m) ;

S : section (m²) ;

g : accélération de la pesanteur (9,81 m/s²).

La section a été relevée à intervalles réguliers ; par contre, le périmètre n'est généralement pas mesuré. C'est pourquoi nous avons posé $P = f\sqrt{S}$, f étant un facteur de forme de l'ordre de 4 pour les sections semi-elliptiques habituelles. On peut alors écrire

$$K = \left(\frac{\lambda \delta f}{8 g} \right) \frac{L}{S^{2,5}} = \frac{k L}{S^{2,5}}$$

k étant une constante fonction du poids spécifique, du type de soutènement et de la régularité de la section. Il est opportun, lorsqu'on applique cette méthode de calcul, d'y introduire pour $S^{2,5}$ non pas la section moyenne exposant 2,5, mais la moyenne des sections mesurées portées chacune à la puissance 2,5.

Le contrôle ultime de toutes ces mesures est obtenu en établissant le schéma d'aérage correspondant à la situation existant à un moment donné. Sur ce schéma, les débits doivent être conservatifs, du moins après correction des variations de poids spécifique et des apports d'air comprimé, de vapeur d'eau et de grisou. De même, la somme des chutes de pression (mesurées ou calculées) effectuées autour d'une boucle fermée, et en particulier depuis l'orifice du puits d'entrée jusqu'à la sortie du ventilateur de surface, doit être égale à la somme des dépressions des ventilateurs insérés dans cette maille, augmentée du tirage naturel. En cas de discordance, les données sont ajustées en s'aidant des mesures de différence de pression mesurées au manomètre à eau et au flexible entre des points assez rapprochés de l'entrée et du retour d'air.

L'expérience montre que, dans tous les problèmes de quelque envergure, l'établissement et le dépouillement des données prennent beaucoup plus de temps que la résolution proprement dite sur le ta-

bleau d'analogie électrique, d'autant plus que des relevés d'aérage suffisamment précis ne peuvent guère être obtenus que des jours fériés ou chômés.

c. Choix de l'emplacement optimum d'un ventilateur auxiliaire.

Considérons le réseau partiel de la figure 23, représentant 2 tailles ventilées en série avec, en parallèle, 2 jeux de portes obturatrices. Une augmenta-

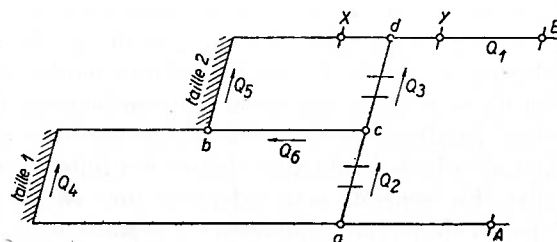


Fig. 23. — Insertion d'un ventilateur auxiliaire (en X ou en Y) dans le circuit d'aérage de deux tailles en série.

tion de débit dans ces tailles peut s'obtenir en plaçant un ventilateur auxiliaire soit en X, soit en Y. La disposition en Y offre l'inconvénient d'accroître simultanément les fuites aux portes, celle en X conduit, pour peu que la dépression envisagée soit importante, à l'inversion des fuites aux portes (c, d) et au recyclage d'air vicié par (b, c). Rien ne permet de déterminer a priori quelle est la solution la plus avantageuse au point de vue de la concentration en grisou à la sortie de la taille supérieure.

Envisageons d'abord le cas du ventilateur disposé en X. Même si la différence de pression aux bornes A et B du système est connue, on se trouve devant un réseau maillé dans lequel la répartition des débits ne peut être trouvée que par approximations successives, mais on obtient aisément (en 1/4 d'heure environ) par l'analogie électrique les débits Q_1 à Q_6 pour des valeurs données de la différence de pression p_0 aux bornes du système et de la pression p_x du ventilateur auxiliaire.

Les résultats obtenus dans un cas particulier sont portés en diagrammes à la figure 24. Les courbes c du diagramme supérieur constituent les « caractéristiques » du système pour diverses valeurs de p_x ; les diagrammes inférieurs permettent de déterminer la répartition des débits dans le système.

Le cas du ventilateur disposé en Y est plus simple. Tous les débits varient dans une même proportion (indiquée par les radiantes en pointillé sur la figure 24) lorsqu'on fait varier p_y ou p_0 . En particulier, la caractéristique du système en l'absence de ventilateur est la parabole marquée $p_x = p_y = 0$; on obtient la courbe caractéristique pour une pression p_y quelconque du ventilateur auxiliaire en décalant la parabole $p_y = 0$ vers le bas d'une hauteur égale à la pression p_y envisagée. De telles courbes sont données en pointillé sur la figure 24.

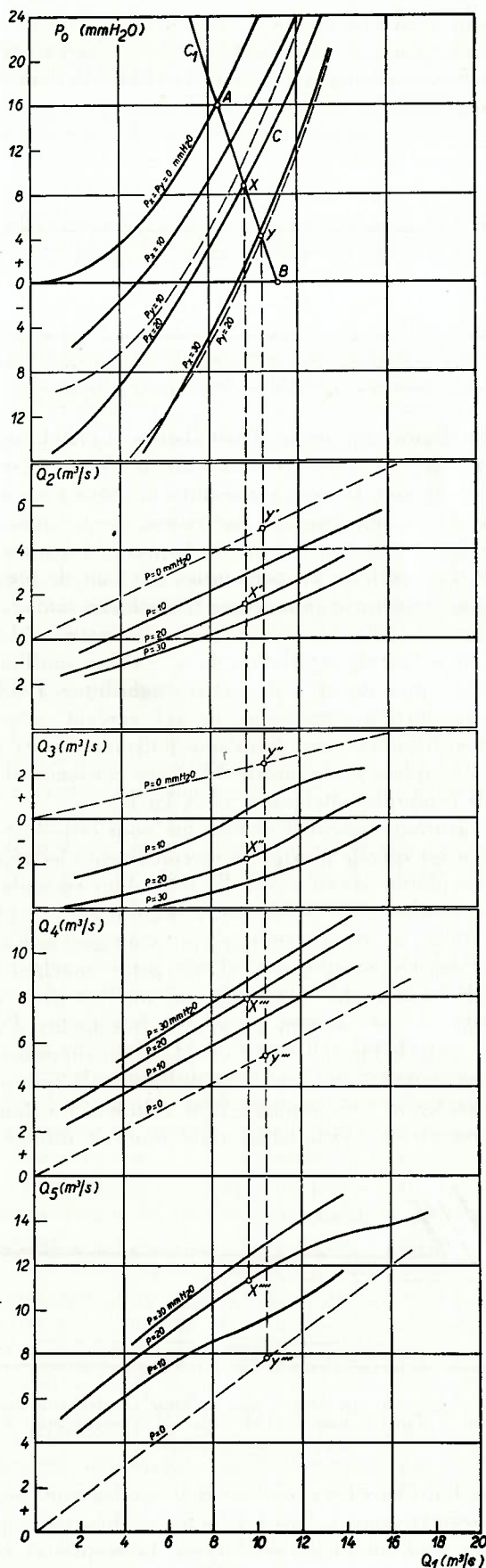


Fig. 24. — Variation des débits (définis sur la fig. 23) en fonction de la pression et de l'emplacement du ventilateur auxiliaire.

Supposons maintenant le réseau partiel de la figure 23 inséré dans un réseau plus vaste. On peut déterminer la caractéristique c_1 de ce réseau « vu » des bornes A et B, c'est-à-dire la relation que ce réseau impose entre le débit sortant en A et restitué en B, d'une part, et la différence de pression p_0 entre A et B, d'autre part. Cette caractéristique s'obtient sur le modèle électrique en plaçant, entre A et B, une source de tension constante correspondant à la pression p_0 et en cherchant la répartition des débits pour diverses valeurs de p_0 . Dans un cas particulier, nous avons obtenu la courbe c_1 , qui représente donc ce qui reste de la dépression du ventilateur principal lorsque le débit Q_1 est soutiré en A et réinjecté en B. Finalement le débit Q_1 du réseau partiel (A, B) inséré dans le réseau général considéré s'obtient à l'intersection des courbes c et c_1 sur le diagramme supérieur de la figure 24 ; les autres diagrammes donnent le mode de partage de ce débit.

L'avantage de ce procédé de résolution à la fois analogique et graphique est qu'il permet de revoir les conclusions relatives à l'influence du ventilateur auxiliaire lors de modifications apportées au réseau partiel (A, B), par exemple lors d'un allongement des branchements (a, b), (b, c) et (b, d) sur la figure 23, sans reprendre le réglage du réseau général. Le gain de temps qui en résulte peut être notable pour un réseau important, si l'on songe que la durée du réglage varie proportionnellement au carré, voire au cube du nombre de branchements.

Venons enfin à la comparaison des emplacements X et Y du ventilateur auxiliaire. Sur la figure 24, les points X, X', X'', ... et Y, Y', Y'', ... représentent les deux solutions pour une pression $p_x = p_y = 20$ mm H₂O. On voit immédiatement qu'à égalité de pression, le débit d'air frais Q_1 est plus grand lorsqu'on adopte l'emplacement Y, par contre le débit dans les tailles est plus grand avec le ventilateur en X.

Ce dernier emplacement donnera une teneur en grisou moindre en tête des tailles, bien que le débit total d'air frais soit moindre. En effet, admettons qu'on ait en l'absence du ventilateur auxiliaire ($p_x = p_y = 0$) :

— taille 1 : $Q = 4,4$ m³/s, [CH₄] = 0,7 %, d'où $Q_g = 30,8$ l/s de grisou

— taille 2 : $Q = 6,4$ m³/s, [CH₄] = 1,0 %, d'où

$Q_g = (0,01 \cdot 6,4 - 0,007 \cdot 4,4) 1.000 = 33,2$ l/s de grisou

Supposons que le débit de grisou reste inchangé lors de l'installation du ventilateur, ce qui est acceptable vu la faible pression de celui-ci (20 mm H₂O = 1,47 mm Hg).

Dans la solution X, on trouve immédiatement :

— taille 1 : $Q = 8 \text{ m}^3/\text{s}$

$$[\text{CH}_4] = \frac{30,8 \cdot 100}{1.000 \cdot 8} = 0,384 \%$$

— taille 2 : étant donné l'inversion du débit Q_3 , la teneur en grisou est la même à la sortie de la taille que dans le retour d'air vers B :

$$[\text{CH}_4] = \frac{64 \cdot 100}{1.000 \cdot 9,6} = 0,67 \%$$

Dans la solution Y, on obtient :

— taille 1 : $Q = 5,4 \text{ m}^3/\text{s}$

$$[\text{CH}_4] = \frac{30,8 \cdot 100}{1.000 \cdot 5,4} = 0,57 \%$$

— taille 2 : $Q = 7,9 \text{ m}^3/\text{s}$ (qui comporte tout le grisou des deux chantiers) :

$$[\text{CH}_4] = \frac{64 \cdot 100}{1.000 \cdot 7,9} = 0,81 \%$$

— retour d'air : $Q = 10,4 \text{ m}^3/\text{s}$

$$[\text{CH}_4] = \frac{64 \cdot 100}{1.000 \cdot 10,4} = 0,62 \%$$

Au point de vue de la teneur en grisou à la sortie des chantiers, la solution X est donc assez nettement supérieure à la solution Y.

B. Amélioration du climat minier.

Les machines frigorifiques à fluide condensable sont déjà largement utilisées dans les mines à l'heure actuelle, même pour des petites installations de ... 25.000 frigories/heure destinées à la réfrigération de travaux préparatoires. En vue d'éviter certaines sujétions de ces installations, on a envisagé de recourir à des machines frigorifiques à air pour la climatisation de chantiers peu importants.

Dans une communication hors série de l'Institut d'Hygiène des Mines (64), nous avons montré que le rendement du cycle frigorifique à gaz était de 6 à 10 fois moindre que celui décrit par un fluide condensable entre des limites de températures équivalentes. Bien que l'emploi d'une machine frigorifique à air permette d'obtenir, en plus d'une action de refroidissement de l'ambiance, un séchage de l'air qui équivaut à un effet frigorifique complémentaire (65), une telle installation reste considérablement plus coûteuse en énergie que celle à fluide condensable. Il nous a paru opportun de rappeler cette conclusion à propos d'une variante nouvelle qui a été proposée par la firme allemande G.H.H. (Gutehoffnungshütte, Sterkrade) pour la climatisation des boueux en creusement et décrite par P. Weuthen dans un travail intitulé : « Wettertech-

nische und klimatische Untersuchungen in einem Streckenvortrieb auf der Zeche Werne und Leistungsmessungen an einer G.H.H.-Wetterkühlanlage » (66).

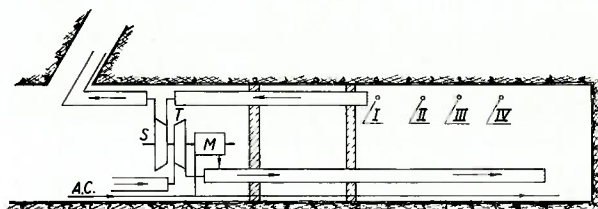


Fig. 25. — Schéma de l'installation frigorifique G.H.H. pour la climatisation d'un bouveau en creusement.

La figure 25 décrit l'installation G.H.H. telle qu'elle a été réalisée dans la mine de Werne. Comme on le voit, le front est maintenu, grâce à un sas étanche, à une pression inférieure de ... 100 ... mm Hg à celle du restant du bouveau. La turbine T et la soufflante S, parcourues par l'air de ventilation, constituent la machine frigorifique, mais l'air comprimé détendu s'échappant du moteur M et ajouté à l'air de ventilation dans le canar soufflant, produit près des 2/3 de l'effet frigorifique global. La production frigorifique de cet agrégat atteint 84.800 frigories/heure pour une puissance de 71 ch à l'accouplement du moteur M et une consommation d'air comprimé atteignant 2.405 kg/h.

L'avantage essentiel revendiqué pour cette installation est qu'elle n'exige ni raccordement électrique ni circulation d'eau et qu'elle reste d'un encombrement modéré pour la puissance frigorifique considérée. Nous avons montré que ces avantages peuvent être conservés au moyen d'une petite machine à fluide condensable actionnée par un moteur à air comprimé consommant presque 3 fois moins d'air que celui de l'installation G.H.H., et en supprimant le sas soumis à une très forte différence de pression (1.400 kg/m²) qu'implique cette solution. La figure 26 représente l'installation qu'il faudrait utiliser à

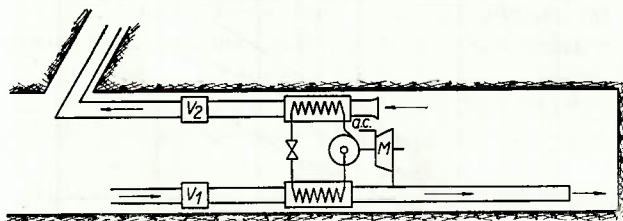


Fig. 26. — Groupe frigorifique à fluide condensable équivalent à l'installation G.H.H. pour la climatisation d'un bouveau en creusement.

cette fin. Dans l'évaporateur et le condenseur (insérés respectivement dans les canars soufflant et aspirant), l'air subira des évolutions thermiques et hygrométriques analogues à celles qui se produisent dans la turbine T et la soufflante S de l'installation G.H.H. La circulation de l'air dans les canars et

à travers les échangeurs devra être assurée par les ventilateurs supplémentaires V_1 et V_2 . La puissance globale de l'installation que nous préconisons n'atteint que 27 ch au lieu de 71. Elle satisfait par ailleurs à toutes les conditions imposées.

En conclusion, nous estimons que, chaque fois qu'on doit recourir à la réfrigération de l'air ventilant des chantiers souterrains, on ne peut envisager que l'emploi de machines frigorifiques à fluide condensable. Les seuls problèmes qui se posent sont de savoir tout d'abord si l'on réalisera une installation frigorifique centrale avec distribution du froid au moyen d'une circulation d'eau en tuyauteries calorifugées, ou au contraire une série d'installations dispersées, déplaçables et maintenues à proximité des chantiers à climatiser. Après cette option fondamentale, il restera à déterminer le choix du mode d'entraînement (moteur électrique ou à air comprimé) et la façon d'évacuer les calories soustraites au courant d'air (circulation d'eau ou restitution au courant d'air de ventilation suffisamment en aval des « points chauds » de la mine, ou encore combinaison de ces deux procédés).

C. Tarage des instruments de mesure.

Comme les années précédentes, nous avons procédé en nos laboratoires à l'étalonnage des baromètres et des anémomètres qui nous ont été envoyés par les charbonnages, ainsi que ceux de nos appareils qui ont été utilisés pour des campagnes de mesures spéciales dans certains charbonnages. Nous avons ainsi étalonné 6 baromètres et 31 anémomètres.

En ce qui concerne plus particulièrement le tarage des baromètres, notre attention s'est portée au cours de cette année sur la compensation thermique de ces appareils. Usuellement, le tarage s'effectue à une température peu variable de l'ordre de 22 °C. Lors de certaines vérifications, nous avons constaté un manque de reproductibilité consistant en un décalage systématique de la courbe de correction, même lorsqu'on tenait compte du phénomène de l'hystérésis comme nous l'avons expliqué dans notre rapport précédent (2). Nous avons finalement découvert que, sur certains baromètres anéroïdes de mines, soit-disant « compensés » au point de vue de l'effet de la température, cette compensation est loin d'être complète, et que l'effet thermique résiduel pourrait justifier un décalage de l'ordre de 1 mm Hg de la courbe d'étalonnage pour des variations de température d'une dizaine de °C, usuelles lors de mesures souterraines. C'est pourquoi nous avons modifié notre équipement pour permettre le tarage à différentes températures. La figure 27 montre schématiquement notre installation modifiée et la figure 28 représente à titre d'exemple les courbes de correction d'un baromètre relativement bien compensé.

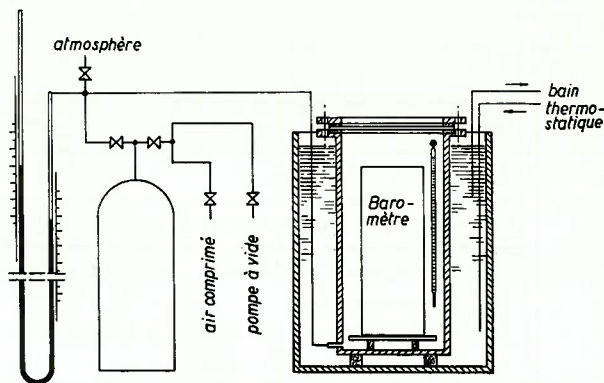


Fig. 27. — Equipement de l'Institut d'Hygiène des Mines pour le tarage des baromètres anéroïdes à différentes températures.

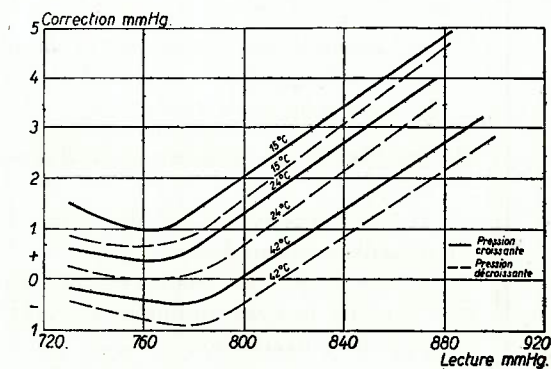


Fig. 28. — Courbes de tarage d'un baromètre anéroïde de mine à différentes températures, en tenant compte de l'hystérésis.

Compte tenu des résultats obtenus sur quelques appareils, nous nous demandons si les recommandations de certains expérimentateurs sur la nécessité de mesures prolongées (jusqu'à 1/4 heure par station) lors de la détermination des pertes de charge par la méthode barométrique, ne proviennent pas surtout de la lenteur de la compensation thermique plutôt que de l'hystérésis. Notre expérience en laboratoire montre en effet qu'à température constante, les baromètres usuels donnent assez rapidement (tout au plus en une minute) une réponse stable après une variation brusque de pression, les modifications ultérieures ne dépassant pratiquement jamais la précision de lecture. Quoi qu'il en soit, il y aurait intérêt, lorsque l'étalonnage d'un baromètre nous est demandé en vue de mesures de pertes de charge, à ce que nous puissions l'effectuer à 2 ou 3 températures différentes à nous préciser.

3. — Enquête.

Nous sommes à même de donner les résultats provisoires de l'enquête que l'Institut fait chaque année sur l'étendue des moyens de prévention mis en œuvre dans les charbonnages belges pour lutter contre les poussières.

TABLEAU XXII.
Développement des tailles auxquelles sont appliqués
Situation au 1^{er} janvier 1961 comparée à la

Bassins administratifs	Campine		Liège	
Années de référence	1960	1961	1960	1961
Longueur des fronts déhouillés (m)	19.658	17.324	20.024	15.635
<i>I. Traitements appliqués au point de formation des poussières</i>				
1. Développement total des tailles traitées :				
— arrosage des fronts	1.040	236	—	—
— injection d'eau en veine	10.668	8.969	1.760	2.048
— havage humide	2.865	2.006	—	145
— emploi de marteaux piqueurs à pulvérisation d'eau	4.283	4.872	3.146	3.110
Total	18.856	16.083	4.906	5.303
2. Longueur des fronts traités simultanément par plusieurs de ces procédés	5.031	3.785	130	—
3. Longueur réelle traitée	13 825	12.298	4.776	5.303
<i>II. Traitement par pulvérisation d'eau dans les tailles</i>				
1. Développement total des fronts traités par pulvérisation d'eau	10 707	7 658	7.098	3.625
2. Longueur des fronts traités par un des quatre procédés indiqués ci-avant, combiné à la pulvérisation	6 887	4.416	1.980	2.110
3. Longueur traitée uniquement par pulvérisation d'eau	3.820	3.242	5.118	1.515
<i>III. Longueur des fronts naturellement humides considérés comme peu poussiéreux</i>				
	989	1.486	4.740	3.506

TABLEAU XXIII.
Moyens de prévention normalement mis à la disposition du personnel
Situation au 1^{er} janvier 1961 comparée à la
(Bouveaux, bacnures, burquins)

Bassins administratifs	Campine		Liège	
Années de référence	1960	1961	1960	1961
Nombre de fronts en creusement	130	99	71	53
Fronts équipés de :				
1. Capteurs pour forage à sec	19 *	16 *	14	3
2. Perforateurs à adduction latérale d'eau	5	3	2	2
3. Perforateurs à injection centrale d'eau	101	80	54	48
Fronts avec prévention	125	99	70	53

* Dans les puits intérieurs principalement.

TABLEAU XXII.

lièrement des traitements humides.

tion au début de 1960 (renseignements provisoires)

Charleroi		Centre		Mons		Ensemble	
1960	1961	1960	1961	1960	1961	1960	1961
24.366	20.458	7.630	5.769	8.736	5.446	80.414	64.632
765	280	—	—	50	—	1.855	516
8 274	8.008	1.538	1.585	2.700	2.553	24.940	23.163
—	241	—	—	—	—	2.865	2.392
4.949	4.842	735	—	290	—	13.403	12.824
13.988	13.371	2.273	1.585	3.040	2.553	43.063	38.895
1.232	855	—	—	—	—	6.393	4.640
12.756	12.516	2.273	1.585	3.040	2.553	36.670	34.255
9.643	8.519	2.575	1.507	4.177	1.981	34.200	23.290
5.188	5.650	—	125	950	390	15.005	12.691
4.455	2.869	2.575	1.382	3.227	1.591	19.195	10.599
3.500	2.773	1.275	1.315	675	1.053	11.179	10.133

TABLEAU XXIII.

les travaux préparatoires au cours des opérations de foration.

ion au début de 1960 (renseignements provisoires)

fondissements de puits, ...)

Charleroi		Centre		Mons		Ensemble	
1960	1961	1960	1961	1960	1961	1960	1961
102	87	12	28	25	12	340	279
6	4	2	2	—	—	41	25
9	1	—	—	—	—	16	6
79	76	6	17	25	12	265	233
94	81	8	19	25	12	322	264
						ou 94,7 %	ou 94,6 %

On trouvera au tableau XXII, le développement des tailles auxquelles sont appliqués régulièrement des traitements humides : arrosage des fronts, injection d'eau en veine, havage humide et emploi de marteaux-piqueurs à pulvérisation d'eau. Nous avons fait la distinction en indiquant la longueur des fronts traités par une seule de ces méthodes combinée ou non à la pulvérisation d'eau en taille.

Au tableau XXIII, nous avons fait figurer le nombre de travaux préparatoires en creusement en donnant la répartition des moyens de prévention normalement mis à la disposition du personnel au cours des opérations de foration.

BIBLIOGRAPHIE

- (1) KREMER R., MAJOIS J., BAUDREZ J. et LAVENNE F. — Etude du débit cardiaque et du volume sanguin central par radiocardiographie. Technique, corrélation avec la méthode de Fick, reproductibilité des mesures. — *Rev. Inst. Hyg. Mines (Hasselt, Belgique)*, 1961, **16**, 16/32.
- (2) HOUBERECHTS. — L'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines au cours de l'année 1959. — *Ann. Min. Belgique*, 1960, **5**, 403/445.
- (3) LAMMERANT J. — Le volume sanguin des poumons chez l'homme. — *Bruxelles Arscia*, 1957, 192 p.
- (4) HOUBERECHTS A. — L'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines au cours de l'année 1958. — *Ann. Min. Belgique*, 1959, **5**, 431/477.
- (5) ROBERTSON J.S., SIRI W.E. et JONES H.B. — Lung ventilation patterns determined by analysis of nitrogen elimination rates; use of the mass spectrometer as a continuous gas analyzer. — *J. clin. Invest.*, 1950, **29**, 577/590.
- (6) FOWLER W.S., CORNISH E.R. Jr. et KETY S.S. — Lung function studies. VIII. Analysis of alveolar ventilation and pulmonary N_2 clearance curves. — *J. clin. Invest.*, 1952, **31**, 40/50.
- (7) LUNDIN G. — Nitrogen elimination during oxygen breathing. — *Acta physiol. scand.*, 1953, **30**, 132/143.
- (8) OELBRANDT L., PATIGNY J. et LAVENNE F. — Etude de la mixique pulmonaire au moyen du nitrogenmeter. Analyse des méthodes utilisées. — *Rev. Inst. Hyg. Mines (Hasselt, Belgique)*, 1960, **15**, 59/78.
- (9) BOUHUYS A., JONSSON R. et LUNDIN G. — Non-uniformity of pulmonary ventilation in chronic diffuse obstructive emphysema. — *Acta med. scand.*, 1958, **162**, 29/46.
- (10) CARPENTER R.G., COCHRANE A.L., GILSON J.C. et HIGGINS I.T.T. — The relationship between ventilatory capacity and simple pneumoconiosis in coal-workers. The effect of population selection. — *Brit. J. industr. Med.*, 1956, **13**, 166/176.
- (11) LEATHART G.L. — The mechanical properties of the lungs in pneumoconiosis of coal workers. — *Proceedings of the 12th International Congress in Occupational Health*, Helsinki, 1957, **3**, 331/334.
- (12) LAVENNE F., BRASSEUR L., OELBRANDT L. et BELAYEW D. — Volumes pulmonaires et volume expiratoire maximum-seconde des pneumoconiotiques encore au travail. — *Rev. Inst. Hyg. Mines (Hasselt, Belgique)*, 1961, **16**, 1/15.
- (13) DAUTREBANDE L. — L'aérosologie. Technique, Physiologie, Thérapeutique. Hygiène. — Paris, Bailière, 1951, 340 p.
- (14) LAVENNE F., GIELEN E. et PESTIAUX J. — Recherches sur la pneumoconiose après le travail et sur la pneumodilatation par aérosols chez les houilleurs. — *XI^e Congrès International de Médecine du Travail*, Naples, 1954, 80/81.
- (15) WORTH G., VALENTIN H., GASTHAUS L., HOFFMANN H. et VENRAT H. — Bewirkt die Staubinhalation bei Bergarbeitern eine akute respiratorische Insuffizienz? — *Arch. Gewerbepath. Gewerbehyg.*, 1955, **14**, 37/57.
- (16) PESTIAUX J., GIELEN E., DEGUELDRE G. et LAVENNE F. — Action des poussières et d'agents pharmacodynamiques sur la fonction respiratoire. 2^{me} partie : Capacité vitale, volume expiratoire maximum/seconde et râles sibilants avant et après le travail en milieu poussiéreux. — *Communication de l'Institut d'Hygiène des Mines*, 1955, **10**, 130, 33 p.
- (17) GIELEN E. — Action des poussières et d'agents pharmacodynamiques sur la fonction respiratoire. 5^{me} partie : Action des aérosols d'aleudrine chez 311 mineurs encore au travail. — *Communication de l'Institut d'Hygiène des Mines*, 1957, **12**, 145, 21 p.
- (18) PESTIAUX J., GIELEN E., DEGUELDRE G. et LAVENNE F. — Action des poussières et d'agents pharmacodynamiques sur la fonction respiratoire. 3^{me} partie : Action des aérosols bronchodilatateurs après le travail en milieu poussiéreux. — *Communication de l'Institut d'Hygiène des Mines*, 1955, **10**, 131, 20 p.
- (19) LENT H. — Untersuchungen über das Vorkommen von Bronchialspasmen bei Bergleuten. — *Beitr. Silikose-Forsch.*, 1950, Heft 10, 3/17.
- (20) FOUBERT P., BALGAIRIES E. et QUINOT E. — Recherches sur les échanges respiratoires chez l'ouvrier mineur au travail. — *Arch. Mal. prof.*, 1953, **14**, 5/11.
- (21) BARHARD B., PETRESCO L. et SARF I. — Modifications respiratoires sous l'influence des poussières. — *Arch. Mal. prof.*, 1958, **19**, 258/264.
- (22) WORTH G. — The bronchi in silicosis. — *Proceedings of the Pneumoconiosis Conference*, Johannesburg, 1959. — Londres, Churchill, 1960, 187/192.
- (23) MINETTE A. et VAN WYMEERSCH L. — Action des poussières et d'agents pharmacodynamiques sur la fonction respiratoire dans un groupe de 182 houilleurs. — *Communication de l'Institut d'Hygiène des Mines*, 1958, **13**, 155, 30 p.
- (24) MINETTE A., VAN WYMEERSCH L., GIELEN E., DEGUELDRE G. et BELAYEW D. — Etude expérimentale de la fonction respiratoire au cours d'efforts en présence de poussières de mines de charbon. Comparaison de la sensibilité bronchique aux poussières et à l'acétylcholine. — *Rev. Inst. Hyg. Mines (Hasselt, Belgique)*, 1961, **16**, 21/33.
- (25) MINETTE A. — Modifications du V.E.M.S. après effort. — *Rev. Inst. Hyg. Mines (Hasselt, Belgique)*, à paraître.
- (26) BUREAU INTERNATIONAL DU TRAVAIL. — Réunion d'experts sur la classification des radiographies de pneumoconioses, tenue à Genève en octobre-novembre 1958. — *Sécurité et Hygiène du Travail*, 1959, **9**, 67/74.
- (27) VAN MECHELEN V. — Nouvelle classification internationale des radiographies de pneumoconioses (Genève 1958). — *Rev. Inst. Hyg. Mines (Hasselt, Belgique)*, 1960, **15**, 23/34.
- (28) BUREAU INTERNATIONAL DU TRAVAIL. — La silicose. Compte rendu de la Conférence internationale tenue à Johannesburg du 13 au 17 août 1930. Genève. B.I.T., 1930, 93/97.
- (29) IRVINE L.G. — Projet présenté en juin 1934 à la 8^{me} session du Comité de Correspondance pour l'Hygiène industrielle du B.I.T.
- (30) ECK M. et HANAUT A. — Un projet de terminologie radiologique pour le classement des pneumoconioses silicotiques. — *Arch. Mal. prof.* 1944-1945, **6**, 74/78.
- (31) VAN MECHELEN V. — Quelques données sur l'état actuel du problème de l'antraco-silicose. — *Ann. méd. chir. Centre*, 1950, **6**, 25/46.
- (32) BELAYEW D. — Le dépistage des pneumoconioses dans les mines belges. — *Rev. méd. minière*, 1950, n° 12, 160/166.
- (33) FLETCHER C.M., MANN K.J., DAVIES I., COCHRANE A.L., GILSON J.C. et HUGH-JONES P. — The classification of radiographic appearances in coal-miners pneumoconiosis. — *J. Fac. Radiol. (Lond.)*, 1949, **1**, 40/60.

- (34) ORGANISATION INTERNATIONALE DU TRAVAIL. — Compte rendu des travaux de la 3^{me} Conférence internationale d'experts en pneumoconiose. Sydney, février-mars 1950. Projet de classification internationale des radiographies relatives à certaines formes de pneumoconioses. — Genève, B.I.T., 1953, 1, 160/164.
- (35) COCHRANE A.L., DAVIES I. et FLETCHER C.M. — «Entente radiologique». A Step toward international agreement on the classification of radiographs in pneumoconiosis. — Brit. J. industr. Med., 1951, 8, 244/255.
- (36) BALGAIRIES E., AUPETIT J., DECLERCQ G., FOUBERT P., JARRY J.J. et NADIRAS P. — Présentation d'une classification des pneumoconioses. — Rev. méd. minière, 1952, 17, 13/35.
- (37) HOUBERECHTS A. — L'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines au cours de l'année 1957. — Ann. Min. Belgique, 1958, 5, 373/406.
- (38) LAVENNE F. et PATIGNY J. — Comparaison de la radiographie et de la radiophotographie sur formats 10 x 12 cm et 7 x 7 cm pour le diagnostic de la pneumoconiose simple. — XII^{me} Congrès International de Médecine du Travail, Helsinki, 1957, 3, 350-354.
- (39) LAVENNE F. et PATIGNY J. — Valeur comparée de la radiographie et de la radiophotographie pour le diagnostic de la pneumoconiose des houilleurs. — Etude expérimentale. — Rev. Inst. Hyg. Mines (Hasselt, Belgique), 1960, 15, 115/134.
- (40) BARIETY M., COURY et CHOUBRAC P. — Les limites de la vérité radiologique. Application à la lecture des radiographies et des radiophotographies thoraciques. — Sem. Hôp. Paris, 1956, 32, 3419/3435.
- (41) BARIETY M., COURY C. et CHOUBRAC P. — Valeur comparée de la radiophotographie et de la radiographie. Le coefficient subjectif de lecture. — Rapports du II^{me} Congrès International de Radiophotographie Médicale, Paris, Masson, 1956, 237/256.
- (42) BATTIGELLI M., BELLINI F., FOSSATI F. et GARAVAGLIA C. — Studio comparativo del « valore diagnostico » degli schermogrammi 7 x 7 cm e 10 x 10 cm e dei radiogrammi 35 x 35 cm nelle pneumoconiosi. — Med. d. Lavoro, 1959, 50, 541/557.
- (43) FLETCHER C.M. et OLDHAM P.D. — The problem of consistent radiological diagnosis in coalminers' pneumoconiosis. An experimental study. — Brit. J. industr. Med., 1949, 6, 168/183.
- (44) COCHRANE A.L. et GARLAND L.H. — Observer error in the interpretation of chest films. An international investigation. — Lancet, 1952, 2, 505/509.
- (45) GARLAND L.H. et COCHRANE A.L. — Results of an international test in chest roentgenogram interpretation. — J. Amer. med. Ass., 1952, 149, 631/634.
- (46) CLAYSON C., FREW H.M., McINTOSH D., McWHIRTER J., McLINAY P. et STEIN L. — A preliminary enquiry into the relative value of miniature (70 mm) films and large films in the diagnosis of pulmonary tuberculosis. — Brit. J. Tuberc., 1955, 29, 81/101.
- (47) YERUSHALMY J. — The importance of observer error in the interpretation of photo-fluorograms and the value of multiple readings. — Rapports du II^{me} Congrès International de Radiophotographie Médicale, Paris, Masson, 1956, 219/236.
- (48) CANCELLA L.C. — A abreugrafia no rastreio das pneumoconioses. Resultados observados nas minas da Borralha. — Rev. Port Med. milit., 1958, 6, 76/91.
- (49) BATTIGELLI M. — La classificazione e la statistica delle pneumoconiosi nell'esperienza del centro E.N.P.I. presso la Clinica del lavoro di Milano. — Rass. Med. industr., 1959, 28, 249/278.
- (50) FLEISCH A. — Le metabographe. Appareil pour l'enregistrement direct chez l'homme de la consommation d'oxygène, de la production de gaz carbonique, de l'amplitude respiratoire, du débit et de l'équivalent ventilatoires et du quotient respiratoire. — Helv. physiol. Acta, 1953, 11, 361-394.
- (51) DONAGGIO A. — Alcune indagini sulla fatica a mezzo di una reazione diretta a determinare la capacità o meno nell'urina di produrre un particolare fenomeno (Fenomeno d'ostacolo). — Boll. Soc. ital. Biol. sper., 1933, 8, 1456/1462.
- (52) GUKELBERGER M. — Ueber die Verwendbarkeit der Donaggio-Reaktion im Blutserum und über deren Eignung zum Nachweis feiner kolloidaler Vergänge. — Helv. med. Acta, 1939, 6, 553/557.
- (53) GARDNER K.D. — «Athletic pseudonephritis» — Alteration of urine sediment by athletic competition. — J. Amer. med. Ass., 1956, 161, 1613/1617.
- (54) McFARLANE W.V. — Endocrine adaptations to the tropics. — J. Amer. med. Ass., 1957, 164, 319.
- (55) KRAFFT R. — Travail dans la chaleur aux mines domaniales de potasse d'Alsace. — Le travail à la chaleur. Journées de Physiologie Appliquée au Travail Humain. — Paris, Conservatoire National des Arts et Métiers, 1959, 63/78.
- (56) HEREMANS M. Th. et LEYH P. — Réaction de Donaggio et taux des éosinophiles sanguins après l'effort physique effectué aux hautes températures. — Rev. Inst. Hyg. Mines (Hasselt, Belgique), 1960, 15, 135/146.
- (57) RODHAIN J., HEREMANS M. Th. et HEREMANS J. — La réaction de Donaggio sur lame. — Rev. belge Path., 1960, 27, 158/163.
- (58) JARRY J.J., AVY A., BALGAIRIES E. et QUINOT E. — Essai d'indice koniotique. — Rev. méd. minière, 1953, 23, 4/24.
- (59) REY F. — Les mesures d'empoussièrement dans les houillères françaises et l'état actuel des procédés techniques de lutte contre les poussières. — Bull. tech. Union Ing. Ecol. spéc. Univ. Louvain, 1958, 86, 56/62.
- (60) HOUBERECHTS A., DEGUELDRE G. et CARTIGNY S. — Essai de détermination de la nocivité des empoussierements miniers. Validité des mesures faites au précipitateur thermique. — Rev. Inst. Hyg. Mines (Hasselt, Belgique), 1960, 15, 3/22.
- (61) HOUBERECHTS A. — L'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines au cours de l'année 1955. — Ann. Min. Belgique, 1956, 3 et 4, 375/402 et 599/629.
- (62) HOUBERECHTS A. et PATIGNY J. — Etude théorique et expérimentale des pertes de charge dans les puits. — Communication de l'Institut d'Hygiène des Mines, 1957, 12, 146, 47 p.
- (63) BIDLOT R. et LEDENT P. — Le diagramme i-x pour l'air humide. Son application à l'étude du climat et des échanges thermiques dans les travaux souterrains. — Communication de l'Institut d'Hygiène des Mines, 1948, 3, 43, 21 p.
- (64) HOUBERECHTS A. — Les machines frigorifiques dans la climatisation des mines. — Mémoires 8^{me} Cl. Sciences. Académie Royale des Sciences, des Lettres et des Beaux-Arts de Belgique, 1956, 30, 139/214.
- (65) HOUBERECHTS A. — Quelques applications du diagramme (j,x) de l'air humide dans l'étude des problèmes miniers. — Communication de l'Institut d'Hygiène des Mines, 1952, 7, 91, 43 p.
- (66) WEUTHEN P. — Wettertechnische und klimatische Untersuchungen in einem Streckenvortrieb auf der Zeche Werne und Leistungsmessungen an einer GHH-Wetterkühlanlage. — Glückauf, 1958, 94, 37/38, 1304/1314.

[The text in this section is extremely faint and illegible. It appears to be a multi-paragraph document, possibly a letter or a report, spanning across the page. The content is not discernible.]

L'Industrie Charbonnière belge pendant l'année 1960

Statistique sommaire et résultats provisoires

par A. VANDENHEUVEL

Directeur général des Mines.

De Belgische Steenkolen nijverheid tijdens het jaar 1960

Beknopte statistiek en voorlopige uitslagen

door A. VANDENHEUVEL

Directeur-Generaal van het Mijnwezen.

Le présent travail donne, en attendant la publication d'éléments plus détaillés et plus précis dans la « Statistique économique des industries extractives et métallurgiques », un aperçu de l'activité et des résultats de l'industrie charbonnière belge au cours de l'année 1960.

L'attention du lecteur est attirée sur le fait que les données qui suivent ont un caractère provisoire.

Le statistique sommaire et la statistique économique ont subi de profonds changements en 1954. Ces modifications, apportées suivant les recommandations de la C.E.C.A., ont été signalées lors de la publication de la statistique provisoire de 1954 et de 1955.

Le lecteur désireux d'en apprécier l'importance et l'influence sur la continuité des séries statistiques pourra se reporter aux livraisons des « *Annales des Mines* » de mai 1955 et de mai 1956.

Production de houille.

(Voir tableaux n° 1 et 2)

La définition belge de la production nette a été adoptée par la Haute Autorité ; elle se distingue par le fait que les produits cendreux (mixtes, schlamms, pous-siers bruts) sont compris dans le total tonne pour tonne et sont comptabilisés au moment de leur production.

La production nette de houille a été en 1960 de 22.469.320 tonnes, contre 22.756.760 en 1959 et 27.062.230 tonnes en 1958 (chiffres définitifs pour 1959 et 1958). Au cours de ces dernières années, les charbonnages avaient en outre récupéré d'anciens terrils respectivement 3.425 tonnes (1958), 201.231 tonnes (1957) de produits marchands. En 1959 et 1960 les récupérations de terrils effectuées par les charbonnages, ont été nulles.

La chute de production de 1959 à 1960 est de 1,3 %. En présence de la grave récession dans l'in-

In afwachting dat uitvoeriger en nauwkeuriger gegevens in de « Economische statistiek van de extractieve nijverheden en van de metaalnijverheid » zullen gepubliceerd worden, geeft deze studie een kijk op de bedrijvigheid en de uitslagen van de Belgische steenkolen-nijverheid in de loop van het jaar 1960.

De aandacht van de lezer wordt erop gevestigd dat de hiernavolgende gegevens van voorlopige aard zijn.

De beknopte statistiek en de economische statistiek hebben in 1954 grondige wijzigingen ondergaan. Die wijzigingen, op aanbeveling van de E.G.K.S. aange-bracht, waren aangeduid in de voorlopige statistiek van 1954 en van 1955.

De lezer die meer wenst te vernemen over die wij-zigingen en de weerslag ervan op de continuïteit van de statistische reeksen, wordt verzocht de « *Annalen der Mijnen* » van mei 1955 en mei 1956 te raadplegen.

Productie van steenkolen.

(Zie tabellen 1 en 2).

De Belgische bepaling van de nettoproductie is door de Hoge Autoriteit aangenomen ; zij onderscheidt zich door het feit dat de voortbrengselen met hoog asgehalte (mixtekolen, slamm, ongewassen stofkolen) voor het volle gewicht in het totaal begrepen zijn en op het ogenblik van de voortbrenging aangerekend worden.

In 1960 bedroeg de nettoproductie van steenkolen 22.469.320 ton, tegenover 22.756.770 ton in 1959 en 27.062.230 ton in 1958 (definitieve cijfers voor 1959 en 1958). Gedurende de laatste jaren hadden de kolen-mijnen bovendien uit oude steenstorten onderscheiden-lijk 3.425 ton (1958) en 201.231 ton (1957) verkoop-bare produkten gewonnen. In 1959 en in 1960 hebben de kolenmijnen zelf geen steenstorten ontgonnen.

In vergelijking met 1959 is de produktie in 1960 met 1,3 % gedaald. Wegens de ernstige recessie

dustrie charbonnière, les charbonnages ont abandonné totalement en 1960 comme en 1959, la récupération de produits marchands par relavage d'anciens terrils.

Le tableau n° 1 permet de se rendre compte de l'allure de la production mensuelle.

in de steenkolennijverheid hebben de steenkolenmijnen in 1960, zoals in 1959, de winning van verkoopbare produkten uit oude steenstorten volledig stopgezet.

Tabel 1 geeft een overzicht van de maandelijkse produktie.

TABLEAU N° 1 — TABEL 1
PRODUCTION MENSUELLE DE HOUILLE PAR BASSIN
MAANDELIJKE STEENKOLENPRODUKTIE IN DE VERSCHILLENDE BEKKENS

1.000 t						
MOIS — MAAND	Borinage Borinage	Centre Centrum	Charleroi- Namur Charleroi- Namen	Liège Luik	Campine Kempen	Royaume Het Rijk
1960						
I	203,1	172,8	433,7	310,2	784,6	1 904,4
II	202,9	169,8	475,0	316,0	768,2	1 931,9
III	214,8	174,6	494,4	340,3	823,9	2 048,0
IV	214,3	165,6	465,4	316,9	759,2	1 921,4
V	197,9	166,4	463,1	303,0	738,6	1 869,0
VI	187,2	170,5	473,8	297,6	700,7	1 829,8
VII	133,9	140,5	306,9	190,4	742,6	1 514,3
VIII	177,1	171,3	426,0	293,4	752,0	1 819,8
IX	184,1	169,3	484,3	318,0	781,3	1 937,0
X	172,0	166,4	476,5	314,1	814,7	1 943,7
XI	198,4	167,3	497,5	307,4	844,1	2 014,7
XII	150,7	124,8	350,6	230,2	875,1	1 731,4
Totaux des relevés mensuels 1960						
Tot. van de maand, cijfers in 1960	2 236,4	1 959,3	5 347,2	3 537,5	9 385,0	22.465,4
Production en 1960 (chiffres provisoires rectifiés)						
	2 236,3	1 959,3	5 347,2	3 541,5	9 385,0	22 469,3
Produktie in 1960 (Voorlopige verbeterde cijfers)						
Soit : — Dit is :						
de la production du Royaume	10,0 %	8,7 %	23,8 %	15,7 %	41,8 %	100,0 %
van de produktie van het Rijk.						

On remarquera la faible production du mois de décembre due aux grèves dans les bassins du Sud. La production normale du mois de décembre aurait dû être proche de celle du mois de novembre et l'on voit que la production manquée s'établit à environ 275.000 tonnes.

L'apport du bassin de la Campine à l'extraction totale du Royaume a évolué comme suit au cours des dix dernières années :

1951 : 31,2 %	1956 : 35,4 %
1952 : 32,0 %	1957 : 35,6 %
1953 : 31,5 %	1958 : 36,9 %
1954 : 31,7 %	1959 : 38,5 %
1955 : 33,8 %	1960 : 41,8 %

L'importance relative du bassin de la Campine, dans la production nationale, continue de croître.

Le recul de l'extraction en 1960 par rapport à 1959 affecte principalement les bassins du Borinage et de Liège. Par contre la Campine a pu augmenter sensiblement sa production. (Voir le tableau comparatif ci-après).

Opvallend is de geringe produktie in december wegens de stakingen in de zuiderbekkens. De normale produktie van december had nagenoeg moeten gelijk zijn aan die van november. Men ziet dat de ontbrekende produktie haast 275.000 ton bedraagt.

Het aandeel van het Kempens bekken in de totale produktie is tijdens de jongste 10 jaren als volgt gestegen :

1951 : 31,2 %	1956 : 35,4 %
1952 : 32,0 %	1957 : 35,6 %
1953 : 31,5 %	1958 : 36,9 %
1954 : 31,7 %	1959 : 38,5 %
1955 : 33,8 %	1960 : 41,8 %

De betrekkelijke belangrijkheid van het Kempens bekken t.a.v. de nationale produktie blijft toenemen.

In vergelijking met 1959 is de winning in 1960 het meest gedaald in de Borinage en in het bekken van Luik. In de Kempen daarentegen is de produktie merklijk gestegen. (Zie onderstaande vergelijkende tabel).

BASSINS — BEKKENS	Production de Produktie in 1959 (1 000 t) (1)	Production de Produktie in 1960 (1 000 t) (2)	Différence Verschil (1 000 t)	%
Borinage	2 576	2 236	— 340	— 13,2
Centre — Centrum	2 066	1 959	— 107	— 5,2
Charleroi-Namur — Charleroi-Namen	5 520	5 347	— 173	— 3,1
Liège — Luik	3 824	3 542	— 282	— 7,4
Sud — Zuidbekkens	13 986	13 084	— 902	— 6,4
Campine — Kempen	8 771	9 385	+ 614	+ 7,0
Royaume — Het Rijk	22 757	22 469	— 288	— 1,3

(1) Chiffres définitifs — Definitieve cijfers.

(2) Chiffres provisoires — Voorlopige cijfers.

Nombre de jours ouvrés et production moyenne par jour ouvré

Dans un siège déterminé un jour est dit « ouvré » lorsque l'effectif normal du fond a été appelé au travail et qu'il y a eu extraction.

Pour l'ensemble des sièges d'un bassin, le nombre de jours ouvrés est obtenu par la somme des nombres de jours ouvrés des différents sièges pondérés par le nombre d'ouvriers inscrits au fond à ces différents sièges.

Le nombre moyen de jours ouvrés de l'année 1960, arrondi à l'unité, a varié, suivant les bassins, entre 224 dans le Centre et 260 à Liège. Pour l'ensemble des charbonnages, il a été de 246.

Le détail mensuel en est donné au tableau n° 2 ci-après :

Aantal gewerkte dagen en gemiddelde produktie per gewerkte dag

In een bepaalde zetel noemt men « gewerkte dag » iedere dag waarop het normaal aantal voor de ondergrond ingeschreven arbeiders verzocht is te werken en waarop kolen opgehaald worden.

Voor al de zetels van een bekken samen is het aantal gewerkte dagen de som van het aantal gewerkte dagen van iedere zetel, gewogen volgens het aantal ingeschreven ondergrondse arbeiders van die zetel.

Het gemiddeld aantal in 1960 gewerkte dagen, tot de eenheid afgerond, schommelde van 224 in het Centrum tot 260 in het bekken van Luik. Voor alle kolenmijnen samen bedroeg het 246.

In onderstaande tabel 2 zijn de cijfers per maand aangeduid.

TABLEAU N° 2 — TABEL 2

NOMBRE DE JOURS OUVRES ET PRODUCTION MOYENNE PAR JOUR OUVRE
AANTAL GEWERKTE DAGEN EN GEMIDDELDE PRODUKTIE PER GEWERKTE DAG

MOIS MAAND	Borinage		Centre		Charleroi-Namur		Liège		Campine		Royaume	
	Prod. journ. Dagproduktie	Jours ouvrés Gew. dagen	Prod. journ. Dagproduktie	Jours ouvrés Gew. dagen	Prod. journ. Dagproduktie	Jours ouvrés Gew. dagen	Prod. journ. Dagproduktie	Jours ouvrés Gew. dagen	Prod. journ. Dagproduktie	Jours ouvrés Gew. dagen	Prod. journ. Dagproduktie	Jours ouvrés Gew. dagen
	Borinage		Centrum		Charleroi-Namen		Luik		Kempen		Het Rijk	
1960												
I	12 250	16,58	9 880	17,49	22 600	19,19	13 925	22,28	37 609	20,86	96 374	19,76
II	11 607	17,48	9 858	17,22	22 981	20,07	14 024	22,53	37 024	20,75	95 494	20,23
III	11 623	18,48	10 556	16,54	24 095	20,52	14 336	23,74	38 390	21,46	98 842	20,72
IV	11 573	18,51	10 067	16,45	23 915	19,46	14 136	22,42	37 217	20,40	96 599	19,89
V	10 623	18,63	9 842	16,91	23 225	19,94	13 820	21,92	36 545	20,21	93 823	19,92
VI	9 725	19,25	9 571	17,81	23 067	20,54	13 818	21,54	36 288	19,31	92 183	19,85
VII	8 853	15,12	7 935	17,71	22 066	13,91	12 381	15,38	34 913	21,27	87 484	17,31
VIII	8 165	21,69	7 594	22,56	19 686	21,64	12 580	23,32	34 213	21,98	82 121	22,16
IX	8 525	21,59	7 793	21,73	20 840	23,24	13 239	24,02	35 789	21,83	85 974	22,53
X	8 212	20,95	7 907	21,04	21 110	22,57	13 310	23,60	36 371	22,40	86 966	22,35
XI	8 777	22,61	7 751	21,59	21 628	23,00	13 499	22,78	38 704	21,81	90 185	22,34
XII	8 397	17,95	7 476	16,69	21 734	16,13	13 639	16,88	38 586	22,68	91 513	18,92
1960	9 773	228,84	8 757	223,74	22 205	240,81	13 584	260,41	36 810	254,96	91 330	245,98

De l'examen des chiffres du tableau n° 2 on serait tenté de tirer des conclusions relatives à l'importance du chômage dans l'industrie charbonnière en 1960. Il faut prendre garde au fait que les chiffres du mois de décembre pour les bassins du Sud ont été affectés par l'incidence des grèves.

Cependant on peut dire globalement que le chômage a été beaucoup moins important qu'en 1959.

Stocks de houille

(Voir tableau n° 3)

Les stocks de houille atteignaient à la fin de l'année 1959, 7.496.200 tonnes, ce qui correspondait à 74 jours de production.

Au cours de 1960, ces stocks ont nettement diminué et fin 1960 ils se trouvaient à 6.565.2000 tonnes, soit une réduction de 931.000 tonnes. Le déstockage a porté sur des produits primaires tandis que les stocks de produits secondaires restaient pratiquement stationnaires.

Cette amélioration de la situation est due à une très légère augmentation de l'écoulement de charbon sur le marché intérieur et surtout à une nette diminution des importations. La légère baisse de la production a également contribué à soulager la situation des stocks.

Les mouvements mensuels des stocks montrent que le déstockage s'est fait au cours du second semestre ; le printemps a été la saison la moins favorable à cet égard.

Uit de cijfers van tabel 2 zou men geneigd kunnen zijn konklusies te trekken aangaande de omvang van de werkloosheid in de steenkolennijverheid in 1960. Men mag niet uit het oog verliezen dat de cijfers van december in de zuiderbekkens de weerslag van de stakingen ondergaan hebben. Toch blijkt de werkloosheid veel minder aanzienlijk geweest te zijn dan in 1959.

Voorraden steenkolen

(Zie tabel 3)

Einde 1959 bedroegen de kolenvoorraden 7.496.200 ton, wat overeenstemde met de produktie van 74 dagen.

In de loop van 1960 zijn die voorraden merklijk gedaald : einde 1960 bedroegen zij 6.565.200 ton, wat 931.000 ton minder was. De vermindering heeft op primaire produkten betrekking gehad, terwijl de voorraden secundaire produkten praktisch onveranderd gebleven zijn.

Die verbetering is te danken aan een zeer lichte verhoging van de kolenafzet op de binnenlandse markt en vooral aan een merkelijke vermindering van de invoer. De lichte daling van de produktie heeft ook iets bijgedragen om de voorraden te doen afnemen.

Uit de laatste kolom van tabel 3 blijkt dat de vermindering van de voorraden in de loop van het tweede halfjaar plaatsgehad heeft ; het voorjaar was op dat gebied het minst gunstig.

TABLEAU N° 3 — TABEL 3
EVOLUTION MENSUELLE DES STOCKS DE HOUILLE
DE STEENKOLENVOORRADEN PER MAAND AANGEDUID

DE STEENROLLENVOUWING							1.000 t
DATE	Borinage	Centre	Charleroi-Namur	Liège	Campine	Royaume	Mouvement du mois
MAAND	Borinage	Centrum	Charleroi-Namen	Luik	Kempen	Het Rijk	Verschil
1960							
1 - I . . .	1 096,8	807,9	2 463,3	787,7	2 340,5	7 496,2	—
31 - I . . .	1 062,7	793,2	2 401,4	768,6	2 314,8	7 340,7	— 155,5
29 - II . . .	1 040,8	794,5	2 416,7	808,2	2 325,4	7 385,6	+ 44,9
31 - III . . .	1 043,2	779,9	2 428,8	850,3	2 337,8	7 440,0	+ 54,4
30 - IV . . .	1 011,0	764,7	2 453,7	854,5	2 355,2	7 439,1	— 0,9
31 - V . . .	995,0	752,1	2 473,4	848,8	2 372,1	7 441,4	+ 2,3
30 - VI . . .	995,2	746,3	2 500,8	816,6	2 357,7	7 416,6	— 24,8
31 - VII . . .	962,0	727,2	2 466,1	781,9	2 315,5	7 252,7	— 163,9
31 - VIII . . .	937,0	699,5	2 426,6	719,7	2 295,4	7 078,2	— 174,5
30 - IX . . .	901,7	689,6	2 429,7	680,0	2 278,1	6 979,1	— 99,1
31 - X . . .	868,8	676,0	2 393,3	614,6	2 241,4	6 794,1	— 185,0
30 - XI . . .	860,5	661,8	2 360,1	563,0	2 232,7	6 678,1	— 116,0
31 - XII . . .	837,2	642,1	2 312,0	518,8	2 255,1	6 565,2	— 112,3

Si l'on rapporte les stocks finaux des années 1957, 1958, 1959 et 1960 à la production moyenne par jour ouvré de chaque bassin et du Royaume, on obtient le nombre de journées de travail dont la production entière était en stock au 31 décembre de chacune de ces années :

Deelt men de voorraden op het einde van 1957, 1958, 1959 en 1960 voor ieder bekken en voor het Rijk door de gemiddelde produktie per gewerkte dag, dan bekomt men het aantal werkdagen waarvan de volledige produktie op 31 december van de beschouwde jaren in voorraad was :

jours

dagen

BASSINS — BEKKENS	1957	1958	1959	1960
Borinage	17,6	70,3	81,6	85,7
Centre — Centrum	14,5	68,6	74,3	73,3
Charleroi-Namur — Charleroi-Namen	14,7	73,7	99,3	104,1
Liège — Luik	6,8	38,0	54,9	38,2
Campine — Kempen	13,9	68,4	61,5	61,3
Royaume — Het Rijk	13,6	65,3	74,0	71,9

Durée du travail.

L'historique de la réduction hebdomadaire du travail en dessous de 48 heures a été fait dans le cadre de la statistique sommaire relative à l'année 1957 (*Annales des Mines*, 5^e livraison, mai 1958, pp. 474-475).

A partir du 1^{er} janvier 1958 la réduction à 45 heures de la durée hebdomadaire du travail par l'octroi de 18 jours de repos compensatoires payés, moyennant certaines conditions d'assiduité, a été intégralement appliquée et les mines ont fermé effectivement 18 jours à cet effet au cours de l'année. Il en a été de même au cours de l'année 1959 et au cours de l'année 1960.

Ces dispositions devaient normalement avoir pour effet de diminuer le nombre moyen de postes prestés dans l'année par ouvrier inscrit.

En fait, le nombre moyen de jours de présence des ouvriers du fond a évolué comme suit au cours des dernières années :

1954 :	239,0
1955 :	239,6
1956 :	233,4
1957 :	230,0
1958 :	211,6
1959 :	184,9
1960 :	190,0

Le nombre moyen de jours de présence des ouvriers du fond a augmenté sous l'effet de la diminution du chômage. L'analyse détaillée des présences et non présences, analyse qui paraîtra dans les statistiques techniques pour 1960, permettra beaucoup plus sûrement de déterminer la part des différentes causes dans ce total de jours de présences.

Les limites légales de la durée du travail souterrain restant fixées à huit heures par jour et à quarante-huit heures par semaine, descente et remonte comprises, la notion de « poste effectué » n'a subi aucun changement.

Personnel.**Rappel des définitions :**

Les « ouvriers à veine » sont ceux qui sont pourvus d'un moyen portatif individuel d'abatage.

Les « ouvriers de l'abatage » comprennent, outre les ouvriers à veine, leurs aides, les haveurs et leurs aides, les préposés à la conduite des machines d'abatage, les foreurs en veine et leurs aides, les préposés aux tirs d'ébranlement, les rapresteurs et les hayeurs.

Les « ouvriers de la taille » comprennent les ouvriers de l'abatage, de la suite à l'abatage et du contrôle du toit, jusqu'au transport exclus.

* * *

Arbeitsduur

In de beknopte statistiek over het jaar 1957 (*Annalen der Mijnen*, nummer 5, mei 1958, blz. 474-475) is aangeduid hoe de verkorting van de werktijd tot minder dan 48 uren per week is tot stand gekomen.

Vanaf 1 januari 1958 werd de verkorting van de werktijd tot 45 uren per week, door het toekennen van 18 kompensatierustdagen met loon gebonden aan bepaalde regelmatigheidsvoorwaarden, volledig toegepast; de mijnen zijn hiervoor in de loop van het jaar werkelijk 18 dagen gesloten geweest. Dat was ook het geval in 1959 en in 1960.

Die regeling moest normaal een vermindering van het gemiddeld aantal in de loop van het jaar verstrekte diensten per ingeschreven arbeider teweegbrengen.

Feitelijk is het gemiddeld aantal aanwezigheden van de ondergrondse arbeiders tijdens de jongste jaren als volgt gedaald :

1954 :	239,0
1955 :	239,6
1956 :	233,4
1957 :	230,0
1958 :	211,6
1959 :	184,9
1960 :	190,0

Door de vermindering van de werkloosheid is het gemiddeld aantal aanwezigheden van de ondergrondse arbeiders gestegen. Door de uitvoerige ontleiding van de aanwezigheden en de niet-aanwezigheden, die in de technische statistiek van 1960 zal verschijnen, zullen wij het aandeel van de verschillende oorzaken die het totaal aantal aanwezigheden beïnvloeden hebben met meer zekerheid kunnen bepalen.

De wettelijke grenzen van de arbeidsduur in de ondergrond blijven vastgesteld op acht uren per dag en achtenveertig uren per week, de tijd voor het afdalen en het opstijgen inbegrepen. Het begrip « verrichte dienst » is hetzelfde gebleven.

Personeel**Bepalingen :**

« Kolenhouwers » zijn arbeiders die over een draagbaar, individueel afbouwmiddel beschikken.

De « hakarbeiders » omvatten buiten de kolenhouwers, hun helpers, de ondersnijders en hun helpers, de personen belast met de bediening van de afbouwmachines, de boorders in de kool en hun helpers, de arbeiders belast met het schokschietsen en de afdekkers.

De « pijlarbeiders » omvatten de hakarbeiders, de arbeiders belast met de verrichtingen volgend op het hakwerk en met de dakcontrole, tot aan het vervoer, dit laatste niet inbegrepen.

* * *

Ci-dessous figure pour chaque bassin et pour le Royaume, le nombre de postes effectués au cours de l'année par les ouvriers à veine, les ouvriers de la taille, les ouvriers du fond et les ouvriers de la surface.

In onderstaande tabel is voor ieder bekken en voor heel het Rijk het aantal diensten aangegeven die de kolenhouwers, de pijlerarbeiders, de ondergrondse en de bovengrondse arbeiders in 1960 verricht hebben.

1.000 postes			1.000 diensten		
BASSINS BEKKENS	Ouvriers à veine Kolenhouwers	Ouvr. de la taille Pijlerarbeiders	Ouvr. du fond Ondergr. arbeid.	Ouvr. de la surf. Bovengr. arbeid.	Fond et surf. réunis Onder- en bovengr. samen
Borinage	325	688	1 676	701	2 377
Centre — Centrum	259	594	1 523	626	2 149
Charleroi-Namur					
Charleroi-Namen	727	1 487	3 718	1 719	5 437
Liège — Luik	520	1 167	2 999	1 171	4 170
Campine — Kempen	873	2 083	5 799	2 142	7 941
Royaume — Het Rijk	2 704	6 019	15 715	6 359	22 074

La statistique technique définitive relative à l'année 1960 qui sera publiée prochainement, donnera des indications plus complètes relatives à l'occupation de la main-d'œuvre.

De definitieve technische statistiek over het jaar 1960, die eerlang zal verschijnen, zal meer volledige inlichtingen over de tewerkstelling van de arbeidskrachten bevatten.

Production par poste effectué ou rendement

(Voir tableaux n^{os} 4 et 5)

Le rendement est la production réalisée par un ouvrier pendant un poste de travail d'une durée légale, c'est-à-dire, en Belgique, de 8 heures, descente et remonte comprises pour les ouvriers du fond.

Le tableau n^o 4 donne l'évolution du rendement, exprimé en kilogrammes produits par poste, au cours des divers mois de l'année 1960. Le minimum et le maximum y sont chaque fois indiqués.

Productie per verrichte dienst of rendement

(Zie tabellen 4 en 5)

Het rendement is de produktie van een arbeider gedurende een arbeidsdienst van de wettelijke duur, d.i. in België een dienst van 8 uren, voor de ondergrondse arbeiders de tijd voor het afdalen en het stijgen inbegrepen.

Tabel 4 geeft, voor de verschillende maanden van 1960, het verloop weer van het rendement, uitgedrukt in kilogram voortgebracht per dienst. De hoogste en de laagste rendementen zijn er telkens in aangeduid.

TABLEAU N^o 4 — TABEL 4
RENDEMENTS MOYENS PENDANT LES MOIS DE 1960
GEMIDDELD RENDEMENT TIJDENS DE MAANDEN VAN 1960

kg/poste		kg/dienst	
MOIS MAAND	Ouvriers de la taille (y compris ouv. à veine) Pijlerarbeiders (kolenhouwers inbegrepen)	Ouvriers du fond (y compris ouv. taille) Ondergrondse arbeiders (pijlerarb. inbegrepen)	Ouvriers du fond et de la surface Ondergrondse en bovengrondse arbeiders samen
1960			
I	3 504 Min.	1 334 Min.	953 Min.
II	3 566	1 378	990
III	3 597	1 388	996
IV	3 628	1 390	994
V	3 690	1 414	1 005
VI	3 724	1 425	1 012
VII	3 917	1 442	1 002
VIII	3 802	1 443	1 018
IX	3 823	1 474	1 044
X	3 857	1 477	1 051
XI	3 828	1 497	1 077
XII	3 981 Max.	1 524 Max.	1 087 Max.

Le tableau n° 5 met en regard pour l'année et par bassin, le rendement des ouvriers de la taille, des ouvriers du fond et des ouvriers du fond et de la surface des années 1959 et 1960.

Ce tableau montre que le rendement des ouvriers du fond du Royaume s'est fort amélioré en 1960 par rapport à 1959 (+ 168 kg, soit + 13,3 %).

Il résulte du tableau n° 4 que cette progression s'est manifestée d'une manière presque continue, à part une très légère régression aux mois de juillet et d'août, époque de congés payés, et le tableau n° 5 montre que cette progression est imputable aux bassins du Sud (+ 171 kg, soit + 11,6 %) et dans une proportion un peu plus faible au bassin de la Campine (+ 120 kg, soit + 8,0 %).

Il faut observer que la notion de rendement « à veine » n'a plus guère de sens concret en Campine puisqu'on le calcule en rapportant la production nette totale au nombre des postes prestés par les ouvriers porteurs d'un moyen individuel d'abatage, alors que plus de la moitié du tonnage extrait en Campine est abattu par des moyens mécaniques autres que le marteau-piqueur.

Aussi, à partir de cette année, nous ne publions plus de chiffres de rendement ou d'indices relatifs aux ouvriers à veine, mais bien ceux relatifs aux tailles, en y comprenant les suites à l'abatage, le soutènement, le contrôle du toit, etc.

Rappelons ici, que les rendements dont il est question, sont calculés en comprenant le personnel salarié de la surveillance.

In tabel 5 wordt voor ieder bekken en voor heel het Rijk een vergelijking gemaakt tussen het rendement van de pijlerarbeiders, de ondergrondse arbeiders en de ondergrondse en bovengrondse arbeiders samen in 1959 en in 1960.

Hieruit blijkt dat het rendement van de ondergrondse arbeiders voor heel het Rijk in 1960 aanzienlijk gestegen is in vergelijking met 1959 (+ 168 kg of 13,3 %).

Tabel 4 toont aan dat de stijging zich haast bestendig heeft voorgedaan, een zeer lichte inzinking tijdens de verlofperiode van juli en augustus niet te na gesproken; uit tabel 5 blijkt dat zij te danken is aan de zuiderbekkens, (+ 171 kg, of + 11,6 %) en in iets geringere mate aan het Kempens bekken (+ 120 kg, of + 8,0 %).

Er dient opgemerkt dat het begrip « rendement houwens » in de Kempen haast geen konkrete betekenis meer heeft, vermits dit rendement berekend wordt door de totale nettoproductie te delen door het aantal diensten verricht door arbeiders die een individueel afbouw-middel bezitten. Welnu, meer dan de helft van de gewonnen tonnemaat wordt in de Kempen afgebouwd met andere mechanische middelen dan de afbouwhamer.

Daarom zullen wij vanaf dit jaar geen rendementen of indices van de houwens meer publiceren, maar wel die van de pijlerarbeiders, waarin ook de arbeiders van wat op de afbouw volgt, van de ondersteuning, de dakcontrole, enz., begrepen zijn.

Er weze aan herinnerd dat de aangeduide rendementen berekend zijn met inbegrip van het loontrekkend toezichtspersoneel.

TABLEAU N° 5 — TABEL 5

RENDEMENTS MOYENS DANS LES DIFFERENTS BASSINS
GEMIDDELD RENDEMENT IN DE VERSCHILLENDE BEKKENS

BASSINS BEKKENS	Ouvriers de la taille (Ouvriers à veine compris) Pijlerarbeiders (Houwers inbegrepen) (kg)		Ouvriers du fond (Ouvriers de la taille compris) Ondergrondse arbeiders (Pijlerarbeiders inbegrepen) (kg)		Ouvriers toutes catégories Alle categorieën arbeiders (kg)	
	1959 (1)	1960 (2)	1959 (1)	1960 (2)	1959 (1)	1960 (2)
Borinage	2 868	3 251	1 146	1 334	815	941
Centre — Centrum	2 831	3 300	1 128	1 286	809	912
Charleroi-Namur — Charleroi-Namen	3 185	3 595	1 284	1 438	879	983
Liège — Luik	2 654	3 031	1 006	1 180	736	848
Sud — Zuiderbekkens	2 913	3 323	1 148	1 319	814	925
Campine — Kempen	4 021	4 506	1 498	1 618	1 110	1 182
Royaume — Het Rijk	3 259	3 732	1 262	1 430	907	1 018

(1) Chiffres définitifs — Definitieve cijfers.

(2) Chiffres provisoires — Voorlopige cijfers.

Indices de productivité

(Voir diagramme)

Le diagramme ci-après tend à dégager l'évolution de la productivité du travail en 1960 d'une manière plus explicite que les diagrammes de rendement publiés avant 1956. A cet effet, ce sont les indices

Productiviteitsindices

(Zie diagram)

In onderstaand diagram is het verloop van de arbeidsproductiviteit in 1960 duidelijker in het licht gesteld dan dat in de vóór 1956 gepubliceerde rendementsdiagrammen het geval was. Te dien einde hebben wij

(inverses des rendements), qui ont servi de base à son établissement et l'on y a porté les *différences* entre les indices mensuels de 1960 et l'indice moyen de 1959 pris comme base de référence. Pour mieux dégager l'influence des divers facteurs de la production ces différences sont données séparément pour les ouvriers de la taille, pour les *autres* ouvriers du fond (*sans* les ouvriers des tailles) et pour le personnel de la surface seule, alors que pour 1959 les rendements étaient donnés pour les ouvriers à veine, pour les ouvriers de la taille (*sans* les ouvriers à veine), pour les ouvriers du fond (*sans* les ouvriers de la taille) et pour l'ensemble du personnel, fond et surface.

On a porté dans le sens des ordonnées *positives* les *gains* en postes effectués par 100 tonnes nettes extraites, c'est-à-dire les *diminutions* d'indice par rapport à l'indice moyen de 1959 et dans le sens des ordonnées *negatives* les *pertes* en postes effectués par 100 tonnes, c'est-à-dire les augmentations d'indice par rapport à 1959.

Ainsi ces gains et pertes se cumulent par simple addition.

Les indices absolus de 1959 et ceux de chaque mois de 1960 sont reproduits au tableau n° 5 *bis* ci-après, ainsi que les différences entre les seconds et les premiers qui ont été portées au diagramme.

de indices (het omgekeerde van het rendement) als uitgangspunt genomen en alleen *het verschil* tussen de maandelijkse indices van 1960 en de gemiddelde indice van 1959 (de vergelijkingsbasis) in grafiek gebracht. Om de invloed van de verschillende factoren van de voortbrenging beter in het licht te stellen hebben wij de verschillen afzonderlijk aangeduid voor de pijlararbeiders, de *andere* ondergrondse arbeiders (zonder de pijlararbeiders) en voor de bovengrondse arbeiders alleen, terwijl de rendementen in 1959 aangegeven werden voor de kolenhouwers, de pijlararbeiders (zonder de kolenhouwers), de ondergrondse arbeiders (zonder de pijlararbeiders) en voor de arbeiders van de ondergrond en de bovengrond samen.

In de zin van de *positieve ordinaten* is het aantal diensten aangeduid die op 100 ton netto-gewonnen kolen *uitgespaard* werden, d.w.z. de *daling* van de indice t.o.v. de gemiddelde indice van 1959 en in de zin van de *negatieve ordinaten* het aantal diensten die per 100 ton netto-gewonnen kolen *meer verricht* werden, d.w.z. de stijging van de indice t.o.v. 1959.

Die dalingen en stijgingen kunnen dus gewoon samengeteld worden.

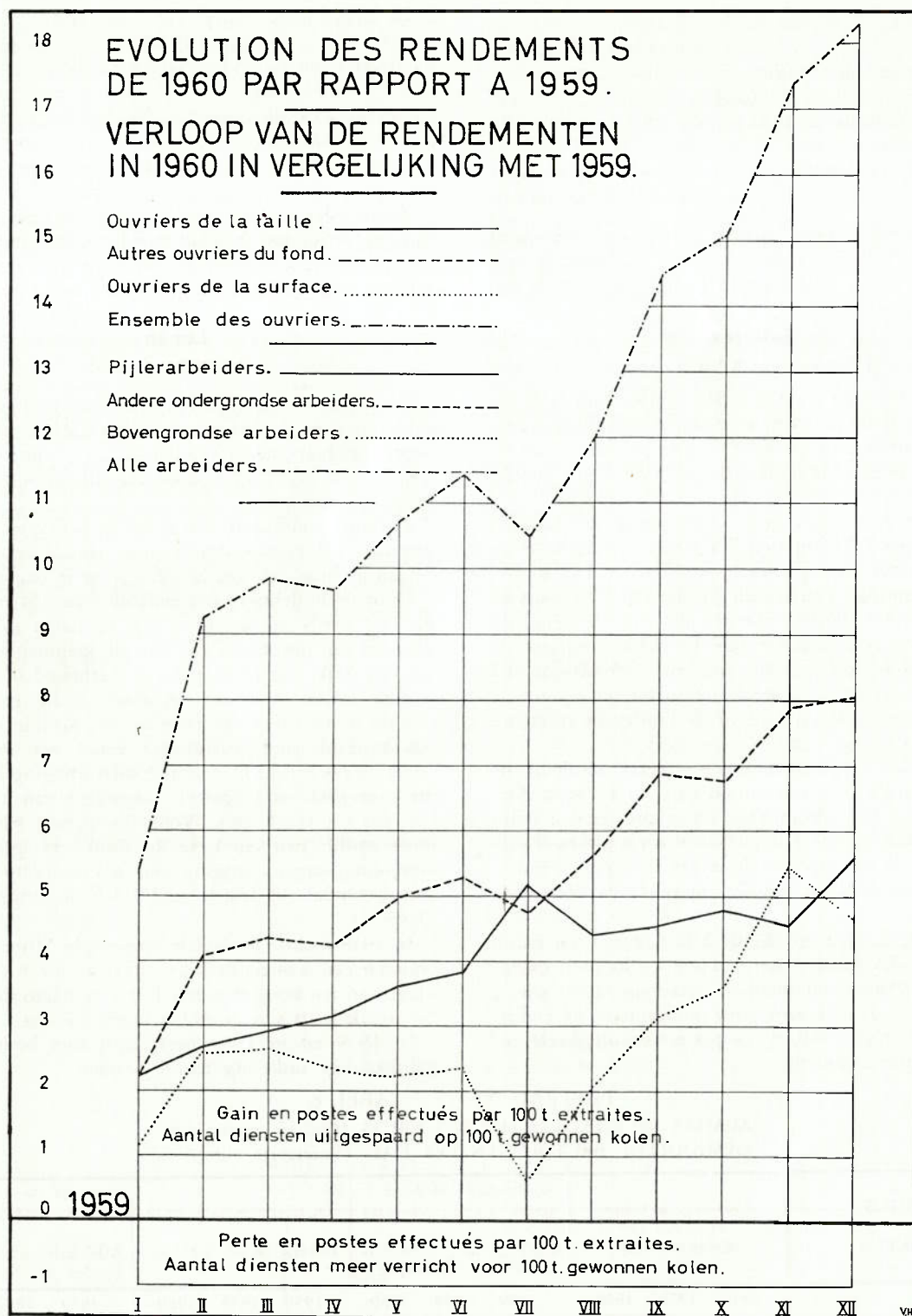
De absolute indices van 1959 en die van de verschillende maanden van 1960 zijn in onderstaande tabel 5 *bis* aangeduid, samen met het verschil tussen de laatste en de eerste, dat in diagram gebracht is.

TABLEAU N° 5 *bis* — TABEL 5 *bis*
EVOLUTION DES INDICES DE PRODUCTIVITE DE 1960 PAR RAPPORT A 1959
VERLOOP VAN DE PRODUCTIVITEITSINDICES VAN 1960 IN VERGELIJKING MET 1959

MOIS MAANDEN	INDICES											
	G : Gains — Uitgespaarde diensten						P : Pertes — Meer verrichte diensten					
	Ouvriers de la taille	G	P	Autres o. du fond	G	P	Surface	G	P	Global	G	P
	Pijlararb.			Andere onder- grondse arb.			Boven- grond			Samen		
1959												
Moyenne mens. (1)	30,69	—	—	48,56	—	—	31,01	—	—	110,26	—	—
Maand. gemidd. (1)												
1960												
I	28,54	2,15	»	46,43	2,13	»	29,94	1,07	»	104,91	5,35	»
II	28,04	2,65	»	44,52	4,04	»	28,47	2,54	»	101,03	9,23	»
III	27,80	2,89	»	44,24	4,32	»	28,38	2,63	»	100,42	9,84	»
IV	27,57	3,12	»	44,35	4,21	»	28,68	2,33	»	100,60	9,66	»
V	27,10	3,59	»	43,62	4,94	»	28,82	2,19	»	99,54	10,72	»
VI	26,86	3,83	»	43,30	5,26	»	28,69	2,32	»	98,85	11,41	»
VII	25,53	5,16	»	43,82	4,74	»	30,41	0,60	»	99,76	10,50	»
VIII	26,30	4,39	»	42,98	5,58	»	28,97	2,04	»	98,25	12,01	»
IX	26,16	4,53	»	41,68	6,88	»	27,90	3,11	»	95,74	14,52	»
X	25,92	4,77	»	41,79	6,77	»	27,45	3,56	»	95,16	15,10	»
XI	26,13	4,56	»	40,67	7,89	»	26,06	4,95	»	92,86	17,40	»
XII	25,12	5,57	»	40,49	8,07	»	26,34	4,67	»	91,95	18,31	»
1960												
Moyenne mens. (2)	26,79	3,90	»	43,16	5,40	»	28,30	2,71	»	98,25	12,01	»
Maand. gemidd. (2)												

(1) Chiffres définitifs.
(2) Chiffres provisoires.

(1) Definitieve cijfers.
(2) Voorlopige cijfers.



L'évolution favorable du rendement résulte de gains dans tous les secteurs. On notera en particulier la progression régulière du gain réalisé par les ouvriers de la taille et qui résulte de la sélection des couches exploitées et de la mécanisation des tailles.

Cette évolution favorable est évidemment accélérée par les fermetures de sièges.

Het gunstig verloop van het rendement is te danken aan de diensten die in alle sektoren uitgespaard werden, in het bijzondere aan de regelmatige vooruitgang van de door de pijlerarbeiders uitgespaarde diensten. Deze laatste is te danken aan de selectie van de ontgonnen lagen en aan de mechanisering van de pijlers.

Dat gunstig verloop wordt natuurlijk door de sluiting van zetels in de hand gewerkt.

Les indices de l'année 1960 sont pour :

	postes par 100 tonnes.	gain
a) les ouvriers de la taille . . .	26,79	3,90
b) les autres ouvriers du fond . .	43,16	5,40
c) les ouvriers de la surface . . .	28,30	2,71

et pour l'ensemble . . . 98,25 gain 12,01
postes par 100 tonnes.

On observe, comme chaque année, un relèvement marqué de l'indice aux mois de juillet et d'août, époque des congés payés, mise à profit pour l'exécution de travaux non productifs.

Salaires.

(Voir tableaux n° 6 et 7)

Les salaires dont il est question représentent la rémunération de toute personne — ouvrier, surveillant, chef-ouvrier, contremaître ou autre — liée par un contrat de travail, en vertu de la loi du 10 mars 1900 sur le contrat de travail.

Il s'agit de salaires bruts, comprenant les sommes retenues pour l'alimentation des fonds de retraite et de sécurité sociale ainsi que les impôts retenus à la source.

La convention collective du 24 mai 1957, toujours en vigueur, lie les salaires à l'index des prix de détail du Royaume de telle manière que les salaires varient de 2,5 % chaque fois que la moyenne arithmétique des index de deux mois consécutifs franchit un « point de déclenchement » défini à partir de l'index de référence 95,51.

La dernière augmentation de salaires résultant de l'application de cette convention date du 1^{er} septembre 1959 (+ 2,5 %). Avant cela, les salaires étaient stabilisés au niveau de 1958. En 1960, il n'y a pas eu d'augmentation de salaires due à la croissance de l'index, celui-ci étant resté en dessous du point de déclenchement.

En 1958, il avait été décidé à la Commission nationale mixte des Mines l'octroi d'une « allocation exceptionnelle 1958 » d'un montant maximum de 1.500 F, payable au cours de la deuxième quinzaine de décembre.

En 1959 et en 1960, il n'a pas été décidé d'octroyer une allocation semblable.

De gemiddelde indices van 1960 zijn :

a) 26,79 voor de pijlerarbeiders,	winst 3,90 ;
b) 43,16 voor de andere ondergrondse arbeiders,	winst 5,40 ;
c) 28,30 voor de bovengrondse arbeiders,	winst 2,71 ;
en samen 98,25 diensten per 100 ton,	winst 12,01.

Zoals ieder jaar wordt in juli en augustus, tijdstip van het verlof met behoud van loon, wanneer meestal niet produktieve werken worden uitgevoerd, een uitgesproken stijging van de indice waargenomen.

Lonen

(Zie tabellen 6 en 7)

De hierna vermelde lonen vertegenwoordigen de bezoldiging van de personen — werklieden, opzichters, hoofdopzichters, meester-gasten, enz. — die volgens de wet van 10 maart 1900 door een arbeidsovereenkomst gebonden zijn.

Het zijn brutolonen, d.w.z. dat de bedragen afgehou-den voor het pensioenfonds en de sociale zekerheid en de aan de bron geheven belastingen er in begrepen zijn.

Door de kollektieve overeenkomst van 24 mei 1957, die nog steeds van kracht is, zijn de lonen zodanig gekoppeld aan het indexcijfer van de kleinhandelsprijzen van het Rijk, dat zij met 2,5 % verhoogd of verlaagd worden telkens wanneer het rekenkundig gemiddelde van de indexcijfers van twee opeenvolgende maanden, een bepaald punt, vastgesteld vanaf het indexcijfer 95,51, overschrijdt. De laatste loonsverhoging ingevolge die overeenkomst toegestaan dagteekent van 1 september 1959 (+ 2,5 %). Vóór die datum stonden de lonen op het peil van 1958. In 1960 heeft geen loonsverhoging wegens stijging van het indexcijfer plaats gehad, omdat dit laatste onder het stijgingspunt gebleven is.

In 1958 had de Nationale Gemengde Mijncommissie besloten een « uitzonderlijke uitkering 1958 », ten bedrage van ten hoogste 1.500 F, toe te staan, die tijdens de tweede helft van december moest worden uitbetaald.

In 1959 en in 1960 heeft men niet besloten een gelijkaardige uitkering toe te kennen.

TABLEAU N° 6 — TABEL 6
SALAIRES JOURNALIERS MOYENS BRUTS (Chiffres provisoires)
GEMIDDELDE BRUTOLONEN PER DAG (Voorlopige cijfers)

BASSINS BEKKENS	Ouvriers à veine Kolenhouwers			Ouvriers du fond (ouvr. à veine compris) Ondergrondse arbeiders (houwers inbegrepen)			Ouvriers de la surface Bovengrondse arbeiders			Ouvriers de toutes caté- gories, fond et surface Alle categorieën arbeid. (onder- en bovengrond)		
	1959 (²)	1959 (¹)	1960 (²)	1959 (²)	1959 (¹)	1960 (²)	1959 (²)	1959 (¹)	1960 (²)	1959 (²)	1959 (¹)	1960 (²)
Borinage	383,54	406,22	385,49	326,81	346,51	330,09	223,80	237,59	224,23	297,89	315,85	299,56
Centre — Centrum . .	391,25	417,40	392,02	320,31	341,33	329,26	223,27	235,54	231,54	293,59	312,33	301,62
Charleroi-Namur												
Charleroi-Namen . .	393,92	419,49	398,89	345,31	367,77	352,22	224,73	239,22	230,51	308,78	329,28	315,14
Liège — Luik	425,62	451,90	428,54	343,34	364,82	349,75	222,72	237,04	227,10	312,06	332,02	316,58
Sud — Zuiderbekkens .	400,56	425,81	403,96	337,53	358,57	344,21	223,79	237,77	228,67	305,50	325,03	310,88
Campine — Kempen . .	391,50	417,46	397,94	326,11	348,05	331,21	228,01	243,62	233,16	300,99	321,53	305,36
Royaume — Het Rijk .	398,00	423,46	402,02	333,81	355,35	339,55	225,04	239,51	230,22	304,06	323,92	308,87

(1) Chiffres définitifs comprenant la prime de fin d'année et les salaires compensatoires. — Definitieve cijfers, de eindejaars-premie en de loontoeslagen verleend voor de verkorting van de werktijd inbegrepen.

(2) Chiffres provisoires. — Voorlopige cijfers.

Le tableau n° 6 donne les salaires journaliers moyens de l'année 1960 (chiffres provisoires).

Pour établir ces chiffres provisoires, il a été tenu compte uniquement des salaires gagnés au cours de prestations effectives normales à l'exclusion de toute rémunération pour heures supplémentaires ou prestations supplémentaires des dimanches et jours fériés, et à l'exclusion des journées de salaire supplémentaires payées en application de la Convention sur la réduction de la durée hebdomadaire du travail à 45 heures. Ces résultats restent ainsi directement comparables avec les résultats provisoires de l'année antérieure, qui sont rapelés dans le tableau.

Pour donner une idée de l'incidence des compléments de salaire que constituent, pour l'année 1959 les salaires compensatoires de la réduction de la durée du travail, les salaires moyens définitifs tenant compte de ces éléments ont été ajoutés en caractères gras dans le tableau n° 6. La comparaison de ces chiffres définitifs aux chiffres provisoires fait apparaître que ces compléments équivalent à une majoration de salaire de 3,29 % (toutes catégories).

Le salaire normal moyen des ouvriers du fond qui s'élevait à 333,81 F/jour en 1959, s'établit pour 1960 à 339,55 F/jour (+ 1,72 %) et celui des ouvriers de toutes catégories (fond et surface) est passé de 304,06 F/jour à 308,87 F/jour (+ 1,58 %).

* * *

Le tableau n° 7 donne pour chaque bassin le salaire brut par tonne nette extraite.

La forte augmentation du rendement fond a largement compensé la légère hausse de salaires.

On notera la diminution du salaire par tonne dans tous les bassins. Cette diminution est la plus marquée pour le bassin du Borinage et la moins marquée pour le bassin de Campine.

Borinage	: baisse de 45,16 F, soit — 12,70 %
Centre	: 32,66 F, soit — 9,15 %
Charleroi-Namur	: 33,02 F, soit — 8,82 %
Liège	: 50,89 F, soit — 12,30 %
Sud	: 23,51 F, soit — 6,03 %
Campine	: 12,89 F, soit — 3,92 %

In tabel 6 zijn de gemiddelde daglonen van 1960 (voorlopige cijfers) aangeduid.

Bij de berekening van deze voorlopige cijfers hebben wij alleen rekening gehouden met het loon verdiend met werkelijk verrichte en normale prestaties, met uitsluiting van elke bezoldiging voor overuren, zondagwerk of prestaties op feestdagen en van de loontoeslagen uitbetaald krachtens de overeenkomst betreffende de verkorting van de werktijd tot 45 uren per week. De uitslagen kunnen bijgevolg nog rechtstreeks met de voorlopige uitslagen van het voorgaande jaar, in de tabel aangeduid, vergeleken worden.

Om een aanwijzing te geven nopens de belangrijkheid van de loontoeslagen gevormd door lonen toegekend voor de verkorting van de werktijd, hebben wij de definitieve gemiddelde lonen van 1959 waarin die toeslagen verrekend zijn in tabel 6 in vetjes aangeduid. Wanneer men deze definitieve cijfers met de voorlopige vergelijkt, stelt men vast dat de toeslagen een verhoging van 3,29 % uitmaken (lonen van alle categorieën).

Het gemiddeld normaal loon van de ondergrondse arbeiders bedroeg 339,55 F per dag in 1960, tegenover 333,81 F per dag in 1959 (+ 1,72 %), terwijl dat van de arbeiders van alle categorieën samen (ondergrond en bovengrond) van 304,06 F per dag in 1959 gestegen is tot 308,87 F per dag (+ 1,58 %).

* * *

In tabel 7 is voor ieder bekken het brutoloon per netto-gewonnen ton aangeduid.

De aanzienlijke stijging van het rendement « ondergrond » heeft de lichte stijging van de lonen ruimschoots gekompenseerd.

In alle bekkens wordt een daling van de lonen per ton waargenomen. Deze daling is het grootst in de Borinage en het kleinst in de Kempen.

Borinage	: daling van 45,16 F of — 12,70 %
Centrum	: 32,66 F of — 9,15 %
Charleroi-Namen	: 33,02 F of — 8,82 %
Luik	: 50,89 F of — 12,30 %
Zuiderbekkens	: 23,51 F of — 6,03 %
Kempens bekkens	: 12,89 F of — 3,92 %

TABLEAU N° 7 — TABEL 7
SALAIRES PAR TONNE (Chiffres provisoires)
LOON PER TON (Voorlopige cijfers)

BASSINS BEKKENS	Salaires bruts par tonne nette extraite Brutoloon per netto-gewonnen ton				
	1958 (2)	1958 (1)	1959 (2)	1959 (1)	1960 (2)
Borinage	376,41	424,15	355,62	400,24	310,46
Centre — Centrum	366,18	408,64	357,05	389,28	324,39
Charleroi-Namur — Charleroi-Namen	374,46	420,21	341,44	376,07	311,96
Liège — Luik	442,54	496,87	413,83	448,00	363,35
Sud — Zuiderbekkens	389,66	437,27	366,15	402,14	327,46
Campine — Kempen	283,65	313,16	268,32	290,80	255,43
Royaume — Het Rijk	350,59	391,55	328,44	359,23	297,37

(1) Chiffres définitifs comprenant la prime de fin d'année et les salaires compensatoires. — Definitieve cijfers, de eindejaars-premie en de loontoeslagen verleend voor de verkorting van de werktijd inbegrepen.

(2) Chiffres provisoires. — Voorlopige cijfers.

Comme il a été souligné à l'occasion des statistiques précédentes, les chiffres des tableaux n^{os} 6 et 7 ne concernent que les salaires proprement dits, à l'exclusion des charges sociales patronales y afférentes et des autres dépenses relatives à la main-d'œuvre.

Prix des charbons.

Rappelons que depuis octobre 1953, les barèmes de prix de vente des charbons des pays de la C.E.C.A., sont soumis à l'approbation de la Haute Autorité en vertu de l'article 60, alinéa 2 du Traité instituant la C.E.C.A.

On trouvera dans la statistique sommaire des années précédentes l'historique de l'évolution des prix des charbons belges depuis cette date jusqu'au 31 décembre 1959.

Le barème n^o 15, entré en vigueur le 15 juin 1959 a été suivi à partir du 16 janvier 1960 par les barèmes 16 et 16bis dont l'existence s'est prolongée jusqu'au 2 mars.

Du 3 mars, jusqu'au 31 décembre 1960, c'est le barème n^o 17 qui a été en vigueur.

* * *

Le barème n^o 15 a été analysé dans la statistique provisoire de 1959 (A.M.B. mai 1960) et il a été reproduit à la page 489. Rappelons qu'il marquait des baisses sensibles vis-à-vis du barème précédent affectant particulièrement les sortes industrielles.

Les barèmes 16 et 16bis ont eu une existence très éphémère et ils ne seront pas analysés ici.

Le barème n^o 17 a introduit des diminutions sur les sortes secondaires surtout. On notera par exemple :

— schlamms (toutes catégories)	— 30 F/t
— poussières bruts (toutes catégories)	— 30 F/t
— mixtes (toutes catégories)	— 30 ou — 35 F/t

Les fines lavées gras A ou B restent au même niveau, mais les fines lavées des autres catégories sont en baisse de 20 à 35 F/t.

Pour les classés de calibre supérieur à 20, on notera une baisse de 30 F/t à 40 F/t pour les catégories gras A et gras B et de 20 F/t à 40 F/t pour les 3/4 gras.

Enfin le 30/50, maigre et 1/2 gras est en baisse de 55 F/t, creusant l'écart avec les anthracites.

En gros, ce barème indique une baisse des produits secondaires : schlamms, poussières bruts et mixtes.

Les primes de qualité sont maintenues pour les anthracites en provenance de charbonnages déterminés.

Les primes d'été, dégressives, varient de 175 F à 50 F/t selon les calibres, le bassin de provenance et le mois de la vente.

Le barème n^o 17, valable à partir du 3 mars 1960 est reproduit ci-après.

Er weze nogmaals op gewezen dat de cijfers vermeld in de tabellen 6 en 7 alleen de eigenlijke lonen omvatten, met uitsluiting van de desbetreffende door de werkgevers te betalen sociale lasten en de andere uitgaven in verband met de arbeidskrachten.

De kolenprijzen

Er weze nogmaals aan herinnerd dat de prijsniveaus van de kolen van de landen van de Europese Gemeenschap voor Kolen en Staal, krachtens artikel 60, tweede lid, van het Verdrag houdende oprichting van de E.G.K.S., sedert oktober 1953 door de Hoge Autoriteit moeten goedgekeurd worden.

In de beknopte statistiek over de voorgaande jaren is aangeduid hoe de prijzen van de Belgische kolen vanaf die datum tot op 31 december 1959 geëvolueerd zijn.

De prijschaal n^o 15, die op 15 juni 1959 in werking getreden was, werd op 16 januari 1960 vervangen door de weddeschalen 16 en 16bis, die tot 2 maart zijn blijven bestaan.

Van 3 maart tot 31 december 1960 heeft men de prijschaal n^o 17 toegepast.

* * *

De prijschaal n^o 15 hebben wij in de voorlopige statistiek van 1959 ontleend (A.M.B., mei 1960) en op blz. 489 afgedrukt. Zij bracht gevoelige prijsverlagingen met zich, vooral voor nijverheidskolen.

De prijsniveaus n^{os} 16 en 16bis hebben een zeer kortstondig bestaan gehad en zullen hier niet ontleend worden.

De prijschaal n^o 17 heeft vooral verlagingen meegebracht voor minderwaardige kolen, bv. :

— schlamm (alle categorieën)	— 30 F/t
— stofkolen (alle categorieën)	— 30 F/t
— mixtekolen (alle categorieën)	— 30 of — 35 F/t

De prijzen van gewassen, fijne vetkolen A of B zijn dezelfde gebleven, maar de gewassen fijnkolen van de andere categorieën zijn van 20 tot 35 F/t gedaald.

De prijzen van gesorteerde kolen van meer dan 20 zijn van 30 tot 40 F/t gedaald voor de categorieën vetkool A en vetkool B en van 20 tot 40 F/t voor 3/4 vetkool.

De prijzen van magere en halfvette kolen 30/50, ten slotte, zijn met 55 F/t gedaald, wat het verschil met antraciet vergroot heeft.

In grote lijnen heeft die prijschaal een verlaging van de minderwaardige producten meegebracht : schlamm, stofkolen en mixtekolen.

Voor antraciet van bepaalde kolenmijnen zijn de kwaliteitspremiën behouden gebleven.

De afnemende zomerprijzen gaan van 175 F tot 50 F/t, volgens de dikte, het bekken van herkomst en de maand van de verkoop.

De prijschaal n^o 17, vanaf 3 maart 1960 toegepast is in onderstaande tabel opgenomen.

BAREME DES PRIX DE VENTE DES CHARBONS BELGES A PARTIR DU 3-3-1960 (n° 17)
BAREMA VAN DE VERKOOPPRIJZEN DER BELGISCHE KOLEN VANAF 3-3-1960 (n° 17)

SORTES SOORTEN	Calibre en mm Dikte in mm	Teneur en Gehalte		Gras B Vetkool B		Gras A Vetkool A		3/4 gras 3/4 vetkool	1/2 gras 1/2 vetkool	Maigres Magerkool	Anthracites Antraciet
		condres as %	eau water %	Campine Kempen	Sud Zuider- bekken	Campine Kempen	Sud Zuider- bekken				
eneurs en matières volatiles - en % gehalte aan vluchtige bestanddelen - %				> 28		> 20 à 28		> 18 à 20	> 14 à 18	> 10 à 14	≤ 10
chlamms — Schlamm		20	20	375	375	375	375	375	375	375	375
oussiers bruts — Stofkolen	0/2	20	3	550	570	550	570	570	570	570	570
» »	0/5	20	3	560	580	560	580	580	580	580	580
fixtes — Mixtekolen		20	7	530	545	530	550	550	550	550	550
ines lavées — Gewassen fijnkolen	0/5 - 0/6	10	7	—	—	—	—	—	690	675	675
» »	2/5 - 2/6	10	7	—	—	—	—	—	710	695	695
» »	0/10	10	7	710	745	730	765	750	710	695	695
lassés : — Gesorteerde kolen :											
Grains — Korrels	4/6	8	6	—	—	—	—	—	—	720	720
» »	5/10	8	6	750	785	770	805	790	815	825	850
» »	6/12	8	6	—	—	—	—	—	—	825	850
Braissettes — Braisetten	10/18 - 10/20	6 à 9	6	800	835	820	855	915	1 205	1 250	1 350
» »	12/22	6 à 8	5	—	—	—	—	—	1 265	1 430	1 530
» »	18/30 - 20/30	6 à 8	5	810	845	860/850	915	1 140	1 515	1 580	1 730
Têtes de moineaux — Mussenkoppen	30/50	5 à 8	5	820	855	875/860	935	1 160	1 450	1 450	1 605
Gailletins — Brokken	50/80	5 à 8	5	820	855	875/860	935	1 030	1 375	1 400	1 450
» »	80/120	5 à 8	5	810	845	870/850	915	985	1 235	1 265	1 290
riblés — Stukkolen	> 80 mm	4 à 7	3	810	845	870/850	915	985	1 160	1 180	1 205
ailletteries — Klompen	> 120 mm	4 à 7	3	—	—	—	—	—	1 160	1 180	1 205

Le processus de désintégration de Cobéchar s'est poursuivi, l'exemple des dissidents de 1959 a été suivi.

Dix charbonnages avaient repris ou ont repris leur liberté en 1960. Ces charbonnages ont tous publié des barèmes en vertu de l'art. 60 § 2 du Traité instituant la C.E.C.A. Nous n'examinerons pas le détail de ces barèmes. Indiquons toutefois que les barèmes publiés par les charbonnages campinois dissidents ne présentent guère de différences avec le barème Cobéchar n° 17. Par contre pour les producteurs d'antracite et de charbon maigre les barèmes montrent des différences très nettes surtout en ce qui concerne les sortes secondaires. Ceci indique clairement le souci de ces producteurs de tenter de liquider leurs stocks constitués essentiellement de ces sortes.

Le résultat de cette cascade de dissidences a été la dégradation des prix et l'anarchie complète du marché.

Les différents barèmes publiés par Cobéchar au cours de l'année 1960 ont donné les prix de vente moyens suivants : *

Barème n° 16

du 16-I-1960 au 2-III-1960 794 F/t

Barème n° 17

du 3-III-1960 au 31-XII-1960 776 F/t

Rappelons que le barème n° 15 donnait un prix de vente moyen selon barème de 808 F/t.

La baisse des prix barémiques a été moins forte qu'en 1959. Cette baisse n'est qu'une indication, car la baisse des prix réels a été plus profonde.

* Ce prix moyen barémique est obtenu en valorisant toute la production de l'année au prix du barème.

Het ontbindingsproces van het Belgisch Kolenbureau (Cobéchar) heeft zich voortgezet : het voorbeeld van de afgescheurde mijnen van 1959 heeft navolging gekend.

In 1960 hebben tien kolenmijnen zich afgescheurd. Die mijnen hebben krachtens artikel 60 § 2 van het Verdrag tot oprichting van de E.G.K.S. prijzenschalen bekendgemaakt. Wij zullen die schalen niet verder onderzoeken. Stippen wij slechts aan dat de prijzenschalen van de afgescheurde Kempense mijnen haast geen verschillen vertonen met de prijzenschaal n° 17 van Cobéchar. De schalen van de producenten van antraciet en magere kolen daarentegen vertonen grote verschillen, vooral voor de minderwaardige soorten, wat duidelijk aantoonst dat die producenten hun voorraden, die hoofdzakelijk uit die soorten bestaan, trachten van de hand te doen.

Die reeks afscheuringen heeft de prijzen doen dalen en op de markt een volledige anarchie veroorzaakt.

De verschillende prijzenschalen door het Belgisch Kolenbureau in de loop van 1960 gepubliceerd, hebben de volgende gemiddelde verkoopprijzen opgeleverd : *

prijzenschaal n° 16

van 16-I-1960 tot 2-III-1960 794 F/

prijzenschaal n° 17

van 3-III-1960 tot 31-XII-1960 776 F/t

Er weze aan herinnerd dat de prijzenschaal n° 15 een gemiddelde verkoopprijs opleverde van 808 F/t.

De daling van de prijzen van het barema was niet zo groot als in 1959. Die daling is slechts een aanwijzing, want de werkelijke prijzen zijn meer gedaald.

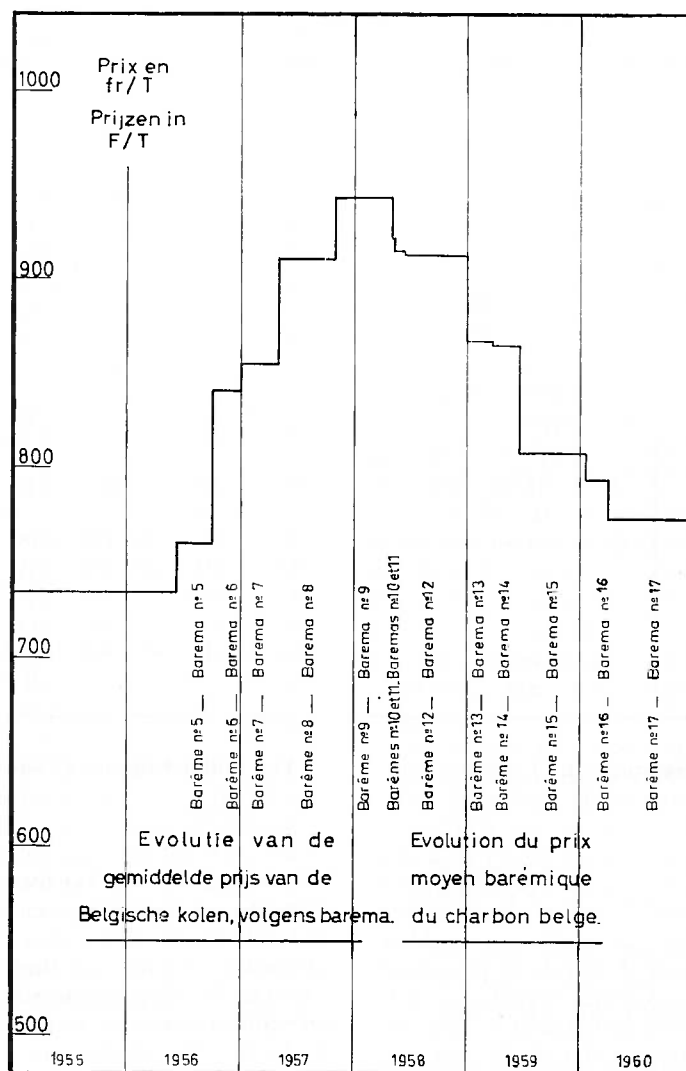
* Deze gemiddelde prijs volgens barema hebben wij bekomen door de volledige produktie van het jaar aan te rekenen aan de prijzen van de schaal.

Depuis l'hiver 57-58, où ce prix moyen barémique avait atteint le sommet de 943 F/t, la baisse a donc été de 167 F/t, soit 17,7 %.

Pour mettre en évidence l'évolution des prix moyens barémiques nous avons dressé le graphique suivant :

Sedert de winter 1957-1958, toen de gemiddelde prijs volgens barema het hoogtepunt van 943 F/t bereikt had, bedraagt de daling dus 167 F/t, of 17,7 %.

Om het verloop van de gemiddelde prijzen volgens barema in het licht te stellen hebben wij onderstaande grafiek gemaakt.



Production et prix du coke.

A. — Production.

La production de coke a marqué une nette augmentation en 1960, par rapport à 1959 (+ 4,5 %). Pour l'ensemble du Royaume, elle a atteint 7.539.100 tonnes ce qui constitue un record. Pour permettre la comparaison avec les quelques années précédentes nous avons donné au bas du tableau n° 8 la production de coke depuis 1955.

B. — Prix.

Le Gouvernement belge avait depuis 1949 replacé le prix de vente du coke sous le régime du prix normal ; la Haute Autorité en reprenant les attributions du Gouvernement belge en la matière n'a pas imposé de prix de vente aux cokeries belges, mais en fonction de

Productie en prijzen van cokes.

A. — Produktie.

In vergelijking met 1959 is de produktie van cokes in 1960 gestegen (+ 4,5 %). Voor heel het Rijk bedroeg zij 7.539.100 ton, wat een rekordcijfer is. Om deze produktie met die van de laatste jaren te kunnen vergelijken, hebben wij onderaan tabel 8 de cijfers sedert 1955 aangeduid.

B. — Prijzen.

In 1949 had de Belgische Regering de verkoopprijs van de cokes opnieuw onder het regime van de normale prijs gesteld ; toen de Hoge Autoriteit de bevoegdheden van de Belgische Regering terzake overnam, heeft zij aan de Belgische cokesfabrieken geen verkoopprijzen opgelegd, maar krachtens de beslissing van 12 februari

TABLEAU N° 8 — TABEL 8
PRODUCTION DE COKE — PRODUKTIE VAN COKES

I.000 t

MOIS MAAND		Cokeries minières Cokesfabrieken van de mijnen	Cokeries sidérurgiques Cokesfabrieken in de staalnijverheid	Autres cokeries Andere cokesfabrieken	Royaume Het Rijk
1960	I	111,4	435,8	98,7	645,9
	II	108,9	405,0	96,1	610,0
	III	114,7	435,3	103,9	653,9
	IV	109,0	412,6	98,3	619,9
	V	113,8	428,5	103,2	645,5
	VI	107,8	422,2	97,5	627,5
	VII	104,5	422,9	100,2	627,6
	VIII	110,0	436,9	100,6	647,5
	IX	106,6	430,7	98,8	636,1
	X	108,2	433,5	104,0	645,7
	XI	108,1	427,5	100,3	635,9
	XII	97,7	348,0	97,9	543,6
Total - 1960 - Totaal		1 300,7	5 038,9	1 199,5	7 539,1
Total	1959 (1) Totaal	1 198,1	4 897,1	1 121,8	7 217,0
»	1958 (1) »	1 210,2	4 702,3	993,8	6 906,3
»	1957 (1) »	1 398,4	4 576,5	1 181,6	7 156,5
»	1956 (1) »	1 411,2	4 636,2	1 223,1	7 270,5
»	1955 (1) »	1 179,4	4 369,6	1 049,0	6 598,0

(1) Chiffres définitifs de la statistique annuelle (petit coke compris).

(1) Definitieve cijfers van de jaarstatistiek (fijne cokes inbegrepen).

la décision du 12 février 1953 relative à la publication des barèmes, les diverses entreprises ont été tenues de rendre publics leurs prix de vente.

En moyenne le prix du gros coke avait atteint en 1956-1957 son maximum, à 1.425 F/t, après les hausses de prix d'octobre 1956.

Mais la plupart des cokeries (10) ayant réduit leurs prix en octobre 1957, le prix le plus couramment pratiqué pour le gros coke métallurgique était au début de 1958 de 1.375 F/t.

Le prix le plus couramment pratiqué en fin d'exercice 1958 pour le gros coke métallurgique était de 1.225 F/t, en baisse de 150 F/t sur le prix correspondant de 1957 (— 10,9 %).

Les prix consentis à l'exportation à cette époque, étaient souvent quelque peu inférieurs à ce prix intérieur.

D'après les barèmes publiés dans le cours de la première moitié de 1959, le prix du gros coke métallurgique s'établit en moyenne à 1.150 F/t, en baisse de 75 F/t sur le prix de fin 1958.

Les autres sortes ont été également diminuées et le classé 20/40 par exemple a un prix de 1.025 F/t, en baisse de 75 F/t vis-à-vis de 1958. Le prix maximum avait été atteint fin 1956, début 1957 et était de 1.250 à 1.275 F/t.

Il semble, qu'en général, les prix se soient stabilisés, à quelques détails près, durant l'année 1959. En 1960, il n'y a eu que très peu de changements. Les modifications intervenues sont très limitées et intéressent les petits calibres. On a introduit des primes d'été, des primes de fidélité et des rabais de quantité.

1953 betreffende publikatie van de prijsenschalen, waren de ondernemingen verplicht hun verkoopprijzen bekend te maken.

Gemiddeld had de prijs van de dikke cokes in 1956-1957, na de prijsstijgingen van oktober 1956, zijn hoogtepunt bereikt met 1.425 F/t.

Maar aangezien de meeste cokesfabrieken (10) in oktober 1957 hun prijzen voor dikke hoogovencokes verlaagd hadden, was de meest voorkomende prijs in het begin van 1958 1.375 F per ton.

Op het einde van 1958 was de meest toegepaste prijs voor hoogovencokes 1.225 F per ton, wat 150 F per ton minder was dan tijdens de overeenkomstige periode van 1957 (— 10,9 %).

De prijzen voor uitgevoerde cokes waren toen vaak iets lager dan deze binnenlandse prijs.

Volgens de tijdens het eerste halfjaar van 1959 bekendgemaakte prijsenschalen, bedroeg de prijs van dikke hoogovencokes gemiddeld 1.150 F per ton, wat 75 F/t minder was dan op het einde van 1958.

De andere soorten zijn eveneens in prijs gedaald; de prijs van gesorteerde cokes 20/40, b.v., bedroeg 1.025 F/t, wat 75 F/t minder is dan in 1958. De hoogste prijs was die van einde 1956-begin 1957, nl. van 1.250 tot 1.275 F/t.

Over het algemeen schijnen de prijzen, op enkele uitzonderingen na, in 1959 op hetzelfde peil gebleven te zijn. In 1960 hebben zich slechts weinig wijzigingen voorgedaan. Die wijzigingen zijn zeer beperkt en hebben betrekking op de kleine dikten. Men heeft zomerpremiën, trouweheidspremiën en hoeveelheidsafslagen ingevoerd.

Production et prix des agglomérés.**A. — Production.**

Dès le début de l'année 1958 la récession charbonnière avait entraîné une chute brutale de la production d'agglomérés qui, certains mois, a été inférieure de plus de la moitié au tonnage du mois correspondant de 1957. Dans l'ensemble la production avait diminué de 43,4 % et était retombée à son niveau de 1950 (1.019.700 t).

Au cours de l'année 1960, la production d'agglomérés a été un peu plus élevée que celle de 1959 (+ 7,7 %).

Cette production est un peu supérieure au million de tonnes.

Produktie en prijzen van agglomeraten.**A. — Produktie.**

Reeds in het begin van 1958 had de recessie in de steenkolenijverheid de produktie van agglomeraten plotseling doen dalen; gedurende sommige maanden bedroeg de voortbrenging minder dan de helft van de produktie tijdens de overeenkomstige maand van 1957. Voor het gehele jaar was de produktie met 43,4 % gedaald, zodat zij opnieuw het peil van 1950 (1.019.700 t) bereikt had.

In 1960 was de produktie van agglomeraten iets groter dan in 1959 (+ 7,7 %).

Zij bedroeg iets meer dan 1 miljoen ton.

TABLEAU N° 9 — TABEL 9

PRODUCTION D'AGGLOMERES
PRODUKTIE VAN AGGLOMERATEN

MOIS — MAAND		Royaume — Het Rijk						1.000 t
1960	I	.	.	.	.	.	.	115,0
	II	.	.	.	.	.	.	95,9
	III	.	.	.	.	.	.	91,7
	IV	.	.	.	.	.	.	108,5
	V	.	.	.	.	.	.	88,5
	VI	.	.	.	.	.	.	68,7
	VII	.	.	.	.	.	.	44,8
	VIII	.	.	.	.	.	.	91,8
	IX	.	.	.	.	.	.	80,3
	X	.	.	.	.	.	.	102,1
	XI	.	.	.	.	.	.	105,7
	XII	.	.	.	.	.	.	85,5
Total - 1960 - Totaal		.	.	.	.	.	.	1 078,5
Total	1959 (1)	Totaal	.	.	.	.	.	1 001,8
»	1958 (1)	»	.	.	.	.	.	1 037,0
»	1957 (1)	»	.	.	.	.	.	1 834,6
»	1956 (1)	»	.	.	.	.	.	1 827,0
»	1955 (1)	»	.	.	.	.	.	1 554,1
»	1954 (1)	»	.	.	.	.	.	1 378,3

(1) Chiffres définitifs de la statistique annuelle.

(1) Definitieve cijfers van de jaarstatistiek.

B. — Prix.**B. — Prijzen.**

SORTES SOORTEN	Poids Gewicht	Teneur en cendres Gehalte as	eau water	Barème en vigueur — Officieel barema					
				du van au tot	15-6-1959 15-1-1960	du van au tot	16-1-1960 2-3-1960	du van au tot	3-3-1960 31-12-1960
<i>Briquettes</i> <i>Briketten</i>				½ gras ½ vetkool		½ gras ½ vetkool		½ gras ½ vetkool	
Type marine	10 kg	9 à 10	5	1 030		1 030		1 030	
Type II	10 kg	9 à 10	5	1 005		1 005		1 005	
<i>Boulets</i> <i>Eierkolen</i>				½ gras, maigre et anthracite ½ vetkool, magerkool en antraciet		½ gras, maigre et anthracite ½ vetkool, magerkool en antraciet		½ gras, maigre et anthracite ½ vetkool, magerkool en antraciet	
	20 g	< 8	—	1 175		1 175		1 175	
	45 g	8 à 10	—	1 095		1 095		1 050	
	100 g	10/14	—	965		965		965	
		> 14	—	910		910		910	

Le prix de vente des agglomérés de houille est fixé par la C.E.C.A. en même temps que celui du charbon.

Comme ceux des charbons, les prix de vente des agglomérés ont été modifiés à partir du 3 mars 1960 (barème n° 17 Cobechar).

Le tableau ci-avant donne l'évolution du prix des agglomérés.

Revue du marché charbonnier belge.

Le tableau n° 10 donne l'aspect général du marché charbonnier belge au cours de l'année 1960, et la comparaison avec l'année 1959.

De verkoopprijs van de steenkolenagglomeraten wordt samen met de prijs van de kolen door de E.G.K.S. vastgesteld.

Zoals voor de kolen werden de verkoopprijzen van de agglomeraten vanaf 3 maart 1960 (prijzenschaal n° 17 van Cobechar) door de Hoge Autoriteit gewijzigd.

In bovenstaande tabel zijn de verschillende prijzen aangeduid.

Overzicht van de Belgische kolenmarkt.

Tabel 10 geeft een algemene kijk op de Belgische kolenmarkt in 1960. Ter vergelijking zijn ook de cijfers van 1959 aangeduid.

TABLEAU N° 10 — TABEL 10
ASPECT DU MARCHÉ CHARBONNIER BELGE EN 1959 ET 1960
OVERZICHT VAN DE BELGISCHE KOLENMARKT IN 1959 EN 1960 1.000 t

	1959			1960 (1)		
	Charbon Kolen	Agglomérés Agglomeraten	Cokes de four Ovencokes	Charbon Kolen	Agglomérés Agglomeraten	Cokes de four Ovencokes
1. Production — Produktie . . .	22 757	1 002	7 217	22 465	1 079	7 539
2. Importations — Invoer . . .	4 875	109	180	3 903	102	254
3. Stocks au 1 ^{er} janv — Voorraden op 1 januari . . .	7 011 (2)	63	279 (4)	7 568 (3)	61	293 (5)
4. Récupérations d'anciens terrils — Uit oude steenstorten gewonnen .	—	—	—	—	—	—
5. Disponibilités belges — Beschik- baar in België . . .	34 643	1 174	7 676	33 936	1 242	8 086
6. Consomm. propre des product. et fournit. au personnel — Door de produc. zelf verbruikt en geleverd aan het personeel . . .	2 848	175	168	2 683	178	158
7. Fournitures à l'intérieur — Leve- ringen in België . . .	22 056	783	6 369	22 413	865	6 667
8. Exportations — Uitvoer . . .	2 171	155	846	2 275	165	987
9. Stocks au 31 déc. — Voorraden op 31 december . . .	7 568 (3)	61	293 (5)	6 565 (6)	33	274 (7)

(1) Chiffres provisoires.

(2) Y compris 81.000 t en stock chez les importateurs.

(3) Y compris 74.000 t en stock chez les importateurs.

(4) Y compris 3.000 t en stock chez les importateurs.

(5) Y compris 2.000 t en stock chez les importateurs.

(6) Y compris 30.000 t en stock chez les importateurs.

(7) Y compris 4.000 t en stock chez les importateurs.

(1) Voorlopige cijfers.

(2) 81.000 t in voorraad bij de importeurs inbegrepen.

(3) 74.000 t in voorraad bij de importeurs inbegrepen.

(4) 3.000 t in voorraad bij de importeurs inbegrepen.

(5) 2.000 t in voorraad bij de importeurs inbegrepen.

(6) 30.000 t in voorraad bij de importeurs inbegrepen.

(7) 4.000 t in voorraad bij de importeurs inbegrepen.

Ce tableau montre que les importations de charbon ont nettement diminué (—972.000 tonnes soit 19,9 %) et que les exportations sont en légère augmentation (+ 174.000 tonnes soit 8 %). Cela résulte des mesures d'isolement prises dès le début de 1960 en vue de soulager notre industrie charbonnière.

La consommation intérieure a encore un peu augmenté vis-à-vis de 1959 (+ 357.000 tonnes, soit 1,6 %).

On constatera également que cette consommation intérieure est équivalente à la production de l'année.

Le tableau n° 11 donne le détail des fournitures au marché intérieur d'après les différents secteurs de con-

Uit deze tabel blijkt dat de invoer van kolen merkelijk gedaald is (—972.000 ton of 19,9 %) en dat de uitvoer licht gestegen is (+ 174.000 ton of 8 %). Dat is het gevolg van de afzonderingsmaatregelen die in het begin van 1960 genomen werden om onze steenkolen nijverheid te helpen.

In vergelijking met 1959 is het binnenlands verbruik nog licht gestegen (+ 357.000 ton of 1,6 %).

Met ziet dat dit binnenlands verbruik haast gelijk is aan de produktie van het jaar.

In tabel 11 zijn de leveringen in België ingedeeld volgens de verschillende verbruikssectoren. Ook de leve-

TABLEAU N° 11 — TABEL 11
FOURNITURES AU MARCHÉ INTERIEUR EN 1960
LEVERINGEN OP DE BINNENLANDSE MARKT IN 1960

1.000 t

Secteurs de consommation Verbruikssectoren	Charbon Kolen	Agglomérés Agglomeraten	Cokes de four Ovencokes	Lignites Bruinkool
Cokeries et usines à gaz — Cokes- en gasfabrieken . .	9 844	—	—	—
Fabriques d'agglomérés — Brikettenfabrieken . . .	1 044	—	—	—
Centrales électriques — Elektrische centrales . . .	3 250	—	7	—
Transports — Vervoer	761	77	15	—
Sidérurgie — IJzer- en staalnijverheid	138	20	5 790	—
Autres industries — Overige nijverheidstakken	2 802	60	697	7
Foyers domest. et artisanat — Huisbrand en kleinbedrijf	4 574	708	158	85
<i>Total — Totaal</i>	<i>22 413</i>	<i>865</i>	<i>6 667</i>	<i>92</i>

somation. Le tableau a été complété au moyen des fournitures de briquettes de lignite.

Par rapport à l'année 1959 le marché intérieur belge a augmenté ses achats de charbon de 357.000 tonnes. Dans ce total interviennent :

le secteur domestique et artisanal pour — 9 000 t (— 0,2 %)
les centrales électriques pour + 74 000 t (+ 2,3 %)
les industries diverses pour . —144 000 t (— 4,9 %)
les fabriques d'agglomérés pour + 95 000 t (+10,0 %)
les cokeries pour +362 000 t (+ 3,8 %)
les transports pour — 31 000 t (— 3,9 %)
et la sidérurgie pour + 9 000 t (+ 7,0 %)

* Une fois de plus est mis en évidence le déclin structurel de la consommation des secteurs du transport, des industries diverses et des foyers domestiques. Les centrales électriques, les fabriques d'agglomérés et surtout les cokeries ont augmenté sensiblement leurs achats.

Les tableaux n^{os} 12, 13, 14 et 15 donnent respectivement les détails des importations et des exportations par pays d'origine et de destination. Les renseignements figurant dans ces tableaux ont été établis au moyen de données fournies par les producteurs et par les importateurs, et ne concernent que la Belgique.

Les chiffres officiels de l'Union économique Belgo-Luxembourgeoise, établis par l'Administration des Douanes, seront donnés dans la statistique définitive.

La comparaison du commerce extérieur de 1960 avec celui de 1959 se caractérise par une nette diminution des importations (—19,9 %) et par une légère augmentation des exportations dont le niveau était d'ailleurs peu élevé (+ 8 %).

Sur le marché des cokes, les exportations ont augmenté (env. + 141.000 t), de même que les importations (env. + 74.000 t).

Dans l'ensemble la balance du commerce extérieur des combustibles solides (houille, cokes, agglomérés de houille, lignite et agglomérés de lignite) accuse en 1960 un déficit de 831.000 tonnes.

C'est surtout l'importation massive de charbons en provenance d'Allemagne Occidentale et les faibles exportations vers ce pays qui se trouvent à la base de ce déficit.

Il est à remarquer que pour les Pays-Bas, les exportations équilibrent à peu près les importations de houille.

ringen van bruinkoolbriketten zijn in deze tabel aangeduid.

In vergelijking met 1959 heeft de Belgische markt in 1960 357.000 ton kolen meer gekocht.

Die stijging wordt als volgt onder de verschillende sectoren verdeeld :

Huisbrand en kleinbedrijf — 9 000 t (— 0,2 %)
Elektrische centrales + 74 000 t (+ 2,3 %)
Allerlei nijverheidstakken . . —144 000 t (— 4,9 %)
Brikettenfabrieken + 95 000 t (+10,0 %)
Cokesfabrieken +362 000 t (+ 3,8 %)
Vervoer — 31 000 t (— 3,9 %)
IJzer- en staalnijverheid . . . + 9 000 t (+ 7,0 %)

Eens te meer wordt de structurele achteruitgang van het verbruik in de sectoren vervoer, allerlei nijverheidstakken en huisbrand in het licht gesteld. De elektrische centrales, de agglomeratenfabrieken en vooral de cokesfabrieken hebben hun aankopen merklijk verhoogd.

In de tabellen 12, 13, 14 en 15 zijn de ingevoerde en de uitgevoerde hoeveelheden ingedeeld volgens het land van herkomst of van bestemming. Deze inlichtingen steunen op de aangiften van de producenten en van de importeurs ; zij betreffen uitsluitend België.

De officiële cijfers van de Belgisch-Luxemburgse Economische Unie, door het Tolbestuur opgemaakt, zullen in de definitieve statistiek gepubliceerd worden.

Als wij de buitenlandse handel van 1960 vergelijken met die van 1959, stellen wij een merkelijke daling van de invoer (—19,9 %) vast en een lichte stijging van de uitvoer, die trouwens niet zeer hoog was (+ 8 %).

Op de cokesmarkt is de uitvoer gestegen (ongeveer + 141.000 t), evenals de invoer (ongeveer + 74.000 t).

Alles samen vertoont de balans van de buitenlandse handel van vaste brandstoffen (steenkolen, cokes, steenkoolagglomeraten, bruinkool en bruinkoolagglomeraten) in 1960 een uitvoertekort van 831.000 ton.

Dit tekort is hoofdzakelijk te wijten aan de massale invoer van kolen uit West-Duitsland en de geringe uitvoer naar dit land.

Er weze opgemerkt dat voor Nederland de uitvoer van kolen haast gelijk is aan de invoer.

TABLEAU N° 12 — TABEL 12

IMPORTATIONS BELGES DE CHARBON EN 1960
 INVOER VAN STEENKOLEN IN BELGIE IN 1960

PROVENANCES LANDEN VAN HERKOMST	Groupe I	Groupe II	Groupe III	Groupe IV	Groupe V	Groupe VI	Groupe VII	Total
	Groep I	Groep II	Groep III	Groep IV	Groep V	Groep VI	Groep VII	Totaal
Allemagne occidentale — West-Duitsland . . .	398 424	282 589	241 364	37 562	1 059 933	—	—	2 019 872
France — Frankrijk	8 674	2 107	121	—	191 167	30 134	—	232 203
Pays-Bas — Nederland	139 096	81 369	125 534	9 816	361 429	—	—	717 244
<i>Pays de la C.E.C.A. — Landen van de E.G.K.S.</i>	546 194	366 065	367 019	47 378	1 612 529	30 134	—	2 969 319
Royaume-Uni — Verenigd-Koninkrijk	87 097	10 444	—	13 643	16 660	4 154	—	131 998
Etats-Unis d'Amérique — Verenigde Staten Am.	15 505	—	—	69	752 114	32 064	—	799 752
U.R.S.S. — U.S.S.R.	2 300	—	—	—	—	—	—	2 300
<i>Pays tiers — Derde Landen</i>	104 902	10 444	—	13 712	768 774	36 218	—	934 050
<i>Ensemble 1960 — Samen 1960</i>	651 096	376 509	367 019	61 090	2 381 303	66 352	—	3 903 369
1959	817 088	517 612	563 038	155 477	2 745 284	76 454	60	4 875 013
1958	761 476	552 682	469 344	352 720	2 959 426	154 667	161	5 250 476
1957	1 062 927	503 171	463 333	253 789	2 630 036	186 990	1 452	5 101 698
<i>Mouvement des stocks chez les importateurs Schommeling der voorraden bij de importeurs</i>	—32 964	—10 177	—19	—20	—90	—533	—	—43 743
<i>Ecoulement : — Afzet :</i>								
1. Marché intérieur — Binnenlandse markt	684 060	386 626	367 038	61 110	2 381 393	66 885	—	3 947 112
2. Réexportation — Wederuitvoer	—	—	—	—	—	—	—	—

TABLEAU N° 14 — TABEL 14
EXPORTATIONS BELGES DE CHARBON EN 1960
UITVOER VAN STEENKOLEN UIT BELGIE IN 1960

DESTINATIONS LANDEN VAN BESTEMMING	CHARBONS BELGES — BELGISCHE KOLEN							CHARBON IMPORTE INGEVOERDE KOLEN	TOTAL TOTAAL
	Anthracite Antraciet	Maigres Magerkool	½ gras ½ vetkool	¾ gras ¾ vetkool	Gras A Vetkool A	Gras B Vetkool B	Total Totaal		
Allemagne occidentale — West-Duitsland	1 116	3 947	—	—	28 030	158 310	191 403	—	191 403
France — Frankrijk	317 281	78 716	15 695	20	183 547	41 487	636 746	—	636 746
Italie — Italië	46 628	580	—	—	101 409	130 959	279 576	—	279 576
Luxembourg — Luxemburg	—	160	1 200	—	1 320	25 946	28 626	—	28 626
Pays-Bas — Nederland	210 474	109 760	48 316	5 136	177 924	228 825	780 435	—	780 435
<i>Pays de la C.E.C.A. — Landen v.d. E.G.K.S.</i>	575 499	193 163	65 211	5 156	492 230	585 527	1 916 786	—	1 916 786
Autriche — Oostenrijk	—	—	—	—	2 445	8 835	11 280	—	11 280
Danemark — Denemarken	180	—	—	—	5 898	34 378	40 456	—	40 456
Finlande — Finland	—	—	—	—	—	20	20	—	20
Grèce — Griekenland	—	—	—	—	—	651	651	—	651
Irlande — Ierland	—	—	—	—	—	34 187	34 187	—	34 187
Norvège — Noorwegen	—	—	—	—	—	2 055	2 055	—	2 055
Suisse — Zwitserland	9 065	739	20	—	51 503	205 575	266 902	—	266 902
Congo — Kongo	—	—	—	—	28	5	33	—	33
Maroc — Marokko	—	—	—	—	—	2 496	2 496	—	2 496
Divers — Overige landen	—	—	—	—	106	—	106	—	106
<i>Pays tiers — Derde Landen</i>	9 245	739	20	—	59 980	288 202	358 186	—	358 186
<i>Ensemble 1960 — Samen 1960</i>	584 744	193 902	65 231	5 156	552 210	873 729	2 274 972	—	2 274 972
1959	583 535	194 285	76 257	36 157	614 790	653 492	2 158 516	12 575	2 171 091
1958	755 525	278 182	105 740	11 131	649 411	917 969	2 717 958	52 776	2 770 734
1957	874 406	457 000	248 729	105 113	872 783	1 194 011	3 751 592	210 405	3 961 997

(1) Charbons maigres — Magerkool.

(2) Charbons ¼ gras — ¼ vetkool.

TABLEAU N° 15 — TABEL 15
EXPORTATIONS BELGES DE COKES ET D'AGGLOMERES EN 1960
UITVOER VAN COKES EN AGGLOMERATEN UIT BELGIE IN 1960

DESTINATIONS LANDEN VAN BESTEMMING	COKE DE FOUR — OVENCOKES					COKE DE GAZ IMPORTE INGE- VOERDE GASCOKES	AGGLOMERES — AGGLOMERATEN		
	Coke de four belge			Coke de four importé Ingevoerde ovencokes	Total Totaal		Briquettes Briketten	Boulets Eierkolen	Total Totaal
	Belgische ovencokes								
	+ 80 mm	— 80 mm	Total Totaal						
Allemagne occidentale — West-Duitsland									
France — Frankrijk									
Italie — Italië									
Luxembourg — Luxemburg									
Pays-Bas — Nederland									
<i>Pays de la C.E.C.A. — Landen v.d. E.G.K.S.</i>									
Autriche — Oostenrijk	1 157	380	1 537	—	—	—	—	1 210	1 210
Danemark — Denemarken	55 353	68 721	124 074	—	—	—	—	—	—
Norvège — Noorwegen	928	9 737	10 665	1 740	—	—	—	—	—
Suède — Zweden	39 717	8 756	48 473	—	—	—	—	—	—
Suisse — Zwitserland	—	11 908	11 908	—	—	—	950	1 212	2 162
Argentine — Argentinië	5 850	—	5 850	—	—	—	—	—	—
Brésil — Brazilië	1 000	—	1 000	—	—	—	—	—	—
Congo — Kongo	19	1 100	1 119	—	—	—	700	—	700
Israël — Israël	1 660	—	1 660	—	—	—	—	—	—
Liban — Libanon	—	—	—	—	—	—	1 270	—	1 270
Rép. Arabe Unie — Verenigde Arab. Rep.	46 281	60	46 341	—	—	—	500	—	500
Uruguay — Uruguay	1 450	303	1 753	—	—	—	—	—	—
Divers — Overige landen	934	50	984	—	—	—	—	—	—
<i>Pays tiers — Derde Landen</i>	154 349	101 015	255 364	1 740	—	—	3 420	2 422	5 842
<i>Ensemble 1960 — Samen 1960</i>	671 067	315 547	986 614	1 740	—	—	9 668	155 795	165 463
1959	640 635	205 551	846 182	—	—	—	7 215	148 223	155 438
1958	633 965	263 047	897 012	—	—	—	9 511	171 739 *	181 250 *
1957	718 770	182 635	901 405	1 814	853	—	18 444	689 197	707 641

(*) Dont 1.778 t d'agglomérés importés — Waaronder 1.778 ton ingevoerde agglomeraten.

Résultats d'exploitation

(Tableau n° 16)

En 1960, la valeur nette totale des charbons extraits en Belgique s'est élevée à 16.194.220.600 F, soit 720,70 F/t.

Bedrijfsuitslagen

(Tabel 16)

In 1960 bedroeg de totale nettowaarde van de in België gewonnen kolen 16.194.220.600 F, d.i. 720,70 F/t.

Deze waarde van de produktie is berekend op :

BASSINS BEKKENS	N	COMPTES DE RESULTAT (1)		RESULTAT FINAL	
		UITSLAG REKENINGEN (1)		EINDUITSLAG	
		F	F/t	F	F/t
Borinage — Borinage		231 126 800	103,4	— 17 017 000	— 7,6
Centre — Centrum		185 020 800	94,4	— 44 731 100	— 22,8
Charl.-Namur — Charl.-Namen .		130 351 500	24,4	— 118 409 400	— 22,1
Liège — Luik		95 359 000	26,9	— 111 730 300	— 31,6
Sud — Zuiderbekkens		641 858 100	49,1	— 291 887 800	— 22,3
Campine — Kempen		399 400	—	— 202 433 900	— 21,6
Royaume — Het Rijk		642 257 500	28,6	— 494 321 700	— 22,0
Suivant résultat final — Volgens eind					
Groupe des 19 mines		283 193 000	44,6	+ 211 483 200	+ 33,3
Groep van 19 mijnen					
Groupe des 35 mines		359 064 500	22,3	— 705 804 900	— 43,8
Groep van 35 mijnen					

(1) Le lecteur est prié de se référer à

(1) De lezer wordt verzocht de tekst te raadplegen.

des règles fixées par les lois et arrêtés royaux en vue de la détermination de la redevance proportionnelle due par les concessionnaires de mines aux propriétaires du sol. Ces règles écartent du calcul les activités connexes

gens de regelen die, voor de vaststelling van de door de koncessionaris aan de eigenaar van de bovengrond verschuldigde evenredige mijncijns, in wetten en koninklijke besluiten bepaald zijn.

TABLEAU N° 16 — TABEL 16

Résultats provisoires de l'exploitation des mines de houille en 1960

Voorlopige uitslagen van de exploitatie der steenkolenmijnen in 1960

BASSINS BEKKENS	Suivant résultat final Volgens einduitslag			PRODUC- TION NETTE NETTO- PRODUKTIE t	VALEUR DE VENTE de cette production		VALEUR DES SCHISTES WAARDE VAN DE SCHIEFERS		DEPENSES D'EXPLOITATION BEDRIJFS- UITGAVEN		DEPENSES D'IMMOBILISATION VASTLEGGINGS- UITGAVEN		RESULTAT D'EXPLOITATION BEDRIJFSUITSLAG		COMPTES DE RESULTAT (1)		RESULTAT FINAL EINDUITSLAG	
	Nombre de mines Aantal mijnen				VERKOOPWAARDE van deze produktie				BEDRIJFS- UITGAVEN		VASTLEGGINGS- UITGAVEN		BEDRIJFSUITSLAG		UITSLAG REKENINGEN (1)			
	en boni met winst	en mali met verlies	Total Totaal		F	F/t	F	F/t	F	F/t	F	F/t	F	F/t	F	F/t	F	F/t
Borinage — Borinage	2	2	4	2 236 350	1 549 891 700	693,0	—	—	1 785 748 600	798,5	12 286 900	5,5	— 248 143 800	—111,0	231 126 800	103,4	— 17 017 000	— 7,6
Centre — Centrum	2	2	4	1 959 330	1 363 975 400	696,2	848 800	0,4	1 574 946 100	803,8	19 630 000	10,0	— 229 751 900	—117,2	185 020 800	94,4	— 44 731 100	— 22,8
Charl.-Namur — Charl.-Namen .	9	13	22	5 347 160	4 027 395 300	753,2	119 300	—	4 181 251 700	781,9	95 023 800	17,8	— 248 760 900	— 46,5	130 351 500	24,4	— 118 409 400	— 22,1
Liège — Luik	5	12	17	3 541 490	3 075 787 600	868,5	405 600	0,1	3 170 012 300	895,1	113 270 200	32,0	— 207 089 300	— 58,5	95 359 000	26,9	— 111 730 300	— 31,6
Sud — Zuiderbekkens	18	29	47	13 084 330	10 017 050 000	765,6	1 373 700	0,1	10 711 958 700	818,7	240 210 900	18,4	— 933 745 900	— 71,4	641 858 100	49,1	— 291 887 800	— 22,3
Campine — Kempen	1	6	7	9 384 990	6 177 170 600	658,2	50 684 500	5,4	6 119 531 600	652,0	311 156 800	33,2	— 202 833 300	— 21,6	399 400	—	— 202 433 900	— 21,6
Royaume — Het Rijk	19	35	54	22 469 320	16 194 220 600	720,7	52 058 200	2,3	16 831 490 300	749,1	551 367 700	24,5	—1 136 579 200	— 50,6	642 257 500	28,6	— 494 321 700	— 22,0
Suivant résultat final — Volgens einduitslag																		
Groupe des 19 mines en boni ...				6 348 220	4 698 713 500	740,2	34 135 000	5,4	4 690 515 100	738,9	114 043 200	18,0	— 71 709 800	— 11,3	283 193 000	44,6	+ 211 483 200	+ 33,3
Groep van 19 mijnen met winst																		
Groupe des 35 mines en mali ...				16 121 100	11 495 507 100	713,0	17 923 200	1,1	12 140 975 200	753,1	437 324 500	27,1	—1 064 869 400	— 66,1	359 064 500	22,3	— 705 804 900	— 43,8
Groep van 35 mijnen met verlies																		

(1) Le lecteur est prié de se référer au texte.

(1) De lezer wordt verzocht de tekst te raadplegen.

Résultats d'exploitation

(Tableau n° 16)

En 1960, la valeur nette totale des charbons extraits en Belgique s'est élevée à 16.194.220.600 F, soit 720,70 F/t.

Cette valeur de la production tient compte de :

1. la valeur réelle des ventes ;
2. la valeur selon barème des cessions aux activités connexes et aux usines de l'entreprise ;
3. la valeur selon barème des consommations propres ;
4. la valeur selon barème du charbon gratuit enlevé ;
5. l'abattement sur mise au stock ;
6. la différence entre valeur d'écoulement des charbons repris au stock et leur valeur de mise au stock ;
7. la différence de prix sur exportations, rabais d'alignement.

Ces chiffres ne tiennent pas compte de la valeur des schistes.

L'écart considérable (55 F/t) entre cette valeur de la production et la valeur barémique moyenne (voir ci-avant) s'explique par l'intervention des facteurs 1, 5, 6 et 7.

En 1959, d'après les chiffres provisoires, la valeur moyenne correspondante avait été de 768,9 F/t ; on a donc enregistré, d'une année à l'autre, un abaissement de cette valeur d'environ 48 F/t ou 6 %.

Comme la production écoulée est légèrement supérieure à celle écoulée en 1959, on en déduit que la baisse de la valeur de la production résulte de la baisse des prix barémiques, de la baisse des prix de vente et aussi du stockage.

La comparaison de la valeur de la production augmentée de la valeur des schistes aux dépenses totales de l'année, immobilisations comprises, permet de dégager le résultat d'exploitation, qui se traduit par une perte de 50,60 F/t pour l'ensemble des mines du pays.

Les charbonnages de Campine eux-mêmes ont enregistré cette année des pertes d'exploitation s'élevant en moyenne à 21,60 F/t. Dans les bassins du Sud cette perte a dépassé 100 F/t, avec un minimum de 46,50 F/t dans le bassin de Charleroi-Namur et un maximum de 117,20 F/t dans le Centre, équivalent à 17 % du coût de la production dans ce bassin.

Ce résultat d'exploitation ne correspond pas nécessairement au solde des chiffres de bilans des sociétés charbonnières, où les dépenses de premier établissement sont amorties en plusieurs années et où les résultats des activités connexes, généralement bénéficiaires, atténuent les pertes de la houillère proprement dite. L'évaluation administrative du résultat d'exploitation est faite suivant des règles fixées par les lois et arrêtés royaux en vue de la détermination de la redevance proportionnelle due par les concessionnaires de mines aux propriétaires du sol. Ces règles écartent du calcul les activités connexes

Bedrijfsuitslagen

(Tabel 16)

In 1960 bedroeg de totale nettowaarde van de in België gewonnen kolen 16.194.220.600 F, d.i. 720,70 F/t.

Deze waarde van de produktie is berekend op :

1. de werkelijke waarde van de verkochte kolen ;
2. de waarde volgens het barema, van de aan nevenbedrijven en fabrieken van de onderneming afgestane kolen ;
3. de waarde volgens het barema, van de zelf verbruikte kolen ;
4. de waarde volgens het barema, van de kosteloos afgehaalde kolen ;
5. de waardevermindering bij het vormen van voorraden ;
6. het verschil tussen de afzetwaarde van de kolen genomen van de voorraden en hun waarde bij het vormen van de voorraden ;
7. het verschil in prijs voor uitgevoerde kolen, gelijkstellingsafslagen.

Die cijfers houden geen rekening met de waarde van de schievers.

Het aanzienlijk verschil (55 F/t) tussen deze waarde van de produktie en de gemiddelde waarde volgens het barema (zie hierboven) is te verklaren door de factoren 1, 5, 6 en 7.

In 1959 bedroeg de overeenstemmende gemiddelde waarde, volgens de voorlopige cijfers, 768,9 F per ton ; de gemiddelde waarde is dus van het ene jaar tot het andere ongeveer 48 F/t, d.i. 6 % gedaald.

Aangezien de afgezette produktie iets groter is dan in 1959, blijkt de vermindering van de waarde van de produktie het gevolg te zijn van de daling van de prijzen van het barema, van de daling van de verkoopsprijzen en van de vermindering van de voorraden.

Wanneer men de waarde van de produktie verhoogd met de waarde van de schievers met de totale uitgaven van 1960 vergelijkt, de vastleggingsuitgaven inbegrepen, bekomt men de bedrijfsuitslag, die voor alle mijnen samen een verlies van 50,60 F per ton aangeeft.

Zelfs de Kempense mijnen hebben dit jaar een gemiddeld bedrijfsverlies van 21,60 F per ton geboekt. In de zuiderbekkens bedraagt dat verlies meer dan 100 F per ton, met een minimum van 46,50 F per ton in het bekken van Charleroi-Namen en een maximum van 117,20 F per ton in het Centrum, wat gelijk is aan 17 % van de kostprijs in dat bekken.

Deze bedrijfsuitslag stemt niet noodzakelijk overeen met het saldo van de balansen van de ondernemingen, aangezien de inrichtingsuitgaven in de balans over verscheidene jaren afgeschreven worden en de uitslagen van de nevenbedrijven, die doorgaans winstgevend zijn, het verlies van de eigenlijke mijn verzachten. De administratieve raming van de bedrijfsuitslag geschiedt volgens de regelen die, voor de vaststelling van de door de koncessionaris aan de eigenaar van de bovengrond verschuldigde evenredige mijncijns, in wetten en koninklijke besluiten bepaald zijn.

(centrales électriques, fabriques d'agglomérés, vente au comptant, etc.).

Pour obtenir le résultat final des houillères, il y a lieu d'ajouter au résultat d'exploitation les soldes des « comptes de résultat » qui sont :

1. Le solde éventuel, positif ou négatif, de l'ancien Fonds de Solidarité et de l'ancienne caisse de Compensation de l'Industrie Charbonnière ;
2. Les différences d'évaluation des matières consommées. Dans les comptabilités des charbonnages les matières consommées sont évaluées chaque mois au prix moyen d'achats récents, sans tenir compte du prix réel payé pour ces matières lors de leur entrée effective en magasin ;
3. Les subsides reçus de l'Etat ou de la C.E.C.A. pour différents motifs. Il faut citer principalement les subventions résultant des conventions prises en 1955 en ce qui concerne le Borinage, l'aide communautaire au stockage, les aides salariales.

Ces corrections ont eu pour effet de ramener les pertes des mines du Bassin du Sud à 22,30 F/t.

Pour l'ensemble des mines du Royaume, la perte finale s'établit ainsi à 22 F/t. Pour l'année 1959, le résultat correspondant des statistiques provisoires accusait une perte de 39,20 F/t portée à 33,21 F/t, après rectification, dans les statistiques définitives.

Ainsi la situation financière d'ensemble de l'industrie charbonnière belge semble s'améliorer. En fait l'amélioration indiquée par ces chiffres est due à la fermeture de sièges perdant beaucoup d'argent à la tonne et aussi à l'amélioration de l'écoulement du charbon belge résultant de l'isolement du marché. Ces chiffres mettent donc en évidence les résultats de la politique d'assainissement entreprise.

L'industrie charbonnière a donc connu en 1960 un soulagement réel, mais la situation reste fondamentalement grave étant donné que l'augmentation spectaculaire du rendement est plus que compensée par la dégradation des prix obtenus à l'écoulement de la production.

Krachtens die regelen wordt de bedrijfsuitslag berekend zonder dat de nevenbedrijven (elektrische centrales, brikettenfabrieken, kontante verkoop, enz.) in aanmerking worden genomen.

Om de einduitslag van de mijnen te bekomen, dient men bij de bedrijfsuitslag de saldi van de « Uitslagrekeningen » te voegen, nl. :

1. Het gebeurlijk positief of negatief saldo van het voormalig Solidariteitsfonds en van de voormalige Kompensatiekas van de Steenkolenlijverheid ;
2. De verschillen voortspruitend uit de raming van verbruikte waren. In de boekhouding van de kolenmijnen worden de verbruikte waren elke maand geraamd volgens de gemiddelde prijs van de jongste aankopen, zonder dat rekening gehouden wordt met de prijs die men werkelijk betaald heeft op het ogenblik van de aankoop van die waren ;
3. De toelagen om verschillende redenen door de Staat of door de E.G.K.S. verleend, hoofdzakelijk de toelagen verleend krachtens de overeenkomsten van 1955 betreffende de Borinage, de hulp van de Gemeenschap bij het vormen van voorraden, de loonhulp.

Door deze verbeteringen wordt het verlies van de mijnen in de zuiderbekkens beperkt tot 22,30 F/ton.

Voor alle mijnen samen bedraagt het eindverlies bijgevolg 22,00 F/ton. Voor het jaar 1959 gaf de voorlopige statistiek een verlies van 39,20 F/ton, dat na verbetering in de definitieve statistiek op 42,90 F/ton gebracht werd.

Hieruit blijkt dat de financiële toestand van de Belgische steenkolenlijverheid schijnt te verbeteren. Feitelijk is die verbetering te danken aan de sluiting van zetels die grote verliezen per ton leden en ook aan de verbetering van de afzet van Belgische kolen ingevolge de afzondering van de markt. De uitslagen van de gevoerde saneringspolitiek worden dus door bovenstaande cijfers in het licht gesteld.

De steenkolenlijverheid heeft dus in 1960 een werkelijke verbetering gekend, maar de toestand blijft in de grond ernstig, aangezien de in het oog springende stijging van het rendement meer dan volledig te niet gedaan wordt door de daling van de bij de afzet van de produktie bekomen prijzen.

TABLEAU
DES
MINES DE HOUILLE

en activité
EN BELGIQUE
au 1^{er} janvier 1961

LIJST DER INBEDRIJFZIJNDE
STEENKOLENMIJNEN

IN BELGIE
op 1 januari 1961

CONCESSIONS		Sociétés exploitantes		Fondés de pouvoirs		Sièges d'extraction			Directeurs responsables		Production nette en 1960 en tonnes		Nombre moyen de présences pendant les jours ouvrables en 1960
NOMS et ETENDUE	COMMUNES sur lesquelles elles s'étendent	NOMS	SIEGE SOCIAL	NOM, PRENOMS ET TITRE	RESIDENCE	NOMS ou NUMEROS a) en activité b) en préparation	Classement (1)	LOCALITE	NOMS ET PRENOMS	RESIDENCE	PAR SIEGE	PAR CONCES-SION	
BASSIN DU BORINAGE													
Blaton 3,610 h. 74 a. 87 c.	Bernissart, Blaton, Bon-Secours, Grandglise, Harchies, Pommerœul, Ville-Pommerœul, Hensies.	Société anonyme des Charbonnages de Bernissart	Bernissart	Robert MAEYMS Direct. Gérant	Bernissart	a) Harchies	sg	Harchies	Adrien Paternostre (Fond) Hervé Baudoux (Surface)	Harchies	214 860	214 860	918
Hensies-Pommerœul et Nord de Quiévrain 1,894 h. 78 a. 24 c	Harchies, Hensies, Mont-rœul-sur-Haine, Pommerœul, Quiévrain, Thulin, Ville-Pommerœul.	Société anonyme des Charbonnages d'Hensies-Pommerœul	Bruxelles	Jules BAUDRY Direct Général	Pommerœul	a) Sartis	1	Hensies	Gérard Davin (Surface) Marcel Cuche (Fond)	Pommerœul » »	226 200 361 900	 1 775	
Hautrage et Hornu 5,937 h.	Baudour, Boussu, Hautrage, Jemappes, Quaregnon, Tertre, Villerot, Hornu, St-Ghislain, Wasmes, Wasmuël.					a) Espérance	sg	Baudour	Paul Dufour (Fond) Roger Bolle (Fond) Pol Pierard (Surface)	Quaregnon »	244 790 378 040	622 830	
Ouest de Mons 6369 h. 98 a. 11c.	Audregnies, Baisieux, Boussu, Dour, Elouges, Hainin, Hensies, Hornu, Mont-rœul-sur-Haine, Pommerœul, Quiévrain, Thulin, Wihéries.					a) n° 4 (Alliance) n° 5 (Sentinelle) n° 9 (St-Ant)	2 2 2	Boussu » »	Pierre Lemoine (Fond)	Wasmes	105 995 124 530 117 760	479 160	
Rieu-du-Cœur 926 h. 98 a. 84 c	Baudour, Flénu, Jemappes, La Bouverie, Pâturages, Quaregnon, St Ghislain, Wasmes, Wasmuël.	Société anonyme des Charbonnages du Borinage	Cuesmes	Pierre LEMURU Administrateur Direct. Général	Cuesmes	a) n° 2 (2)	3	Quaregnon	Raoul Maufroid	Boussu	43 150	43 150	6 678
Produits et Levant du Flénu 9,380 h. 68 a. 80 c.	Asquillies, Baudour, Casteau, Ciply, Cuesmes, Erbisœul, Flénu, Frameries, Ghlin, Hermignies, Harveng, Hyon, Jemappes, Jurbise, Maisières, Masnuy-St-Jean, Mesvin, Mons, Nimy, Nouvelles, Quaregnon, St-Ghislain, St Symphorien, Spiennes, Wasmuël.					a) n° 14- (3) Heribus	2 2	Cuesmes »	Roger Saintenois (Fond) Jacques Herman (Surface)	Cuesmes Frameries	7 110 307 340	314 450	
Agrappe-Escouffiaux et Hornu et Wasmes 3,751 h. 74 a. 74 c.	Asquillies, Boussu, Ciply, Cuesmes, Dour, Eugies, Flénu, Frameries, Genly, Hornu, Hyon, La Bouverie, Mesvin, Noirchain, Pâturages, Quaregnon, Sara-la-Bruyère, Warquignies, Wasmes.	Société anonyme Cockerill-Ougrée Division des Charbonnages Belges et Hornu et Wasmes	Seraing	André DUPONT Direct. Gérant	Wasmes	a) n° 10 (Grisœuil) (4) n° 7-12 et 11 (Crachet) (5)	3 3	Pâturages »	Jean Garain (Fond) Jean Godfroid (Surface)	Hornu Wasmes	53 500 146 500	200 000	1 380

(1) Explication concernant le classement : nc = non classe ; sg = siège sans grisou ; 1 = siège à grisou de 1^{re} catégorie ; 2 = siège à grisou de 2^e catégorie ; 3 = siège à grisou de 3^e catégorie.

(2) Extraction arrêtée le 28 avril 1960.

(3) Extraction arrêtée le 27 février 1960.

(4) Extraction arrêtée le 30 mai 1960.

(5) Extraction arrêtée le 30 juillet 1960.

CONCESSIONS		Sociétés exploitantes		Fondés de pouvoirs		Sièges d'extraction			Directeurs responsables		Production nette en 1960 en tonnes		Nombre moyen de présences pendant les jours ouvrables en 1960
NOMS et ETENDUE	COMMUNES sur lesquelles elles s'étendent	NOMS	SIEGE SOCIAL	NOM, PRENOMS ET TITRE	RESIDENCE	NOMS ou NUMEROS a) en activité b) en préparation	Classement	LOCALITE	NOMS ET PRENOMS	RESIDENCE	PAR SIEGE	PAR CONCES-SION	
BASSIN DU													
Saint-Denis, Obourg, Havré 3,182 h. 71 a. 25 c.	Boussoit, Bray, Havré, Maurage, Obourg, Saint-Denis	Société anon. des Charbonnages du Bois-du-Luc	Houdeng-Aimeries	Maurice GOSSART Directeur Général	Houdeng-Aimeries	a) Beaulieu	1	Havré	Marcel Mairesse (Fond et Surface) Jules Solbreux	Havré	212 900	212 900	648
Maurage et Boussoit 750 h. 75 a.	Boussoit, Bray, Havré, Maurage, Strépy, Thieu, Trivières.	Société anonyme des Charbonnages de Maurage	Maurage	Henri PILETTE Direct. Gérant	Maurage	a) (Marie-José (La Garenne (1)	1-2 -3	Maurage	Pierre André et Gaston Coutiez (Fond) Marcel Bouton (Surface)	Maurage » »	475 434	475 434	2 727
Bois du Luc, La Barette et Trivières 2,525 h.	Bray, Houdeng-Aimeries, Houdeng - Goeignies, La Louvière, Maurage, Péronnes, Strépy, Trivières.	Société anon. des Charbonnages du Bois-du-Luc	Houdeng-Aimeries	Maurice GOSSART Directr. Général	Houdeng-Aimeries	a) Le Quesnoy	1-2	Trivières	Jacques Simonis (Fond) Philippe Caudron (Fond) Ghislain Bievelz (Surface)	Trivières Havré Houdeng-Aimeries	377 870	377 870	995
La Louvière et Sars-Longchamps 1,102 h. 16 a.	Haine-St-Paul, La Louvière, St-Vaast.	Société anonyme des Charbonnages du Centre	Ressaix	Edgard STEVENS Direct. Général	Haine-St Paul	a) Albert 1 ^{er} St-Vaast (2)	1-2	Saint-Vaast	André Telle (Fond et Surface)	Leval-Trahegnies	27 710	27 710	4 920
Mariemont Bascoup 4,433 h. 49 a.	Bellecourt, Bois- d'Haine, Carnières, Chapelle-lez-Herlaimont, Fayt-lez-Manage, Forchies-la-Marche, Godarville, Gouy-lez-Piéton, Haine - St - Paul, Haine - St - Pierre, La Hestre, La Louvière, Manage, Mont - Ste - Aldegonde, Morlanwelz, Piéton, Souvret, Trazegnies					a) St-Arthur (3)	1	Morlanwelz	Paul Minon (Fond)	Morlanwelz	123 780	303 830	
Ressaix, Leval Péronnes, Se-Aldegonde et Houssu 3,231 h. 62 a. 48 c.	Anderlues, Binche, Buvrinnes, Epinois, Haine-Saint-Paul, Haine-St-Pierre, La Louvière, Leval-Trahegnies, Mont Ste Aldegonde, Morlanwelz, Péronnes, Ressaix, St Vaast, Trivières, Waudrez.					a) St-Albert	3	Péronnes	Paul Minon (Fond)	Morlanwelz	333 400	561 590	
						Ste-Marguerite	3	Péronnes	André Telle (Fond) Joseph Mostade (Surface) Léon Cornet (Surface)	Leval-Trahegnies Leval-Trahegnies Ressaix	228 190		

(1) Les deux sièges La Garenne et Marie-José qui étaient renseignés jusqu'au 31-12-1959 comme deux sièges d'exploitation distincts constituent en réalité un complexe unique concentré. La production provient des deux gisements.

(2) Extraction arrêtée le 31 mars 1960.

(3) Extraction arrêtée le 30 juin 1960.

CONCESSIONS		Sociétés exploitantes		Fondés de pouvoirs		Sièges d'extraction			Directeurs responsables		Production nette en 1960 en tonnes		Nombre moyen de présences pendant les jours ouvrables en 1960
NOMS et ETENDUE	COMMUNES sur lesquelles elles s'étendent	NOMS	SIEGE SOCIAL	NOM, PRENOMS ET TITRE	RESIDENCE	NOMS ou NUMEROS a) en activité b) en préparation	Classement	LOCALITE	NOMS ET PRENOMS	RESIDENCE	PAR SIEGE	PAR CONCES-SION	
BASSIN DE													
Bois de la Haye 2.089 h.	Anderlues, Buvrinne, Carnières, Epinois, Leval, Trahegnies, Lobbes, Mont Ste Aldegonde, Mont Ste Geneviève, Piéton.	Société anonyme des Houillères d'Anderlues	Anderlues	Pierre BRISON Direct. Gérant	Anderlues	a) n° 6	3	Anderlues	Bernard Hubin (Fond) Marcel Willem (Surface)	Anderlues Anderlues	412.300	412 300	1 247
Beaulieusart Leernes et Forte-Taille 4.732 h. 64 a. 96 c.	Anderlues, Fontaine-l'Évêque, Gozée, Landelies, Leernes, Lobbes, Marbaix-la-Tour, Marchienne-au-Pont, Monceau-sur-Sambre, Montignies-le-Tilleul, Mont Ste Geneviève, Monts/Marchienne, Thuin.	Société anonyme Acieries et Minières de la Sambre Division: Charbonnages de Fontaine-l'Évêque	Monceau-sur-Sambre	Jean VILERS Administrateur Délégué	Bruxelles	a) n° 1	3	Fontaine-l'Évêque	Marcel Vandesande	Fontaine-l'Évêque	196 435	262 300	804
						n° 3	3	Leernes			65 865		
Centre de Jumet 2.371 h. 24 a. 28 c.	Gosselies, Heppignies, Jumet, Ransart, Roux, Thiméon, Viesville, Wayaux.	Société anonyme des Charbonnages du Centre de Jumet	Jumet	Lucien DESCAMPS Direct. Gérant	Jumet	a) St-Quentin St-Louis	1 1	Jumet »	Léon Waterschoot (Fond et Surface)	Jumet	94 185 99 135	193 320	605
Monceau-Fontaine Marcinelle et Nord de Charleroi 7.374 h. 99 a. 54 c.	Acoz, Anderlues, Bouffoulx, Carnières, Chapelle-lez-Herlaimont, Charleroi, Couillet, Courcelles, Fontaine-l'Évêque, Forchies-la-Marche, Gerpinnes, Goutroux, Joncret, Landelies, Leernes, Loverval, Marchienne-au-Pont, Marcinelle, Monceau s/Sambre, Montigny-le-Tilleul, Mont s/Marchienne, Piéton, Roux, Souvret, Trazegnies.	Société anonyme des Charbonnages de Monceau-Fontaine	Monceau-s/Sambre	Jean LIGNY Directeur-gérant	Marcinelle	Direction de Forchies a) n° 17 n° 6	2 1	Piéton Souvret	Maurice France	Forchies-la-Marche	104 855 198 940		
						Direction de Monceau a) n° 14 n° 4 n° 18 (Provid.) n° 19	2 2 2 2	Goutroux Monceau s/Sbre Marchienne idem	Modeste Alexis (Fond)	Monseaus/Sambre	134 425 184 920 161 735 197 885	1 231 800	3 718
						Direction de Marcinelle a) n° 25 (Blanchisserie) n° 23 (Cerisier)	3 3	Couillet Marcinelle	Alfred Delhaye (Fond) Jean Guilain (Surface)	Marcinelle Montignies le Tilleul	150 070 98 950		
Amercœur 398h. 12 a. 80 c.	Jumet, Monceau s/Sambre, Roux	Société anonyme des Charbonnages d'Amercœur	Jumet	Guy VAN GEERSDAELE Dir.-gér.	Jumet	a) Chaumouneau (1) Belle-Vue (2)	1 1	Jumet »	Alexandre Dewez (Surface)	Jumet	32 691 21 807	54 498	285
Mambourg, Sacré-Madame et Poirier réunis 1,535 h. 93a. 81 ca.	Charleroi, Dampremy, Gilly, Jumet, Lodelinsart, Marchienne-au-Pont, Marcinelle, Monceau-sur-Sambre, Montignies-sur-Sambre, Ransart.	S. A. des Charbonnages Mambourg, Sacré-Madame et Poirier Réunis	Charleroi	Modeste COTON Directeur gérant	Charleroi	Direction Nord a) n° 1 Hamendes (3)	2 1	Charleroi Jumet	René Nanitzi (Fond et Surface)	Montignies s/Sambre	151 897 61 795	396 800	1 351
						Direction Sud a) St-Théodore Blanchisserie	2 2	Dampremy Dampremy	José Denis (Fond et Surface)	Dampremy	91 018 92 090		
Bois de Cazier, Marcinelle et du Prince 875 h. 12 a. 7 c.	Couillet, Gerpinnes, Jamioulx, Loverval, Marcinelle, Mont-sur-Marchienne, Nalinnes.	Société anonyme du Charbonnage du Bois de Cazier	Marcinelle	Guy VAN GEERSDAELE Dir.-gér.	Jumet	a) St-Charles	3	Marcinelle	Eugène Jacquemyns (Surface) Pierre Votquenne (Fond)	Marcinelle Marcinelle	67 157	67 157	255
CHARLEROI-NAMUR													
						a) n° 6	3	Anderlues	Bernard Hubin (Fond) Marcel Willem (Surface)	Anderlues Anderlues	412.300	412 300	1 247
						a) n° 1	3	Fontaine-l'Évêque	Marcel Vandesande	Fontaine-l'Évêque	196 435	262 300	804
						n° 3	3	Leernes			65 865		
						a) St-Quentin St-Louis	1 1	Jumet »	Léon Waterschoot (Fond et Surface)	Jumet	94 185 99 135	193 320	605
						Direction de Forchies a) n° 17 n° 6	2 1	Piéton Souvret	Maurice France	Forchies-la-Marche	104 855 198 940		
						Direction de Monceau a) n° 14 n° 4 n° 18 (Provid.) n° 19	2 2 2 2	Goutroux Monceau s/Sbre Marchienne idem	Modeste Alexis (Fond)	Monseaus/Sambre	134 425 184 920 161 735 197 885	1 231 800	3 718
						Direction de Marcinelle a) n° 25 (Blanchisserie) n° 23 (Cerisier)	3 3	Couillet Marcinelle	Alfred Delhaye (Fond) Jean Guilain (Surface)	Marcinelle Montignies le Tilleul	150 070 98 950		
						a) Chaumouneau (1) Belle-Vue (2)	1 1	Jumet »	Alexandre Dewez (Surface)	Jumet	32 691 21 807	54 498	285
						Direction Nord a) n° 1 Hamendes (3)	2 1	Charleroi Jumet	René Nanitzi (Fond et Surface)	Montignies s/Sambre	151 897 61 795	396 800	1 351
						Direction Sud a) St-Théodore Blanchisserie	2 2	Dampremy Dampremy	José Denis (Fond et Surface)	Dampremy	91 018 92 090		
						a) St-Charles	3	Marcinelle	Eugène Jacquemyns (Surface) Pierre Votquenne (Fond)	Marcinelle Marcinelle	67 157	67 157	255

(1) Extraction arrêtée le 15 juillet 1960.

(2) Extraction arrêtée le 15 juillet 1960.

(3) Extraction arrêtée le 16 juillet 1960.

CONCESSIONS		Sociétés exploitantes		Fondés de pouvoirs		Sièges d'extraction			Directeurs responsables		Production nette en 1960 en tonnes		Nombre moyen de présences pendant les jours ouvrables en 1960
NOMS et ETENDUE	COMMUNES sur lesquelles elles s'étendent	NOMS	SIEGE SOCIAL	NOM, PRENOMS ET TITRE	RESIDENCE	NOMS ou NUMEROS a) en activité b) en préparation	Classement	LOCALITE	NOMS ET PRENOMS	RESIDENCE	PAR SIEGE	PAR CONCES-SION	
Boubier 780 ha. 43 a. 55 c.	Bouffioulx, Châtelet, Châtelaineau, Couillet, Lovervall	Société anonyme des Charbonnages de Boubier	Châtelet	Léon CHALET Ingén.-Directeur	Châtelet	a) n° 1 n° 2-3	2 2	Châtelet Châtelet et Bouffioulx	Louis Nicolas (Fond et Surface)	Châtelet	96 093 94 631	190 724	644
Charbonnages Réunis du Centre de Gilly 224 h. 96 a.	Charleroi, Gilly, Montigny-sur-Sambre					a) Vallées	2	Gilly	Gaston Waroquiez (Fond)	Gilly	86 018	174 592	644
Appaumée-Ransart, Bois du Roi et Fontenelle 1,438 h. 20 a. 69 c.	Fleurus, Heppignies, Ransart, Wangenies	Société anonyme des Houillères Unies du Bassin de Charleroi	Gilly	René FONTAINE Directeur-Gérant	Gilly	a) n° 3 (Marquis)	1	Fleurus	Joseph Brennet (Surface)	Marcinelle	88 574		
Noël 209 h.	Gilly	Société anonyme des Charbonnages de Noël-Sart Culpert	Gilly	Collège des liquidateurs		a) St-Xavier (1)	1	Gilly	Franz Huberland (Fond et Surface)	Gilly	19 560	19 560	125
Trieu-Kaisin 733 h. 13 a.	Châtelaineau, Gilly, Montigny-sur-Sambre	Société anonyme des Charbonnages du Trieu-Kaisin	Châtelaineau	Albert JACQUES Directeur-Gérant	Châtelaineau	a) n° 8 (Pays-Bas)	2	Châtelaineau	Armand Lequeux (Fond) René Scheirlinckx (Surface)	Châtelaineau Châtelaineau	265 884	265 884	969
Nord de Gilly 155 h. 85 a. 60 c.	Châtelaineau, Farciennes, Fleurus, Gilly	Société anonyme des Charbonnages du Nord de Gilly	Fleurus	Auguste GILBERT Administrateur-Directeur-Gérant	Gilly	a) n° 1	1	Fleurus	André Demoulin (Fond) Hyppolite Fontaine (Surface)	Fleurus Châtelaineau	130 260	130 260	464
Gouffre-Carabinier et Ormont réunis 2.047 h. 37 a. 74 c.	Bouffioulx, Châtelet, Châtelaineau, Gilly, Pironchamps, Pont-de Loup et Presles	Société anonyme des Charbonnages du Gouffre	Châtelaineau	Léon JOSSE Directeur-Gérant	Châtelaineau	a) n° 7 n° 10 n° 2-3 (2)	2 1 2	Châtelaineau » Châtelet	Albert Cochet (Fond et Surface)	Châtelaineau	169 780 191 550 22 670	384 000	1 360
Petit-Try, Trois Sillons Sainte-Marie Défoncement et Petit-Houilleux réunis 528 h. 75 a. 64 c.	Farciennes, Fleurus, Lambusart	Société anonyme des Charbonnages du Petit-Try	Lambusart	Jean LEBORNE Directeur-Gérant	Lambusart	a) Ste-Marie	1	Lambusart	Emile Laurent (Fond) Michel Maurk (Surface)	Lambusart Lambusart	240 805	240 805	752
Tergnée, Aiseau-Presle 925 h. 42 a. 72 c.	Aiseau, Farciennes, Pont-de-Loup, Presles, Roselies (prov. de Hainaut) et Le Roux (pr. de Namur)	Société anonyme du Charbonnage d'Aiseau-Presle	Farciennes	Carlo HENIN Administrateur-délégué Directeur Général	Farciennes	a) Tergnée	1	Farciennes	Achille Liénard (Fond et Surface)	Farciennes	255 660	255 660	730

(1) Extraction arrêtée le 21 mai 1960.

(2) Extraction arrêtée le 26 avril 1960.

CONCESSIONS		Sociétés exploitantes		Fondés de pouvoirs		Sièges d'extraction			Directeurs responsables		Production nette en 1960 en tonnes		Nombre moyen de présences pendant les jours ouvrables en 1960
NOMS et ETENDUE	COMMUNES sur lesquelles elles s'étendent	NOMS	SIEGE SOCIAL	NOM, PRENOMS ET TITRE	RESIDENCE	NOMS ou NUMEROS a) en activité b) en préparation	Classement	LOCALITE	NOMS ET PRENOMS	RESIDENCE	PAR SIEGE	PAR CONCESSION	
Baulet, Velaine, Auvelais et Jemeppe 2,183 h. 85 a. 85 c.	Fleurus, Lambusart, Wanfercée-Baulet (province de Hainaut) Auvelais, Jemeppe s/S Keumiée, Moignelée, Velaine, Taminés (prov. de Namur)	Société anonyme des charbonnages Elisabeth	Auvelais	Jean BURTON Directeur - Gérant	Wanfercée Baulet	a) Jemeppe	sg	Jemeppe	Albert Leparlier (Fond et Surface)	Wanfercée-Baulet	87 850	87 850	234
Roton Ste-Catherine 404 h. 79 a. 37 c.	Farciennes, Fleurus	Société anonyme des Charbonnages Réunis de Roton - Farciennes et Oignies-Aiseau	Taminés	Joseph MICHAUX Directeur - Gérant	Taminés	a) Ste-Catherine Aulniats	1 1	Farciennes »	Lucien Franquin (Fond) Omer Denis (Surface)	Farciennes Farciennes	277 200 261 500		
Falisolle et Oignies-Aiseau 1,754 h. 15a. 12ca.	Aisemont, Arsimont, Auvelais, Falisolle, Le Roux, Taminés. (Province de Namur) Aiseau, Presles, Roselies, (Province de Hainaut)					a) n° 4 (St-Gaston) (1)	1	Aiseau	Paul Henry (Fond et Surface) Frumence Lerot (Surface)	Aiseau Farciennes	58 100	596 800	1 779
Bonne Espérance 184 h. 54 a. 13 c.	Farciennes, Lambusart (Province de Hainaut) Moignelée (prov. de Namur)	Société anonyme des Charbonnages de Bonne-Espérance	Lambusart	Paul MEILLEUR Directeur - Gérant	Moignelée	a) n° 1	1	Lambusart	Jean Rysenaer (Fond) Maurice Wilmart (Surface)	Moignelée Moignelée	156 600	156 600	536
Taminés 696 h. 68 a. 57 c.	Aiseau (prov. de Hainaut) Auvelais, Keumiée, Moignelée, Taminés, Velaine (prov. de Namur)	Société anonyme des Charbonnages de Taminés	Taminés	Léon DELESPESE Directeur-gérant	Taminés	a) Ste-Eugénie Ste-Barbe	1 1	Taminés »	Marcel Dupuis (Fond et Surface)	Taminés	110 870 92 590	203 460	763
Groyne-Liégeois-Andenelle-Hautebise 1078 h. 30 a. 24ca.	Andenne, Bonneville Coutisse, Haltinne	Société anonyme des Charbonnages de Groyne-Liégeois	Andenne	Oscar BALTHAZAR Administrateur Directeur Gérant	Liège	a) Groyne (2)	sg	Andenne	Oscar Balthazar (Fond et Surface)	Andenne	22 780	22 780	63

(1) Extraction arrêtée le 2 août 1960.
(2) Extraction arrêtée le 15 octobre 1960.

CONCESSIONS		Sociétés exploitantes		Fondés de pouvoirs		Sièges d'extraction			Directeurs responsables		Production nette en 1960 en tonnes		Nombre moyen de présences pendant les jours ouvrables en 1960
NOMS et ETENDUE	COMMUNES sur lesquelles elles s'étendent	NOMS	SIEGE SOCIAL	NOM, PRENOMS ET TITRE	RESIDENCE	NOMS ou NUMEROS a) en activité b) en préparation	Classement	LOCALITE	NOMS ET PRENOMS	RESIDENCE	PAR SIEGE	PAR CONCES-SION	
BASSIN DE LIEGE													
Espérance et Envoz 882 h. 00 a. 00 c.	Bas-Oha, Courhuin, Moha, Wanze.	Charbonnage de Moha. Société anonyme	Moha	Alfred VILVORDER	Verviers	a) Moha	n.c.	Moha	Léon Philippe	Andennelle	3 905	3 905	45
Bonnier 355 h. 08 a. 20 c.	Grâce-Berleur, Hollogne-aux-Pierres, Loncin.	Société anonyme des Charbonnages du Bonnier	Grâce-Berleur	Georges GALAND Directeur-gérant	Montegnée	a) Péry	1	Grâce-Berleur	Maurice Loop (Fond) Marcel Clavir (Surface)	Montegnée Hollogne A/Pierres	151 500	151 500	631
Gosson-Kessales 2.712 h. 10 a. 03 c.	Chockier, Flémalle-Grande Flémalle - Haute, Grâce-Berleur, Hollogne - aux Pierres, Horion - Hozémont, Jemeppe-sur-Meuse, Liège, Montegnée, Mons-lez-Liège, Ougrée, Seraing, Saint-Nicolas-lez-Liège, Tilleur, Velroux.	Société anonyme des Charbonnages de Gosson-Kessales (en liquidation)	Tilleur	Collège des liquidateurs	Tilleur	a) Gosson	2	Montegnée	Marcel Leclercq (Fond) Victor Jaumotte (Surface) Marius Boudart (Triage-Lavoir)	Tilleur Tilleur Tilleur	260 250	260 250	990

CONCESSIONS		Sociétés exploitantes		Fondés de pouvoirs		Sièges d'extraction			Directeurs responsables		Production nette en 1960 en tonnes		Nombre moyen de présences pendant les jours ouvrables en 1960
NOMS et ETENDUE	COMMUNES sur lesquelles elles s'étendent	NOMS	SIEGE SOCIAL	NOM, PRENOMS ET TITRE	RESIDENCE	NOMS ou NUMEROS a) en activité b) en préparation	Classement	LOCALITE	NOMS ET PRENOMS	RESIDENCE	PAR SIEGE	PAR CONCES-SION	
Espérance et Bonne-Fortune 494 h. 20 a. 92 c.	Alleur, Ans, Glain, Grâce-Berleur, Liège, Loncin, Montegnée, Saint Nicolas-lez-Liège.	Société anonyme des Charbonnages de l'Espérance et Bonne-Fortune.	Montegnée	Guy PAQUOT Directeur-gérant	Liège	a) Nouvelle-Espérance Bonne-Fortune	2 1	Montegnée Ans	André Duquenne Gabriel Noé	Grâce-Berleur Montegnée	127 480 127 650	377 900	1 491
Ans 719 h. 53 a. 38 c.	Alleur, Ans, Loncin, Rocour, Voroux-lez Liers Vottem	Société anonyme des Charbonnages d'Ans et de Rocour.	Ans	Léon DEJARDIN Administ-gérant	Ans	St-Nicolas	2	Liège	André Bodart	Glain	122 770		
Patience-Beaujonc 285 n. 45 a.	Ans, Glain, Liège	Société anonyme des Charbonnages de Patience et Beaujonc	Glain	Etienne DECAT Directeur-gérant	Ans	a) Levant	1	Ans	Laurent Coenegrachts (Fond) Jules Brisbois (Surface)	Ans Rocour	98 090	98 090	396
Bonne Fin-Bâneux et Batterie 1.051 h. 04 a. 86 c.	Ans, Bressoux, Liège, Rocour, St-Nicolas, Vottem.	Société anonyme des Charbonnages de Bonne-Espérance, Batterie, Bonne Fin et Violette.	Liège	Raymond RIGBY Directeur-gérant	Liège	a) Bure aux femmes	1	Glain	Michel Allard (Fond) Marcel Tinant (Surface)	Ans Ans	216 200	216 200	843
Espérance Violette, et Wandre 1.732 h. 78 a. 31 c.	Bellaire, Bressoux, Cheratte, Herstal, Jupille, Saive, Wandre					a) Bonne-Fin Batterie	1-2 1	Liège »	Roger Bovy Paul Salmon	Liège »	204 000 205 600	409 600	1 530
Abhooz et Bonne-Foi-Hareng 2.189 h. 18a. 20 c.	Argenteau, Cheratte, Hermelle-sous-Argenteau, Hermée, Herstal, Liers, Milmort, Oupeye, Rocour, Vivegnis, Voroux-lez-Liers, Vottem, Wandre.	Société anonyme des Charbonnages d'Abhooz et Bonne-Foi-Hareng	Milmort	Albert LUMEN Direct.-gérant	Liège	a) Nord (1)	1	Herstal	Raymond Collin (Fond et Surface Div. Wandre) Jules Renotte (Surface Div. Bonne Espér.)	Wandre Liège	176 580	176 580	693
Grande-Bacnure et Petite-Bacnure 511 h. 69 a. 52 c.	Herstal, Liège, Vottem.	Société anonyme des Charbonnages de la Grande-Bacnure	Vottem	Léon BRACONIER Administrateur-Délégué Directeur	Liège	a) Milmort	1	Milmort	Aloys Van Cauter	Milmort	121 000	121 000	491
Belle-Vue et Bien-Venue 202 h. 62 a. 84 c.	Herstal, Liège, Vottem.	Société anonyme des Charbonnages du Hasard	Micheroux	Marcel HULIN Direct.-gérant	Cheratte	a) Petite-Bacnure	1	Herstal	Gérard Jumiaux (Fond) Emile Bihet (Surface)	Herstal Liège	255 100	255 100	1 320
						a) Belle-Vue	2	Herstal	Marcel Pauquet Jacques Lobet (Serv. électr. Fond et Surf.)	Herstal Micheroux	106 412	106 412	425

(1) Extraction arrêtée le 15 octobre 1960.

CONCESSIONS		Sociétés exploitantes		Fondés de pouvoirs		Sièges d'extraction			Directeurs responsables		Production nette en 1960 en tonnes		Nombre moyen de présences pendant les jours ouvrables en 1960
NOMS et ETENDUE	COMMUNES sur lesquelles elles s'étendent	NOMS	SIEGE SOCIAL	NOM, PRENOMS ET TITRE	RESIDENCE	NOMS ou NUMEROS a) en activité b) en préparation	Classement	LOCALITE	NOMS ET PRENOMS	RESIDENCE	PAR SIEGE	PAR CONCES-SION	
Cockerill 397 h. 04 a. 64 c.	Jemeppe-sur-Meuse, Ougrée, Seraing, Tilleur,	Société anonyme Cockerill-Ougrée	Seraing	Fernand Herlin Administrateur Direct.-Général Raoul DUFRASNE Directeur	Ougrée Liège	a) Colard	2	Seraing	Albert Bande	Seraing	140 300	140 300	460
Wérister 2623 h. 11 a. 26 c.	Angleur, Ayeneux, Beyne-Heusay, Bressoux, Chaudfontaine, Chénée, Fléron, Forêt, Grivegnée, Jupille, Magnée, Olne, Queue du Bois, Romsée, Vaux-s/Chèvremont.	Société anonyme des Charbonnages de Wérister	Romsée	René DESSARD Administrateur Direct. Gérant	Beyne-Heusay	a) Romsée	2	Romsée	Jean Duvivier	Fléron	396 950	396 950	1 231
Hasard-Cheratte 3,406 h. 66 a. 48 c.	Ayeneux, Barchon, Cereux, Evegnée, Fléron, Housse, Magnée, Melen, Micheroux, Mortier, Olne, Queue du Bois, Retinne, St Remy, Saive, Soumagne, Tignée, Trembleur, Wandre.	Société anonyme des Charbonnages du Hasard	Micheroux	Marcel HULIN Direct.-Gérant	Cheratte	a) Micheroux Cheratte	2 1	Micheroux Cheratte	Paul Carpay Louis Nicolas	Micheroux Cheratte	285 352 233 356	518 708	1 766
Herve-Wergifosse 2,274 h. 78 a. 80 c.	Ayeneux, Battice, Bolland, Chaineux, Grand Rechain, Herve, Melen, Olne, Soumagne, Xhendelesse.	Société anonyme des Charbonnages de Wérister	Romsée	René DESSARD Administrateur Direct. Gérant	Beyne-Heusay	a) José (anciennement Xhawirs)	1	Battice	Jean Duvivier	Fléron	135 350	135 350	475
Minerie 1,867 h. 67 a. 84 c.	Battice, Bolland, Charneux, Clermont, Herve, Thimister.	Société anonyme des Charbonnages réunis de la Minerie (en liquidation)	Battice	Collège des liquidateurs	Liège	a) Battice (1)	1	Battice	Emile Evrard (Fond et Surface)	Battice	28 585	28 585	160
Argenteau-Trembleur 964 h. 90 a. 87 c.	Argenteau, Cheratte, Dalhem, Feneur, Mortier, St-Remy, Trembleur.	Société anonyme des Charbonnages d'Argenteau	Trembleur	Jean AUSSALET Adm.-délégué	Lodelinsart	a) Marie	1	Trembleur	Ferdinand Crahay	Trembleur	145 000	145 000	479

(1) Extraction arrêtée le 14 mai 1960.

VERGUNNINGEN		Vergunninghoudende Vennootschappen		Gevolmachtigde personen		Ontginningszetels			Verantwoordelijke leiders		Netto produktie in 1960		Gemiddeld aantal aanwezigheden op de werkdagen in 1960
NAAM EN OPPERVLAKTE	GEMEENTEN waaronder zij zich uitstrekken	NAAM	MAAT-SCHAPPE-LIJKE ZETEL	NAAM, VOORNAMEN EN TITEL	WOON-PLAATS	NAAM <i>a)</i> inbedrijf <i>b)</i> in voorbereiding	INDELING (1)	GEMEENTE	NAAM EN VOORNAMEN	WOON-PLAATS	PER ZETEL	PER VER-GUN-NING	
KEMPISCH													
Beeringen-Coursel 5,271 hectaren	Beringen, Beverlo, Hep-pen, Heusden, Koersel, Lummen, Oostham, Paal, Tessenderlo.	Naamloze vennoot-schap « Kolen mij-nen van Beerin-gen ».	Brussel	Lucien BASTIN Direct.-Gerant	Koersel	<i>a)</i> Kleine-Heide	1	Koersel	Aimé Volders (Ondergrond) Georges Dellicour (Bovengrond)	Koersel Koersel	1 678 680	1 678 680	4 088
Helchteren-Zolder 7,060 hectaren	Helchteren, Heusden, Houthalen, Koersel, Zolder, Zonhoven.	Naamloze vennoot-schap der Kolen-mijnen van Helch-teren en Zolder.	Morlanwelz (Mariemont)	Louis Lycops Direct.-Generaal	Zolder	<i>a)</i> Voort	1	Zolder	Valère Moreau (Ondergrond) Camille Parée (Bovengrond)	Heusden »	1 505 500	1 505 500	3 801
Houthaelen 3,250 hectaren	Genk, Hasselt, Houthalen, Zolder, Zonhoven	Naamloze vennoot-schap « Charbon-nages de Houtha-len ».	Brussel Warande-berg, 3	Robert DELLENRE Direct.-Gerant	Houthalen	<i>a)</i> Houthalen	1	Houthalen	Albert Van Damme (Ondergrond) Willy Collignon (Bovengrond)	Houthalen »	999 500	999 500	2 876
Les Liégeois 4,269 hectaren	As, Genk, Gruitrode, Houthalen, Meeuwen, Niel-bij-As, Opglab-beek, Opoeteren, Wijshagen.	Naamloze vennoot-schap «Cockerill-Ougrée» Afdeling : Steenko-lenmijn Zwartberg	Seraing	Emile RENNOTTE Direct.-Gerant	Genk	<i>a)</i> Zwartberg	1	Genk	Ernest Chiff (Ondergrond) Jean Ponomarenko (Bovengrond)	Genk »	1 274 302	1 274 302	3 868
Winterslag Genck-Sutendael 3,963 hectaren	As, Genk, Mechelen aan Maas, Opgrimbie, Zutendaal.	Naamloze vennoot-schap «Espérance-Longdoz» Afdeling : Kolen-mijnen van Winter-slag	Luik	Louis RUELLE Direct.-Gerant	Genk	<i>a)</i> Winterslag	1	Genk	Paul de Marneffe (Ondergrond) Antoine de Crombrugghe (Bovengrond)	Genk »	1 385 549	1 385 549	4 363
André Dumont sous-Asch 3,080 hectaren	As, Genk, Mechelen aan Maas, Niel (bij As), Opglabbeek,	Naamloze vennoot-schap « Kolenmijnen André Dumont »	Brussel Warande-berg, 3.	Camille VESTERS Direct.-Gerant	Genk	<i>a)</i> Waterschei	1	Genk	Firmin Verhaeghe (Ondergrond) François Nelissen (Bovengrond)	Genk »	1 089 000	1 089 000	2 915
Sainte-Barbe et Guillaume Lambert 5,408 hectaren	Dilsen, Eisden, Lanklaar, Leut, Mechelen aan Maas, Meeswijk, Rotem, Stok-kem, Vucht.	Naamloze vennoot-schap « Kolenmij-nen Limburg-Maas »	Brussel, Steenweg naar Char-leroi. 43.	Auguste BROUWÉZ Direct.-Gerant	Eisden	<i>a)</i> Eisden	1	Eisden	Guy Seutin (Ondergrond) Raoul Willot (Bovengrond)	Eisden »	1 452 460	1 452 460	3 900
BEKKEN													
<i>a)</i> Kleine-Heide													
<i>a)</i> Voort													
<i>a)</i> Houthalen													
<i>a)</i> Zwartberg													
<i>a)</i> Winterslag													
<i>a)</i> Waterschei													
<i>a)</i> Eisden													

(1) Uitleg aangaande de indeling: nc = niet ingedeeld; sg = zetel zonder mijngas; 1 = zetel gerangschikt in de 1^e categorie der mijngashoudende mijnen; 2 = zetel gerangschikt in de 2^e categorie der mijngashoudende mijnen; 3 = zetel gerangschikt in de 3^e categorie der mijngashoudende mijnen.

Sélection des fiches d'Inichar

Inichar publie régulièrement des fiches de documentation classées, relatives à l'industrie charbonnière et qui sont adressées notamment aux charbonnages belges. Une sélection de ces fiches paraît dans chaque livraison des Annales des Mines de Belgique.

Cette double parution répond à deux objectifs distincts :

- a) *Constituer une documentation de fiches classées par objet*, à consulter uniquement lors d'une recherche déterminée. Il importe que les fiches proprement dites ne circulent pas ; elles risqueraient de s'égarer, de se souiller et de n'être plus disponibles en cas de besoin. Il convient de les conserver dans un meuble ad hoc et de ne pas les diffuser.
- b) *Apporter régulièrement des informations groupées par objet*, donnant des vues sur toutes les nouveautés. C'est à cet objectif que répond la sélection publiée dans chaque livraison.

B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION.

IND. B 0

Fiche n° 28.765

W. BISDORF. Der günstigste Sohlenabstand im Steinkohlenbergbau. *La hauteur d'étage la plus favorable dans les mines de charbon.* Colloque des 29 et 30 avril à Clausthal sur la recherche opérationnelle dans les mines. — **Glückauf**, 1961, 18 janvier, p. 81/84, 6 fig.

E. Cloos a déjà donné (**Glückauf** 1947) la façon de découper un gisement pour en obtenir une production journalière donnée. La densité du charbon d'un gisement dans les limites d'exploitabilité est donnée en t/km². Connaissant la durée prévue, on a donc par quotient la production à sortir chaque jour et cet auteur étudie la meilleure disposition des niveaux d'extraction et des travers-bancs, les écarts des premiers sont fonction des seconds ou vice-versa. Pour résoudre ce problème typique de recherche opérationnelle, Cloos a eu recours à un polynôme du 6^e degré qu'il a dû résoudre graphiquement (faute de machine électronique à cette époque). Ces longues recherches, dont un aperçu est donné, auraient été résolues en 5 minutes avec une machine I.B.M. 650 (le schéma de pose étant connu une fois pour toutes).

IND. B 117

Fiche n° 28.841

M.B. GLOSSOP. Recent developments in mechanized shaft sinking. *Progrès récents en fonçages de puits mécanisés.* — **Sheffield University Mining Magazine**, 1960, p. 51/56, 6 fig.

Etude des opérations de fonçage de puits au charbonnage de Parkside, Lancashire. Deux puits foncés à 800 m, au diamètre de 7,20 m, bétonnés.

Description des installations d'extraction à la surface, treuils, cuffats, fabrication et mise en place du béton, échafaudage suspendu à 3 paliers de 9 m de hauteur, auquel est suspendu le grappin de déblaiement. Description du coffrage de bétonnage suspendu et de 4,50 m de hauteur. Organisation des cycles de travail et méthodes de tir.

Les avancements mensuels ont atteint 93 m.

L'article se termine par quelques renseignements sur le fonçage de puits de Wearmouth où on a employé au fond pour le déblaiement une chargeuse Eimco sur chenilles.

IND. B 31

Fiche n° 28.839

A. Warburton. Economic aspects of high speed tunnelling. *Les aspects économiques du creusement des galeries à grands avancements.* — **Sheffield University Mining Magazine**, 1960, p. 41/45.

Au charbonnage d'Agecroft, près de Manchester, on a atteint près de 95 m en 21 postes de travail.

Revêtement en cintres en 3 pièces, distants de 0,90 m ; hauteur utile 3,90 m, largeur 4,90 m.

Trois postes de 9 hommes sélectionnés et encouragés.

Pour le forage des trous de mines de couronne, on emploie une plate-forme bien calée et assemblée.

On décrit successivement l'organisation des opérations de forage, de tir, et de chargement avec chargeuse Eimco.

Les particularités de la pose des cintres métalliques et des services d'entretien sont exposées.

On donne aussi le chronométrage des différentes parties du cycle de travail.

Le forage rotatif est à préférer en terrains relativement tendres et la percussion en terrains durs.

On examine les possibilités d'améliorer encore l'avancement en creusement de tunnels et galeries, notamment par l'emploi des convoyeurs dans le dégagement des déblais, avec chargeuse du type Berg-Technik.

C. ABATTAGE ET CHARGEMENT.

IND. C 222

Fiche n° 28.714

ATLAS COPCO. The Swedish ladder drilling method. *La méthode de forage suédoise à échelle.* — **Colliery Guardian**, 1960, 22 décembre, p. 728/740, 5 fig.

La pratique du forage des trous de mines a reçu en Suède divers perfectionnements visant à diminuer la main-d'œuvre employée, ainsi que le poids des perforateurs et en même temps à augmenter la précision du forage : fixation des perforatrices sur supports ou affûts, trous plus longs, volées de tir comprenant plus de trous. Un seul ouvrier peut diriger le forage de 2 ou 3 perforateurs. Les machines sont montées sur des berceaux ou des glissières calées aux parois, formant une sorte d'échelle permettant leur déplacement automatique au cours de l'avancement. Dans le creusement des tunnels, où la section est plus importante, on se sert d'une plate-forme étagée métallique. Quand les pistons pousseurs sont arrivés à fond de course ou bien que les fleurets doivent être changés, un mécanisme de dégagement rapide permet d'effectuer l'opération et la machine peut reprendre le travail à partir d'une position plus avancée.

Des exemples sont fournis pour montrer l'économie de ces méthodes de forage.

IND. C 2352

Fiche n° 28.754

A.B. WILDGOOSE. Compressed-air blasting in British coal mines. *Le tir à l'air comprimé dans les mines de charbon britanniques.* — **Colliery Engineering**, 1960, novembre, p. 480/485, 6 fig.

Exposé du principe du tir à l'air comprimé utilisant un tube d'acier introduit dans un trou de sonde et relié à une source d'air comprimé à haute pres-

sion, le tube étant muni d'un dispositif de rupture amenant la décharge à une pression déterminée. Les avantages du procédé sont incontestables surtout au point de vue de la sécurité, à condition toutefois d'éviter l'emploi comme lubrifiant d'huile inflammable. Description des compresseurs Armstrong et Airdox, à six étages, débits de 2 à 3 m³/min (aspiré), pression 800 kg/cm² - Dispositifs de protection et de sécurité.

Spécifications des conduites de raccordement du compresseur à la cartouche - Description détaillée de celle-ci : deux modèles, l'Armstrong et l'Airdox avec leurs caractéristiques de fonctionnement.

Observations sur l'emploi de la méthode : formation des préposés, caractéristiques de gisement variées, forage des trous, emploi avec ou sans havage préalable, avec ou sans mécanisation du chargement ; tir simple ou avec volées de 2 ou 3 cartouches en succession rapide ; emploi dans les bossements et dans les remblais.

Rendements, avantages pour la production de gros, données de prix de revient.

IND. C 241

Fiche n° 28.771

H. MEDER. Versuche mit Wasserbesatzpatronen beim Schiessen in der Kohle auf der Grube Hausham. *Essais de bourrage hydraulique pour le tir en couche à la mine Hausham.* — **Glückauf**, 1961, 1 février, p. 143/148, 15 fig.

Les lignites noirs sont de gisement irrégulier, la couche Grosskohl est exploitée en tailles de 500 m et plus à la mine Hausham (Haute-Bavière). Le toit étant mauvais, on mine en couche. Le tir avec bourrage hydraulique a montré aux essais un grand nombre d'avantages, notamment une utilisation plus complète de l'explosif amenant une économie de consommation de 8 à 30 %. En outre, les fumées de tir contenant des poussières nuisibles ont été réduites dans une proportion de 17 à 55 %. L'efficacité plus grande de l'explosif peut être utilisée de diverses manières :

- 1) même longueur et espacement des trous de mine avec une charge réduite de 30 % ;
- 2) espacement des trous de mine plus grand, les autres conditions non changées ;
- 3) trous de mine plus profonds, autres conditions non modifiées ;
- 4) combinaison de 1), 2) et 3).

Les points 2 et 3 donnent les plus grands avantages, comme le nombre de détos pour une même charge est moins élevé, ce qui représente 7,20 F par déto. L'économie de temps dans des séries de 11 mines n'est pas appréciable, par contre le plus grand espacement des mines a permis une économie de 18 % sur les temps de forage. A noter que ces résultats ne sont acquis que moyennant un remplissage convenable des gaines en plastique pour contenir la surpression de 0,2 à 0,5 atm.

IND. C 4210

Fiche n° 28.753

B. SINGH et G.C. SEN. Progress in the mechanization of coal getting in Great Britain. *Progrès dans la mécanisation de l'abatage du charbon en Grande-Bretagne.* — **Colliery Engineering**, 1960, novembre, p. 473/479, 13 fig.; décembre, p. 519/524, 14 fig.; janvier 1961, p. 23/29, 11 fig. et février, p. 64/74, 17 fig.

L'article retrace l'histoire de la mécanisation de l'abatage du charbon en Grande-Bretagne où il existe actuellement 1.355 charbonnages produisant environ 200 Mt par an dont 31 % avec des procédés mécaniques. Le havage mécanique est réalisé pour 90 % de la production. On donne ensuite une classification des machines abatteuses, résumée en un tableau synoptique, et on passe à la description des types de haveuses à chaîne pour tailles chassantes : haveuses à chaîne supérieure à un seul bras, à tourelle hydraulique, à double bras, à bras échelonnés, à bras et bâtis inclinés, à double bras dont un droit et l'autre courbé.

Viennent ensuite les haveuses à axe coupant vertical, ou tourelle simple ou double, montée sur le bras à chaîne horizontal et conçue pour découper une rainure verticale dans un plan perpendiculaire à la rainure de havage principale, et en arrière du front.

Un essai pratiqué à Winning, Est-Midlands, avec une haveuse à double chaîne inférieure surmontée d'une double tourelle, construction Edibrac, dans une couche de 68 cm, taille de 125 m de longueur, a donné des vitesses de coupe de 0,60 m à 1,20 m par minute avec profondeur de havage de 1,35 m, et rendement en gros de 50 % au-delà de 15 cm et 31 % en dessous de 2,5 cm.

L'article donne la description des divers types de bras coudés de haveuses et leurs avantages, notamment pour la suppression des explosifs. Il envisage ensuite les modifications apportées aux haveuses pour leur faire opérer le chargement, les détails de construction des organes de chargement adaptés aux haveuses à chaîne et leurs inconvénients dans les couches minces (0,65 m). Les haveuses à double bras sont mentionnées et l'adaptation du système à ce genre d'abatage est esquissée. On décrit ensuite la chargeuse Huwood indépendante de la haveuse et qui a son système de traction propre. Bras ramasseurs multiples, latéraux, balayant le charbon sur le convoyeur blindé.

La traction par câbles est remplacée, dans les types plus récents, par des vérins pousseurs. On donne les détails de fonctionnement de ce système de chargement, ainsi que les particularités du soutènement qui l'accompagne.

L'article examine ensuite le système de chargement par boîte-scraper avec corde-tête et corde-queue et rail guide. Il s'adapte bien aux couches minces et peut dispenser de l'emploi d'un convoyeur

de taille. Un type récent est monté sur deux patins et comporte une ouverture du côté avant de la boîte avec des plaques horizontales et verticales munies de pics.

Description avec illustrations des machines suivantes :

— Haveuse-chargeuse AB Meco-Moore pour couches puissantes 1,20 m/min. 2 bras horizontaux de havage au toit et au mur à chaînes coupantes tournant en directions opposées, bras coupant vertical - Mécanisation et chargement - Puissance 100 ch au total.

— Haveuse-chargeuse AB Meco-Moore pour couches minces : disposition analogue et perfectionnements divers, évacuateurs des débris de havage, tambour denté pour détacher le charbon qui colle au toit. Organisation du travail, conditions d'emploi et avantages de ces haveuses.

— Mineur Dosco - deux sections : la première montée sur chenilles porte les moteurs électriques, pompes hydrauliques, réservoir à huile et commandes ; la deuxième glisse sur la première et porte la tête coupante, son mécanisme élévatoire et le convoyeur transbordeur. La machine ne convient que pour des couches puissantes. La tête coupante à sept chaînes munies de pics pivote verticalement ; cette tête a été modifiée pour diminuer l'usure des chaînes coupantes. La dégradation du charbon est assez élevée.

— Mineur Midget - Originaire de l'Est-Midlands, cette machine convient aux couches minces (0,75 m). Tête coupante à 4 bras rotatifs et une chaîne périphérique. Déphasage de rotation des 4 bras.

Renseignements sur les essais effectués, les rendements obtenus dont la proportion de gros est satisfaisante - Données de prix de revient et personnel occupé.

Exposé du système « navette » Meco-Moore, qui utilise sur un front de 180 m, 3 haveuses Meco-Moore, une chargeuse Meco-Moore, un blindé Westfalia à double commande et un convoyeur de niche d'extrémité de taille. L'organisation du cycle avec 2 postes d'abatage a permis un avancement journalier de 0,90 m et une production de 750 t, à Thoresbey, East Midlands, avec rendement de 7,1 t.

Description de la machine « Gloster Getter » en trois parties montée sur une plaque de base : moteur, haveuse à 2 bras horizontaux au mur et un au toit, sur tourelle, et 2 bras coupants verticaux. Elle est utilisée pour couches de 0,80 m minimum.

Les différents types de machines Anderton à tambour coupant sont passés en revue : dispositifs de chargement, halage par chaîne, tambour segmenté, avec bras coudé coupant sur tourelle, bras de pré-havage, transmission magnétique.

Ensuite sont décrits les types « trepanners » Anderson-Boyes, avec tarières cylindriques, adaptés

aux conditions d'abatage dans diverses puissances de couches. Le mode de fonctionnement et les résultats obtenus par l'A.B. Longwall Trepanner sont détaillés.

Les haveuses-chargeuses à bras multiples forment la dernière série de machines examinées : types variés à deux bras doubles jumelés, à bras triple, de constructions diverses : Mavor et Coulson, Hartley-Bank, etc. Ces machines sont conçues pour l'abatage continu dans des couches de moins de 0,60 m. Leurs caractéristiques principales sont définies.

IND. C 4222

Fiche n° 28.749

W. WALLACE. Anbauhobel plough installation at Granville Colliery. *Installation d'un rabot ajouté au charbonnage de Granville.* — **Iron and Coal T.R.**, 1961, 6 janvier, p. 23/30, 7 fig.

Installation d'un rabot dans une couche de 0,85 m. L'équipement hydraulique permet d'appliquer deux pressions différentes à la machine avec une seule pompe. Des étançons marchants sont utilisés au soutènement. La couche a 0,85 m, en plusieurs lits de dureté variable et une intercalation stérile, toit sujet à des ondulations, mur tendre. La pression de 17 kg/cm² est suffisante pour assurer le rabotage et la pression de 70 kg/cm² est utilisée pour les étançons hydrauliques. L'article décrit l'organisation des bosseyements au toit et au mur des extrémités de voies desservant la taille, la méthode de dégagement, les essais de pénétration du mur au dynamomètre pour déterminer les dimensions des bases des étançons et du rabot.

La taille avait d'abord 100 m de longueur, doublée ensuite, avec emploi d'un second rabot et voie intermédiaire. On expose le détail de l'opération de rabotage, du réglage de la mise en charge des étançons et de leur entretien. Le personnel occupé, 30 hommes en tout, est également détaillé. La production de gros charbon atteint 39 % au-dessus de 5 cm. L'étude systématique des opérations de l'exploitation a fixé les normes de celle-ci et l'avancement optimum à atteindre qui a été fixé à 4,65 m par semaine.

Rendement à front 11 t.

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTÈNEMENT.

IND. D 1

Fiche n° 28.683

P. HILBIG et M. SCHMIDT. Spannungsoptische Untersuchungen an Modellen zur Klärung von Abbaueinwirkungen. *Examens des déformations optiques sur modèles pour expliquer les influences des travaux d'exploitation.* — **Glückauf**, 1961, 4 janvier, p. 30/34, 17 fig.

L'Institut technique de Topographie, Dégâts miniers et Géophysique de l'Université de Berlin, a

commencé des recherches dans ce domaine et l'article rend compte des premiers résultats en même temps qu'il rappelle quelques généralités de photo-élasticité et de la technique des recherches. La mise au point par R. Hilbig des théories antérieures a rouvert la voie des recherches. La première difficulté pour transposer le problème en photo-élasticité est que le module d'élasticité et le coefficient d'extension transversale sont encore inconnus. On s'est rapproché des conditions naturelles en recherchant une matière ayant les mêmes angles de rupture et de limite d'influence ; c'est le mélange glycérine-gélatine qui correspond le mieux à ces exigences. La température a une grande importance (+ 5° C). Pour les présentes recherches, on a utilisé les lignes isochromatiques, en même temps que les isoclines. Les photographies ont été prises en lumière de sodium polarisée circulairement. De plus, les échantillons ont été soumis à l'extension au lieu de compression (à cause de la loi de Hooke qui s'applique à la substance photoélastique, cela est sans importance). En conclusion, les auteurs notent que les essais ne sont pas terminés. Les résultats seront communiqués ultérieurement.

IND. D 1

Fiche n° 28.712^{II}

B. SINGH. The behaviour of rocks under pressure. Investigations using sonics. *Le comportement des roches sous pression. Recherches utilisant les méthodes soniques.* — **Colliery Guardian**, 1960, 29 décembre, p. 769/772, 6 fig.

L'article décrit les recherches sur les variations de la vitesse de propagation du son autour d'une ouverture, le bloc de béton étant soumis à différentes pressions. La photoélasticité montre également les variations des efforts de contrainte et leur répartition. On a étudié également les relations entre la distribution principale de l'effort de contrainte et la vitesse de propagation du son. A ces expériences en laboratoire s'ajoutent des essais souterrains utilisant les ultrasons, mais plusieurs facteurs (nature de la roche et ses caractéristiques diverses) compliquent le problème et des conclusions définitives ne peuvent pas encore être énoncées.

IND. D 1

Fiche n° 28.798

P. KLAER. Verschiedene Methoden der laboratoriums-mässigen Untersuchung von Gesteinsfestigkeiten. *Les diverses méthodes d'études au laboratoire de résistance des roches.* — **Bergbauwissenschaften**, 1960, 20 décembre, p. 623/629, 12 fig.

Forme, dimensions et prélèvement des échantillons ; importance de l'orientation par rapport à la stratification et par rapport aux sollicitations ; importance des orientations cristallographiques et pétrographiques. Cas spécial du béton.

Mesure du module d'élasticité ; appareils d'étude en cas de sollicitation uniaxiale, ou triaxiale : me-

sure des charges, des déformations ; emploi de la piézoélectricité et des ultra-sons ; exemple d'oscillogrammes. Mesure du coefficient de Poisson ; emploi des essais à la traction, utilisation des ultra-sons.

Résistance à la rupture ; cas de présence ou d'absence de confinement transversal ; énumération des méthodes les plus connues en Allemagne, en U.R.S.S., en Grande-Bretagne. Mesures de compressibilité.

Bibliographie : 26 références.

(Résumé Cerchar, Paris).

IND. D 45

Fiche n° 28.742

P.I. HALZEV et V.D. ZOUBKOV. Démontage du bouclier « Mosbass » sans soutènement préalable spécial. — *Ougol*, 1960, novembre, p. 37/40, 5 fig. (en russe).

Le démontage du bouclier « Mosbass » représente un travail délicat et très coûteux. Dans le siège de « Kalininoougol », on a essayé le démontage sans préparer une chambre de démontage. Il s'agit d'une exploitation par piliers, longueur du pilier 250 m, épaisseur de couche 2,3 m, taille de 27 m, bouclier formé de 32 sections. Mode opératoire : 4 m avant d'arriver à la limite exploitable du pilier, le démontage commence par quelques sections à la fois sur une longueur de 4 m environ en disposant des porteuses refendues de 4 m parallèlement au massif sur le bouclier, les porteuses en question sont ensuite prises en serrage par des cadres en bois perpendiculaires au massif, avec une distance entre cadres de 0,9 m. Après quoi le démontage du bouclier continue sans autres précautions, le toit étant soutenu par un boisage provisoire solide. Ce système de démontage a permis de réaliser une économie de travail de 50 %.

IND. D 47

Fiche n° 28.827

J. KRAAK. Entwicklungen auf dem Gebiete der Vollmechanisierung des Strebaubaus bei den Staatsmijnen in Limburg. *Progrès réalisés par les Staatsmijnen du Limbourg dans la mécanisation du soutènement de tailles* (en allemand et français). — *Schlägel und Eisen*, 1960, décembre, p. 916/932, 10 fig.

Avantages du soutènement hydraulique : forte tension de serrage, faible dispersion de la charge de coulissement (diagramme comparatif avec la caractéristique de l'étau à friction), d'où plus grand nombre de couches capables d'être traitées mécaniquement - choix de l'étau hydraulique - circuit du liquide : fermé dans l'étau ou circuit ouvert avec réservoir séparé - soupape de sûreté : à courant ou à contre-courant : perfectionnement des Staatsmijnen : soupape de sûreté à coussin de gaz (azote) et manchette : si la pression du liquide dans l'étau dépasse celle du coussin, la manchette se soulève et il y a écoulement du liquide limité.

Aspects économiques de l'étau hydraulique : il coûte deux à trois fois plus que celui à friction, les frais d'entretien sont aussi plus élevés - établissement de la formule de rentabilité due à l'économie de personnel.

Soutènement hydraulique par cadre marchant, principaux points caractéristiques : longueur du pas - contre-pression du soutènement par m² de taille étauonnée - pendage de la couche - accessibilité - prix.

Essais de cadres de soutènement marchant : Klöckner-Ferromatik, marche en parallélogramme, cylindre-poussoir en diagonale, pas élevé 120 cm, espacement des files d'un groupe : 60 cm, entre deux groupes : 90 cm (passage nécessaire), plateaux de pose au sol : 49 cm de Ø. Comparaison économique avec les étaux Titan.

Avantages techniques : dans une taille de la mine Maurits dans laquelle environ 30 m de taille ont été équipés de soutènement hydraulique, on a constaté une convergence à la limite de foudroyage 39 % plus faible qu'avec les étaux à friction.

IND. D 47

Fiche n° 28.825

M. REY. Der gegenwärtige technische Stand der französischen Steinkohlengruben. *Etat technique actuel des houillères françaises* (en allemand et français). — *Schlägel und Eisen*, 1960, décembre, p. 907/913, 6 fig.

Généralités - Soutènement marchant : dans le Nord, Pas-de-Calais et en Provence.

Abatage et chargement : Marietta, abateuse à tambour, machine d'abatage Alacchi en fort pendage, rabots (statistiques).

Desserte : longueurs installées de convoyeurs divers dans le Nord, Pas-de-Calais, Lorraine et Centre-Midi.

Extraction : 43,6 % à poulies Koepe - 41,7 à tambours bicylindro-coniques, 14,7 à bobines.

Préparation mécanique : bacs à piston : 51,1 % - liqueur dense : 32,6 % - cellules de flottation : 6,6 % - Rhéolaveurs : 5,3 %, tables pneumatiques : 3,2 %, divers : 1,2 %.

Centrales électriques - carbonisation - chimie.

IND. D 62

Fiche n° 28.682

H. BOLDT et H.W. WILD. Die Ueberwachung des Streckenausbaus. *Le contrôle du soutènement en galerie*. — *Glückauf*, 1961, 4 janvier, p. 1/19, 37 fig.

A la mine Franz Haniel (des Hüttenwerk Oberhausen A.G.), on exploite 7 couches dont la puissance varie de 0,90 m à 2,10 m et le pendage de 0 à 60°, profondeur entre 300 et 470 m. On y pratique le foudroyage et dans certains chantiers le remblayage pneumatique. Les terrains encaissants sont schisteux. Le contrôle du soutènement en galeries d'abatage donne lieu à une surveillance soignée. Il y a 5 types de soutènement admis qui sont indexés

différemment : 1) rails recuits sur piles de bois - 2) cadres Moll - 3) cintres rigides en 2 pièces - 4) profils en gouttière (comme le T.H.) mais en forme ogivale - 5) genre Usspurwies à caissons de coulissement.

Ce qui caractérise la surveillance du soutènement à la mine Franz Haniel c'est que l'on tient mensuellement une fiche pour chaque galerie avec les dépenses et tous les renseignements concernant cette galerie groupés en 26 points plus un tableau du nombre de cadres et de leur type. Une autre fiche regroupe les cadres par type avec le nombre des reconformations et mises hors service, ainsi que les localisations. On peut ainsi faire des comparaisons multiples entre les divers modes de soutènement dans une même galerie et entre les diverses galeries d'une même couche. Cela permet aussi de surveiller les travaux d'entretien et de reprise du soutènement. Voir la fréquence de remplacement. Enfin, le garnissage et le boulonnage sont aussi renseignés.

Tous ces renseignements sont indispensables pour permettre d'établir l'économie réelle d'un mode particulier de soutènement.

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. E 0

Fiche n° 28.769

E. LIEBEL. Ueberlegungen zur Frage des Standortes ortsfester Betriebseinrichtungen unter Tage. *Considérations sur la question de la localisation des installations fixes au fond*. Colloque des 29 et 30 avril 1960 à Clausthal sur la recherche opérationnelle dans les mines. — *Glückauf*, 1961, 18 janvier, p. 100/104, 2 fig.

Les problèmes de localisation se présentent chaque fois que, pour une activité quelconque, on a le choix entre plusieurs endroits qui se recommandent pour des raisons diverses. Les problèmes de localisation dans les mines se prêtent particulièrement bien à la recherche opérationnelle, spécialement quand les prix d'installation et de revient interviennent. Les conditions naturelles limitent souvent le choix ; dans les mines métalliques notamment, les zones d'enrichissement attirent les points de localisation divers.

Pour montrer l'intérêt de ces questions dans les mines de charbon, l'auteur donne un tableau des distances principales à la mine Diamant à une époque déterminée. Il en résulte que les 30 ajusteurs au cours d'un mois de travail ont passé environ 40 % du temps de travail en parcours à pied et 14 % en trains.

IND. E 122

Fiche n° 28.716

T.N. SNEDDON, R.R.G.P. JACKSON et T. HARRIS. Hydraulic power on plough installations in Northumberland. *La puissance hydraulique dans les installations de rabots dans le Northumberland*. — *Colliery Guardian*, 1960, 29 décembre, p. 749/753, 1 fig.

Les charbonnages de Dinnington et Dudley étant complètement électrifiés, on a installé des compres-

seurs souterrains pour actionner des rabots Loebbe.

Diverses difficultés ont conduit à modifier les installations pour utiliser la puissance hydraulique utilisant des pressions d'abord de 57 kg/cm² puis de 28 et de 25 kg/cm² pour les vérins pousseurs (réglage des passes). On a étendu l'emploi du fluide hydraulique à la commande du mécanisme de traction du rabot le long du front de taille. Les avantages ont été nombreux : meilleure utilisation des espaces libres, moins de bruit et de poussière, meilleur calibrage du charbon abattu, consommation de force motrice réduite, etc... Le rendement a encore été augmenté par un havage de la couche au niveau du convoyeur et par l'emploi d'étauçons marchants hydrauliques.

L'article rend compte d'autres essais analogues, couronnés également de succès, aux charbonnages de Ashington et de Havannah. Tous ces essais montrent qu'on peut réaliser l'automatisme de l'abatage et du chargement en tailles chassantes par les rabots rapides en utilisant la puissance hydraulique dans des conditions d'irrégularité des couches et de dureté du charbon qui rendaient jadis les rabots inapplicables.

Il importe d'étudier soigneusement le système de guidage du rabot, le profil des couteaux, le type de convoyeur, le système de soutènement et de contrôle pour obtenir le meilleur rendement.

IND. E 1310

Fiche n° 28.699

X. Belt conveyors and belting. *Les convoyeurs à courroie et les courroies*. — *Coal Age*, 1960, décembre, p. 86/100, 13 fig.

Cet article constitue un petit traité contenant tous renseignements utiles dans l'emploi des convoyeurs, courroies et accessoires, leurs applications, entretien, sécurité, dépannage, etc. Description des convoyeurs à câble et ordinaires, parties composantes, têtes, poulies de renvoi, rouleaux supports, fixes ou flexibles, supports spéciaux, espacement des supports. Poulies avec tambour à palettes évitant l'encrassement de la face inférieure des bandes ; angle de courbure transversale des rouleaux porteurs ; équipement de tension, de nettoyage des bandes. Dispositifs d'arrêt de sécurité. Matériel auxiliaire des convoyeurs - Alimentation des bandes - Installation des convoyeurs - Protection des bandes - Joints des courroies, assemblages, épissures, réparations. Données concernant les fabricants de matériel de convoyeurs. Examen, description et remèdes des différentes causes de pannes ou d'ennuis dans l'emploi des convoyeurs, courroies et accessoires. Mesures de sécurité.

IND. E 43

Fiche n° 28.900

W. SCHWARZ. Erfahrungen und Leistungen beim Umstellen eines Förderschachtes von Holz auf Stahleinbauten. *Réalisation et résultats du remplacement d'un guidonnage en bois par un guidage en acier.* — **Glückauf**, 1961, 15 février, p. 185/197, 15 fig.

Remarque préliminaire : il n'y a que peu de temps que la Ruhr s'est tournée vers les guides métalliques avec les partibures également ou non en acier. C'est une question de prix de revient et surtout de temps dans les réparations.

Fin 1960, 8 extractions dans 7 puits se faisaient sur guides métalliques dont 2 seulement dans de nouveaux puits. Actuellement, 17 autres sont en construction ou en projet. L'article donne les conditions du cas présent. La mine Consolidation 1/6 exploite un gisement fortement plissé (coupe) ; les mouvements de puits sont inévitables, mais avec un espacement plus grand et un encombrement moindre, les réparations prendront moins de temps. La corrosion est un facteur à envisager : dans les puits où il pleut beaucoup, le recours à l'acier serait discutable. Le prix de revient matières pour un puits de 860 m atteint 560.000 DM avec le bois, contre 690.000 avec l'acier ; ce supplément se regagne cependant facilement sur la main-d'œuvre. Pour réaliser un déplacement doux, les guides sont faits de 2 U accolés par les ailes et les mains courantes (Westfalia-Dinnendahl) sont à 3 galets caoutchoutés.

Détails sur les travaux d'installation. Des mesures de déviation montrent les corrections apportées au tracé. Vue des 90 m supérieurs montrant un alignement très satisfaisant.

Conclusion : malgré une déviation de 112 cm sur les 150 premiers mètres, la marche est très régulière, grâce aux soins apportés à la réalisation.

IND. E 46

Fiche n° 28.684

O. BOETTGER. Eine neuartige Ziehvorrichtung für Förderwagen in Grubenstrecken. *Un nouveau dispositif de traction pour berlines en galeries du fond.* — **Glückauf**, 1961, 4 janvier, p. 35/36, 6 fig.

Les pousseurs de berlines à air comprimé sont bien connus, leur course est évidemment limitée à la longueur du piston. Pour des courses variables, on peut utiliser un treuil de halage, mais il faut accrocher à chaque manœuvre. L'auteur combine les 2 appareils avec un chariot pousseur allongé, ce qui permet le poussage de berlines de longueurs différentes. Le dispositif a été installé sur un plan incliné de 70 m de longueur avec une pente montante de 12°. Il est en service depuis 10 mois et donne toute satisfaction. Ici, 3 berlines restent attachées et sont prises par le premier pousseur, un second suit derrière la troisième par sécurité.

IND. E 47

Fiche n° 28.755

QUALTER HALL & Co Ltd. Spiral-chute measuring pockets. *Poches doseuses à descenseur.* — **Colliery Engineering**, 1960, décembre, p. 536/538, 3 fig.

En 1958, la Skip Plant Association, d'accord avec le N.C.B., avait monté une installation postiche pour vérifier la casse provoquée par l'extraction par skips. Elle comportait le dosage, le chargement, le levage et le déchargement d'un mélange type de charbon. La société en vedette a été conviée à faire des essais comparatifs avec son dispositif à descenseur hélicoïdal qui est représenté. Les essais ont montré un accroissement de 3 à 4,3 % (selon la couche) dans les + 50 mm et une diminution de la casse dans cette catégorie de 27,3 à 22,7 %. Ces excellents résultats ont entraîné la commande de la conversion à la mine Maltby, et une nouvelle installation à la mine Manton.

F. AERAGE. ECLAIRAGE. HYGIENE DU FOND.

IND. F 10

Fiche n° 28.720

F.B. HINSLEY. Ventilation developments over the last hundred years. *Les progrès de la ventilation pendant les cent dernières années.* — **Colliery Guardian**, 1961, 5 janvier, p. 6/13, 3 fig.

L'étude théorique de la ventilation des mines date des environs de 1860 et l'auteur rappelle les ouvrages publiés à cette époque sur la question. Après la première guerre mondiale, furent fondés le Comité de Contrôle des conditions atmosphériques dans les mines profondes et, peu après, le Comité du Midland Institute pour la ventilation des mines. L'étude du problème de la ventilation progressait, avec l'application de la thermodynamique à la mécanique des fluides. Les ventilateurs à haute dépression ont commencé à apparaître et le contrôle systématique de la ventilation s'est développé. Les réseaux souterrains des circuits de ventilation ont fait l'objet d'études mathématiques dès 1854. Le calcul analogique a, depuis, permis de simplifier le problème. Les ventilateurs centrifuges ont vu le jour entre 1860 et 1880 et on en cite les premières réalisations.

Les premiers ventilateurs à flux axial datent de la fin du XIX^e siècle et on cite les premières installations ainsi que leurs perfectionnements subséquents. On examine enfin les problèmes du conditionnement de l'air des mines profondes, abordé dès 1866, et du drainage du grisou, qui n'a guère été abordé en Grande-Bretagne qu'après la première guerre mondiale.

La mécanisation et la concentration ont modifié le problème de l'aérage, accroissant la tendance actuelle vers des pressions et des vitesses plus élevées.

IND. F 114

Fiche n° 28.770

E. WENDT et W. EXTERNBRINK. Wittertechnische Aufgaben und ihre Lösung bei der Monopol Bergwerks GmbH. *Problèmes de technique de la ventilation et leur solution à la Société minière Monopol.* — **Glückauf**, 1961, 1 février, p. 133/142, 23 fig.

Par suite du développement des travaux à la mine Monopol, on a été amené à creuser un puits de retour d'air supplémentaire. Le raisonnement et le calcul ont conduit à choisir un diamètre de 7,50 m et un ventilateur hélicoïde. A l'aide de recherches sur modèle, on a déterminé la meilleure réalisation de canal d'aménée conformément à la technique de l'écoulement.

Des venues d'eau ralentirent l'achèvement des travaux de sorte que l'on dut mettre en service le puits avant son achèvement ; dans ce but, on installa un sas à contrôle électro-magnétique. Des calculs ont montré qu'une bonne distribution de l'air en grandes sections entraîne un abaissement du prix de la ventilation.

A côté des améliorations prévues, la mise en service du puits de ventilation Grillo-IV entraîna les inconvénients de la ventilation en parallèle. Pour éliminer ceux-ci et remédier notamment aux troubles créés par l'arrêt d'un ventilateur d'une section dans l'autre, on a installé un système de vannes « Monopol » qui fonctionnent automatiquement quand un ventilateur vient à s'arrêter et séparent son champ de ventilation. Les essais ont montré qu'en remplaçant le ventilateur principal par ceux de réserve, le courant d'air n'était pas interrompu lorsque le fonctionnement des vannes est simultané avec celui des ventilateurs et à la même allure.

On a installé des grisoumètres enregistreurs pour vérifier l'influence de ces manœuvres, on a constaté qu'elles ne modifiaient pas le régime et qu'il était inutile de faire remonter le personnel en cette occurrence.

IND. F 123

Fiche n° 28.757

C. JONES et S.E. SHUTTLEWORTH. Air temperature at the discharge end of a leakless forcing ventilation duct whilst driving a heading. *La température à la sortie d'une conduite forcée et sans fuite pendant le creusement d'un traçage.* — **Colliery Engineering**, 1961, janvier, p. 10/14, 2 fig. et février, p. 81/84, 4 fig.

Dans les mines profondes, il est important de connaître la température de l'air qui arrive au front de creusement d'une galerie après un trajet assez long dans une conduite. Il est intéressant aussi de savoir comment cette température varie au fur et à mesure de l'avancement dans des bancs nouvellement mis à nu. La chaleur des parois et la convection de l'air chaud de retour influencent la conduite. L'air

s'échauffe et les parois se refroidissent et un équilibre tend à s'établir. L'isolation de la conduite, l'emploi d'eau humidifiant l'air au front de taille, viennent éventuellement influencer les phénomènes de transmission de chaleur. L'article étudie ce problème sous la forme mathématique et établit sa théorie. Il justifie les résultats obtenus par ceux qui ont été fournis par des expériences effectuées dans deux galeries de traçages de deux charbonnages ; des diagrammes montrent les températures relevées en fonction de la longueur de galerie. La concordance entre les valeurs observées et les valeurs calculées est remarquable.

L'article étudie successivement les effets sur la température de l'air soufflé, des changements de débit de la conduite, des changements du diamètre de la conduite, de l'isolation de la conduite et des changements de la température des parois de la roche. Les données fournies sur ces différentes conditions du problème de la ventilation permettent de prévoir par le calcul les températures d'arrivée au front de creusement.

La température est réduite par l'augmentation du débit, bien que l'augmentation de puissance du ventilateur ait un effet plutôt contraire.

L'augmentation de la section de la conduite augmente la transmission de chaleur, mais diminue la puissance nécessaire au ventilateur, de sorte que le résultat final est peu différent. L'isolation de la conduite constitue le moyen le plus économique et le plus efficace de réduire la température de l'air soufflé au front de la galerie.

IND. F 53

Fiche n° 28.877

J. PATIGNY. Que penser de la réfrigération souterraine au moyen de machines frigorifiques à air. — **Revue de l'Institut d'Hygiène des Mines**, n° 3, 1960, p. 84/89, 6 fig.

Après une étude thermodynamique sommaire du fonctionnement de la machine frigorifique à gaz, on décrit deux installations frigorifiques à air qui ont été proposées pour la réfrigération de petits chantiers souterrains. La première doit être raccordée à une circulation d'eau, la seconde évite cette sujétion mais impose l'isolement du chantier vis-à-vis du restant de la mine par un sas étanche, la pression à front étant abaissée d'environ 100 mm Hg par rapport à la pression atmosphérique locale.

On démontre que ces installations sont moins économiques que des machines frigorifiques à fluide condensable. Bien que le mélange d'air comprimé détendu, froid et sec, à l'air de ventilation donne toujours lieu à un effet frigorifique local, il n'est pas intéressant d'utiliser des installations compliquées qui n'accroissent que légèrement cet effet.

J. AUTRES DEPENDANCES DE SURFACE.

IND. J 30

Fiche n° 28.750

X. National Coal Board Central Workshops. *Les ateliers centraux du N.C.B.* — **Colliery Engineering**, 1961, janvier, p. 2/9, 5 fig.

Depuis la nationalisation, aux ateliers des réparations limitées et urgentes de chaque charbonnage, s'ajoute pour chaque district (area) un atelier central pour l'entretien ou le reconditionnement du matériel, sa réception, ses réparations. L'installation de ces ateliers centraux a été étudiée pour fournir une concentration et des commodités de travail, de transport, de surveillance, groupant les services de même nature dans un même bâtiment assez spacieux pour donner toutes les facilités de manœuvre en assurant l'ordre et la propreté. Les bâtiments du district n° 4 de la Division N-E, pris comme types, comprennent : un magasin d'entreposage et d'approvisionnement pour le matériel à réparer et pour le matériel réparé à réexpédier, pourvu des engins de levage et de transport nécessaires - un bloc d'ateliers pour les réparations avec tout l'équipement requis - une section de réception et d'inspection, avec atelier pour l'équipement électrique, les réparations des câbles, le reconditionnement et l'ajustage, un atelier de machines-outils. Il y a aussi des magasins pour les stocks, des ateliers de soudure, tôlerie, traitement thermique pour les chaînes, forges, réparation des locomotives et chaudières, peinture. Les installations comprennent enfin un bloc administratif, des installations de lavoirs, d'hygiène, une école d'apprentissage. L'article donne la nomenclature de l'équipement des différents services.

P. MAIN-D'OEUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. P 120

Fiche n° 28.698

H.F. WEAVER. An analysis of the causes of mine fires and ignitions. *Analyses des causes des incendies du fond et explosions.* — **Coal Age**, 1960, décembre, p. 83/84.

L'auteur compare la période des 8 années qui ont précédé la loi sur la sécurité dans les mines (juillet 1952) avec celle des 8 années qui viennent de se terminer. Dans les premières, il y a eu 28 sinistres importants avec 563 tués, alors que dans les 8 dernières années il n'y a eu que 13 sinistres importants avec 166 tués. C'est encore beaucoup mais la diminution qui atteint 54 % en nombre de sinistres et 70 % en nombre de victimes est cependant encourageante.

Après une analyse générale des cas, l'auteur signale les points principaux du programme du Bureau of Mines :

1) Coopération avec les constructeurs - 2) Etudes extensives sur la ventilation auxiliaire dans les chantiers mécanisés - 3) Contrôles électriques pour vérifier l'appropriation des circuits et des dispositifs de protection - 4) Etude d'un dispositif avertisseur et interrupteur de courant quand la teneur en grisou atteint une valeur dangereuse prédéterminée - 5) Essais de bourrage hydraulique.

IND. P 120

Fiche n° 28.770

W. LOTTMANN. Menschen gefährden sich selbst. Ein Beitrag zur Förderung des Sicherheitsdenkens im Bergbau. *Les hommes s'exposent eux-mêmes au danger. Contribution au développement de la mentalité de sécurité dans les mines.* — **Glückauf**, 1961, 1 février, p. 148/152.

Sans pouvoir entrer dans le détail, l'auteur veut rappeler sous une forme rajeunie que la première tâche des dirigeants de la mine est de veiller à la sécurité du personnel.

L'accident est-il dû au hasard ? La mise en branle du processus qui blessera ou tuera est le plus souvent due à l'ignorance ou à la nonchalance. Les engins techniques se sont perfectionnés avec comme conséquence que, actuellement, 20 % seulement des accidents sont imputables à des défauts techniques et 80 % à des défaillances humaines.

La préparation des élèves des écoles des mines au service de la sécurité.

Le danger dû à un mauvais emploi des machines. Lors de l'achat d'une machine, il faut penser aux capacités du personnel qui doit l'utiliser et veiller à ce que les détails assurant la sécurité soient suffisamment soignés. Les élèves des écoles des mines doivent recevoir des notions suffisantes de mécanique et d'électricité et les vérifier dans la pratique.

Le danger dû au défaut d'organisation. 1) le domaine de responsabilité doit être clair et bien défini - 2) il doit être bien apparent à celui qui en est chargé - 3) les limites fixées doivent pouvoir être humainement et matériellement respectées sauf en cas de danger - 4) ces domaines doivent être bien hiérarchisés - 5) un nouvel arrivant doit être bien informé - 6-7) les changements et nouveautés doivent être signalés aux intéressés - 8) la planification des temps doit tenir compte des arrêts forcés.

Le danger dû à la désignation de la tâche et à la science du travail. Dans le cas d'une tâche générale et bien connue, pas de difficulté. Si la tâche est standardisée et détaillée, le surveillant doit tenir compte de la personnalité de ses subordonnés et de leur habileté relative.

IND. P 33

Fiche n° 28.760

H. CIRKEL. Gedanken zur Entwicklung der Produktivität im Bergbau. *Réflexions sur l'évolution de la productivité dans les mines.* Colloque des 29 et 30 avril 1960 à Clausthal sur la recherche opérationnelle dans les mines. — **Glückauf**, 1961, 18 janvier, p. 61/66, 5 fig.

L'accroissement de la productivité avec abaissement de la production demande une étude approfondie. L'auteur rappelle les articles de K. Balthasar et de W. Bellingrodt sur le sujet. Jusque 1959 les rendements avaient peu variés. Pour accroître le rendement dans les différentes sortes de travaux, il faut envisager leurs rapports respectifs et noter leur évolution depuis 1938. On constate ainsi que le nombre de postes aux 100 t, dans les transports en boueux et galeries, dans l'entretien des accès, dans les préparatoires et divers, se sont accrus, dans l'ensemble, de 50 %, tandis que les travaux de creusement et d'entretien en galeries de chantier et les travaux en taille ont diminué de 27 %. C'est donc aux premiers que la recherche opérationnelle doit être appliquée. Elle détecte les réserves mal utilisées de main-d'œuvre et machines, élimine les obscurités et décèle les suggestions pour les améliorations. Organisation et mécanisation demandent une proportion plus élevée d'employés par rapport au nombre d'ouvriers. Un tableau montre que c'est dans les mines qu'elle est la plus faible.

L'accroissement du rendement d'abatage est uniquement dû à la mécanisation, l'importance des autres travaux diminue au fur et à mesure que les fronts de taille s'allongent et que les travaux associés à l'abatage sont éliminés. Il ne faut pas négliger les influences psychologiques qui sont associées à une bonne répartition des salaires en fonction de la difficulté de la tâche.

IND. P 33

Fiche n° 28.761

G. DORSTEWITZ. Grundsätzliches zur Anwendung der betrieblichen Verfahrensforschung im Bergbau. *Principes fondamentaux de la recherche opérationnelle dans les mines.* Colloque des 29 et 30 avril 1960 à Clausthal sur la recherche opérationnelle dans les mines. — **Glückauf**, 1961, 18 janvier, p. 67/68.

Dans la situation actuelle du développement des entreprises, on ne peut plus conduire une société vers les meilleurs résultats par les anciennes méthodes, il faut mettre à la disposition des agents responsables les moyens d'information modernes. C'est à cela que s'applique la recherche opérationnelle avec l'aide des machines de calcul électroniques. Les questions minières à lui soumettre peuvent concerner la ventilation et les pressions de terrain aux grandes profondeurs, l'organisation des travaux pour s'adapter mieux aux fluctuations des prix, espace-ment des étages, étendue des quartiers et longueurs de tailles, distribution quotidienne de la main-d'œuvre pour atteindre les résultats optima, etc...

IND. P 53

Fiche n° 28.875

L. OELBRANDT, J. PATIGNY et F. LAVENNE. Etude de la mixique pulmonaire au moyen du nitrogenmeter. Analyse des méthodes utilisées. — **Revue de l'Institut d'Hygiène des Mines**, n° 3, 1960, p. 59/78, 11 fig.

Les troubles de la distribution de l'air inspiré dans les diverses parties du système respiratoire, ne peuvent être mis en évidence par les mesures spirométriques classiques ni par la détermination du volume résiduel. Leurs inconvénients ont été signalés.

La mise au point par Lundin et Aekesson d'un appareil dosant directement l'azote des gaz expirés et à faible temps de réponse, a permis d'améliorer ces recherches. Les travaux de Robertson, Fowler et Lundin ont, d'autre part, conduit à la définition des nouveaux indices qui devraient mieux en caractériser les troubles. Ce sont cet appareil et ces méthodes qui sont utilisées actuellement à l'Institut d'Hygiène des Mines.

Le nitrogenmeter utilise comme principe de doser l'influence sur une cellule photo-électrique de certaines raies émises par l'azote au cours de la décharge électrique luminescente en atmosphère raréfiée. L'appareillage décrit en détail dans la deuxième partie permet d'obtenir une spirométrie d'après la méthode de Donald et Christie et de mesurer la concentration d'azote alvéolaire au moyen du nitrogenmeter pendant le lavage des poumons à l'oxygène.

A partir de ces mesures, on calcule la capacité résiduelle fonctionnelle et les divers indices de mixique définis par Fowler, une application pratique est donnée, on a justifié dans une partie théorique toutes les formules utilisées.

Ces calculs sont basés sur l'hypothèse que les poumons sont assimilables à un ensemble de soufflets en parallèle se ventilant de façon synchrone mais entièrement autonome, et pouvant avoir des vitesses de lavage différentes. Ce modèle n'est pas entièrement satisfaisant, cependant l'analyse des courbes de dilution suivant Fowler est la plus poussée jusqu'à ce jour et c'est celle qui a été appliquée aux concentrations d'azote alvéolaire.

IND. P 53

Fiche n° 28.799

X. Statistisches über die Silikose im Bergbau der Bundesrepublik Deutschland. *Statistique de la silicose dans l'industrie minière de la République fédérale d'Allemagne.* — **Der Kompass**, 1960, décembre, p. 188/198, 5 graph.

Les statistiques ne comprennent pas la Sarre et s'arrêtent en 1959 ; elles partent de 1929, début de l'inscription de la silicose comme maladie professionnelle et discrimination entre la silicose proprement dite et la silico-tuberculose depuis que la loi allemande a fait cette distinction (1937). Evolution du nombre de cas compensés pour la première fois : tendance au recul depuis 1953 ; répartition par de-

gré constaté d'invalidité depuis 1956 ; répartition entre houillères, mines métalliques, autres mines ; importante diminution de l'importance relative de la silico-tuberculose. Proportion de cas par rapport à l'effectif ; différences entre houillères et autres mines. Etude de l'âge et de la durée d'exercice de la profession, pour les mineurs recevant une compensation pour la 1^{re} fois, les fréquences maximales s'observent entre 21 et 35 ans de service ; l'âge de fréquence maximale se situe entre 51 et 55 ans. Age des cas de décès imputables à la silicose proprement dite : plus grande fréquence entre 51 et 65 ans avec tendance à se déplacer vers les âges plus élevés ; âge moyen des décès pour la silicose et la silico-tuberculose.

(Résumé Cerchar, Paris).

IND. P 53

Fiche n° 28.876

E. DOFNY. Evolution de l'image pneumoconiotique après cessation de l'exposition aux poussières. — *Revue de l'Institut d'Hygiène des Mines*, n° 3, 1960, p. 79/83.

Comparant, chez 144 ouvriers mineurs, les clichés radiologiques pris au moment de la cessation du travail avec ceux qui furent faits 3 à 10 ans après la fin de l'exposition aux poussières, l'auteur aboutit aux conclusions suivantes : au stade suspect de pneumoconiose 36 % présentent ultérieurement des signes d'évolution, au stade débutant 63,5 %, au stade de petites opacités multiples 92,16 %, au stade des condensations et pseudotumeurs 100 %. La pneumoconiose évolue donc incontestablement après cessation du travail dans les poussières.

Q. ETUDES D'ENSEMBLE.

IND. Q 110

Fiche n° 28.762

A. ANGERMANN. Die Anwendung der linearen Programmierung im Bergbau. *L'application de la programmation linéaire dans les mines*. Colloque des 29 et 30 avril 1960 à Clausthal sur la recherche opérationnelle dans les mines. — *Glückauf*, 1961, 18 janvier, p. 69/74.

La programmation linéaire recherche la valeur optimum d'une fonction linéaire (fonction - but) de plusieurs paramètres conditionnés par des données techniques ou économiques, ces paramètres ne pouvant prendre des valeurs négatives, et les relations qui les relient sont linéaires. Dans les mines, les principaux problèmes ainsi traités concernent : 1) la détermination du personnel le plus convenable - 2) l'utilisation optimum des machines - 3) la détermination de la meilleure distribution a) de la production brute de chaque siège à chaque lavoir et b) des pierres concassées aux tailles en activité. Pour faire saisir la méthode, l'auteur traite le cas de 3 mines A1, A2, A3, alimentant 2 lavoirs B1 et B2.

Il y a 3 sortes de conditions de base : la somme des parties de production des 3 mines envoyées journalièrement à un lavoir ne peut pas dépasser la capacité de celui-ci, les parties que chaque mine envoie aux deux lavoirs ne peuvent au total dépasser leurs productions respectives, aucune des productions n'est négative.

Pour simplifier, on admet que les prix de revient des trois mines et des deux lavoirs sont égaux.

L'auteur utilise la méthode « simplex » créée par Dantzig en Allemagne pendant la dernière guerre. Il remplace les inégalités de départ par les équations à inconnues auxiliaires (capacités inutilisées). Une série d'itérations permet de passer des données arbitraires primitives à la solution optimale. La méthode de pas à pas (stepping stone) est une variante de la première, un exemple en est donné.

IND. Q 110

Fiche n° 28.766

E. von KNOBELSDORFF-BRENKENHOFF. Berechnung der Zeitpunkte für Umstellungen in der Schachtförderung einer anlaufenden Schachanlage. *Détermination des moments pour modifier l'extraction d'une mine en activité*. Colloque des 29 et 30 avril 1960 à Clausthal sur la recherche opérationnelle dans les mines. — *Glückauf*, 1961, 18 janvier, p. 87/90, 3 fig.

Dans une mine nouvelle la production croît avec le temps et les étages se développent, les dispositifs d'extraction du début doivent différer des derniers pour réduire le prix de revient. Un exemple schématique montre le passage d'une machine d'extraction à deux machines desservant chacune un étage particulier ; finalement, l'étage étant presque épuisé, la production est renvoyée par une balance (ou descenseur) à l'étage inférieur et les deux machines extraient au même niveau.

On a créé un programme de calcul qui a été soumis à une machine électronique. On a admis un épuisement en 14 ans : on atteint l'extraction de 6.000 t/j en 7 ans et en termine à cette allure.

L'article donne les diagrammes des temps d'extraction, le déroulement des calculs et les grandeurs utilisées, les diverses possibilités envisagées et finalement le diagramme des dépenses d'extraction pour les divers moments de passage envisagés.

IND. Q 110

Fiche n° 28.763

B.T. HOULDEN. Beispiele für betriebliche Verfahrensforschung im britischen Kohlenbergbau. *Exemples de recherche opérationnelle dans les mines anglaises*. Colloque des 29 et 30 avril 1960 à Clausthal sur la recherche opérationnelle dans les mines. — *Glückauf*, 1961, 18 janvier, p. 74/79.

L'exposé donne un aperçu sur l'importance et la position de la recherche opérationnelle au N.C.B. ; il montre par deux exemples leur façon de travailler. Le premier concerne une recherche spéciale dans le domaine de l'emménagement du matériel, machines

et pièces de rechange, le nombre de celles-ci étant évalué pour la marche la plus économique. Le second est relatif à la programmation linéaire d'un problème de répartition de la production de 25 mines à 9 installations de préparation mécanique, la teneur en cendres et en soufre étant maintenue dans d'étroites limites, avec un prix de revient minimum. Pour terminer, l'auteur énumère un certain nombre de questions auxquelles est intéressé le groupe de recherche opérationnelle.

IND. Q 110

Fiche n° 28.767

H. KIERSCH. Der Zusammenhang zwischen Feldesgrösse und Tagesförderung für Steinkohlenzechen. *La relation entre l'extension de concession et l'extraction journalière dans les mines de charbon.* Colloque des 29 et 30 avril 1960 à Clausthal sur la recherche opérationnelle dans les mines. — **Glückauf**, 1961, 18 janvier, p. 90/94, 6 fig.

Si on trace la courbe du prix de revient en fonction de l'extraction annuelle pour une concession de grandeur donnée, on a généralement une courbe parabolique avec ordonnée minimum pour une certaine extraction ; en traçant l'enveloppe des courbes obtenues pour diverses grandeurs de concession, l'ordonnée minimum de cette enveloppe fournit en même temps la grandeur de concession optimum pour obtenir le meilleur prix de revient et par conséquent le meilleur revenu.

En s'appuyant sur le travail de E. Cloos, l'auteur trace un schéma général simplifié d'une exploitation en plateau permettant de calculer les frais de transport, de ventilation, extraction, entretien, etc... Il arrive à tracer ainsi des abaques du prix de revient en fonction de la durée de la mine pour différentes grandeurs de concession, densités de gisement (8 et 16 t/m²), ainsi que des extractions journalières de 3.000 à 11.400 t/j considérées comme optimum (15.000 t/j) donnant des prix de revient plus élevés : pour 16 t/m², la durée est d'environ 37 ans, pour 8 t/m² : 20 ans (concession optimum 6 à 9 km²).

Un dernier tableau fait ressortir l'influence du taux de l'intérêt, de l'extension de concession et de la densité de gisement.

IND. Q 1120

Fiche n° 28.826

R. COEUILLET. Technische Entwicklungsmöglichkeiten der französischen Steinkohlengruben. *Possibilités de développement technique des houillères françaises* (en allemand et en français). — **Schlägel und Eisen**, 1960, décembre, p. 913/916.

Abatage : haveuse à tambour en grandes couches - rabots dans les petites - électrification - télécommande.

Soutènement : marchant sauf en zones très dérangées.

Desserte : adaptation des engins de transport aux fortes productions.

Transport de matériel : problème à repenser.

Creusement et tenue des voies : développement des machines de creusement genre Marietta - en terrains lourds recours aux piles de bois et cintres.

Education du personnel : nécessité d'une main-d'œuvre adaptée.

Extraction : développement des installations multicâbles.

IND. Q 1130

Fiche n° 28.724

X. The coal trade in 1960. *Le marché charbonnier en 1960.* — **Colliery Guardian**, 1961, 12 janvier, p. 41/49 et 65/76, 4 fig.

Toutes les divisions du N.C.B. sont passées en revue pour exposer leur situation au cours de l'année écoulée au point de vue de leur production, des progrès de leur mécanisation, de leurs rendements, des installations nouvelles, fonçages de puits, situation de la main-d'œuvre, du marché, etc. Fin de cette année, 50 % de la production seront abattus mécaniquement. Par rapport à l'année précédente, la production a diminué dans toutes les divisions. La plus forte production est celle de l'Est-Midlands : 44 Mt, suivie par le N-E. La main-d'œuvre a diminué et le rendement a augmenté partout dans de sensibles proportions, l'Est-Midlands étant encore en tête avec 2,1 t de rendement fond et près de 6 t de rendement à front. L'état des stocks et les fermetures de puits sont également renseignés. 46 charbonnages ont été fermés représentant 4,8 Mt/an. On attire l'attention sur les mesures prises pour la valorisation du charbon et pour améliorer sa position vis-à-vis du pétrole.

IND. Q 1130

Fiche n° 28.729

F.G. GLOSSOP. The coal-mining situation today. *La situation actuelle de l'exploitation charbonnière.* — **Colliery Guardian**, 1961, 19 janvier, p. 101/106.

La situation actuelle se caractérise par une réduction de la production (96 Mt en 1960, 1^{er} semestre, contre environ 100 Mt pour les semestres précédents), et une augmentation du rendement 1,4 t contre 1,23 t à 1,33 t pendant les années précédentes, pour les charbonnages du N.C.B. La baisse du tonnage, vu l'importance des frais fixes relativement aux frais variables, a une influence défavorable sur le prix de revient. L'adaptation aux besoins de la consommation impose une étude soignée des qualités qui se traduit par des ajustements de méthodes aux différents stades de l'exploitation : au front de taille, la mécanisation du chargement réduit l'importante main-d'œuvre affectée au chargement manuel ; le tir à l'air comprimé et l'infusion propulsée diminuent les frais d'explosifs, améliorent les condi-

tions de travail et la qualité du charbon abattu. Le boulonnage soulage le soutènement du toit.

Dans les galeries de roulage, convoyeurs et locomotives épargnent la main-d'œuvre mais imposent leurs exigences d'installation. Dans les puits, l'introduction de l'extraction Koepe multicâble permet des solutions économiques. Dans le domaine de la ventilation, on mentionne l'appoint croissant apporté par le drainage du grisou. Enfin, l'article cite les récents progrès réalisés en fonçage de puits, creusements de galeries (respectivement 90 m et 360 m par mois) et en préparation du charbon ; actuellement 62 % de la production sont lavés par procédés mécaniques.

IND. Q 1131

Fiche n° 28.838

R.G. BAKER. Developments in the Yorkshire coal-field. *Progrès dans le bassin du Yorkshire*. — **Sheffield University Mining Magazine**, 1960, p. 26/33.

Depuis la nationalisation, le rendement global s'est élevé de 26 % et 43,5 % pour la surface. Les circuits de transport des wagonnets ont été rationnellement étudiés de manière à automatiser et épargner la main-d'œuvre.

L'extraction par skips a été quelque peu en défaveur à cause de la dégradation du charbon. Elle compte cependant 17 installations et 9 sont en projet. L'extraction Koepe à câbles multiples gagne du terrain.

La préparation du charbon est pratiquée, actuellement, sur 72 % de la production, contre 58 % en 1947.

En force motrice, on note un fort accroissement de l'emploi de l'électricité au détriment de la vapeur. Celle-ci a cependant vu ses installations se moderniser pour améliorer l'économie de son emploi. La mécanisation de l'exploitation au fond a continué à se généraliser : 25 % du charbon sont chargés mécaniquement.

On note la prépondérance des machines Meco-Moore et Anderton. En couches puissantes, le Huwood Slicer est intéressant lorsque le toit est bon.

Divers essais sont à signaler concernant les étançons marchants. Les explosifs classiques sont encore d'utilisation générale, mais le Cardox a une place importante et la cartouche Armstrong gagne du terrain. Le drainage du grisou est encore peu appliqué

dans le Yorkshire, mais des essais prometteurs sont en cours.

Dans les transports souterrains, on fait un large emploi des convoyeurs, mais les locomotives Diesel et à batterie comptent respectivement 294 et 17 unités.

IND. Q 1131

Fiche n° 28.717

E.A. CHAMBERLAIN. Coal and gas from coal mines. *Le charbon et le gaz des charbonnages*. — **Colliery Guardian**, 1960, 29 décembre, p. 762/768.

L'utilisation du charbon pour la métallurgie date des environs de 1700 (A. Darby).

On a pu, par extrapolation, établir des données de production de charbon en Ecosse, remontant à 1400.

La géologie des gisements d'Ecosse et les réserves des bassins ont été étudiées par divers auteurs dont les travaux sont mentionnés. Le personnel occupé actuellement dans les charbonnages écossais est de 72.000 hommes, avec une production de 18 Mt et un rendement de 1.125 kg, qui doit encore être sensiblement augmenté dans le futur.

L'auteur envisage la situation du marché charbonnier et ses perspectives d'avenir au point de vue des principaux débouchés. Il examine enfin le problème du captage du grisou entrepris dans les bassins écossais depuis 1958 et qui fournit déjà un appoint intéressant à la fourniture du gaz de ville.

IND. Q 32

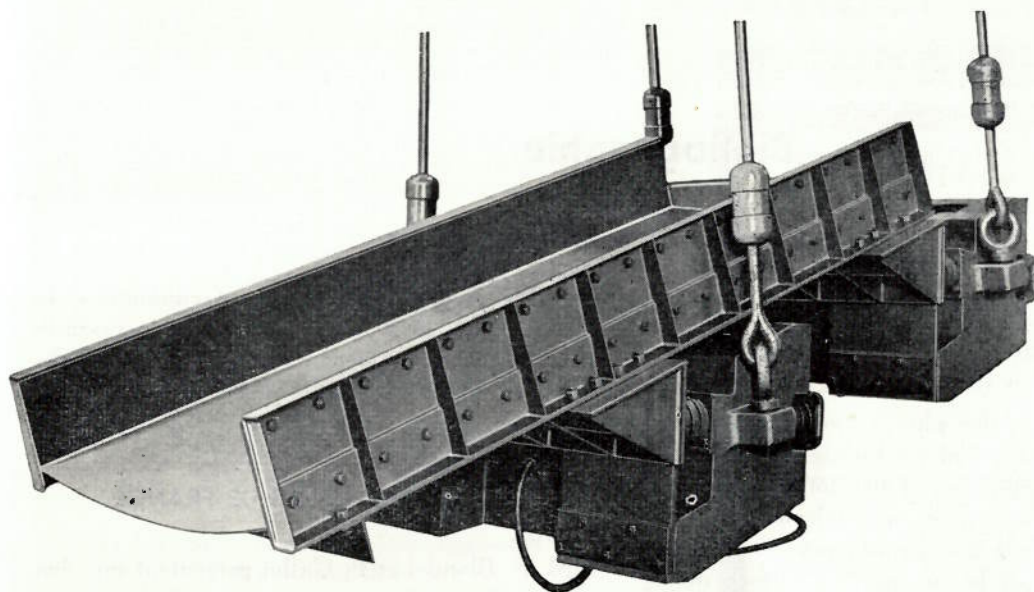
Fiche n° 28.750

C.A. ROBERTS. Current problems in the mining industry. *Problèmes courants dans l'industrie minière*. — **Iron and Coal T.R.**, 1961, 6 janvier, p. 37/40.

Situation actuelle du marché charbonnier en Grande-Bretagne. On assiste à une légère diminution des stocks. Le déficit financier oblige à augmenter le prix du charbon, ce qui peut influencer défavorablement la vente. La mesure a attiré au gouvernement diverses critiques. Exposé de l'état de la compétition charbon-pétrole en Europe. Problème du gros charbon, lutte contre la dégradation entraînée par la mécanisation. Commentaires sur le plan charbonnier révisé. Le problème du rendement est à étudier spécialement : le rendement a été augmenté sensiblement grâce à la mécanisation, mais le coût de celle-ci peut, dans bien des cas, compenser le bénéfice de l'augmentation de rendement.

SHERWEN - Matériel vibrant électromagnétique

Regd. Trade Mark



ALIMENTATEUR
LOURD 500 T/h

CHARBON
0,8 T/M3

Une gamme très complète d'alimentateurs standard, lourds, spéciaux et antidéflagrants,
construits sous licence de la General Electric Company par les

ATELIERS LOUIS CARTON - TOURNAI (Belgique)



Injecteur de poussière.
Type « RHEINELBE ». - Système « TORKRET ».

COMPAGNIE BELGE

Ingersoll-Rand

SOCIETE ANONYME

62, chaussée de Mons - BRUXELLES

Téléphones : 21.46.74 - 21.54.40

COMPRESSEURS D'AIR ET DE GAZ
TURBO SOUFFLANTES - MOTEURS DIESEL ET A GAZ

MARTEAUX PERFORATEURS ET PIQUEURS
PERFORATRICES - TAILLANTS AMOVIBLES
POMPES CENTRIFUGES
TREUILS DE RACLAGE

REMBLAYEUSES PNEUMATIQUES
POMPES A BETON PK 20
SYSTEME « TORKRET »



Bibliographie

Th. HAASE. *Keramik - Lehrwerk*. — La céramique - Manuel. — Ouvrage relié toile, format 18 × 22 cm - 416 p. - 247 fig. - 1960, février. - Bergakademie Freiberg, Rother Weg 41/43 (Sachs). - 28,80 DM.

La céramique est un des plus anciens procédés techniques de l'humanité, d'abord limitée au façonnement des matières argileuses et très tôt consacrée à la haute culture, elle englobe actuellement tous les procédés par lesquels une poudre peut être façonnée et consolidée par la cuisson. S'y rattachent également des matières non siliceuses, telles que roches magnésiennes, graphite, titanates et ferrites. Ces matières prennent actuellement de plus en plus d'importance, surtout dans les techniques modernes comme matières à magnétisme permanent ou semi-conductrices, plus même que par leurs possibilités techniques en porcelaines.

Cette importance s'accorde avec le développement que la fonderie des céramiques, aussi bien que la connaissance des matières céramiques reçoivent dans les exposés de l'Institut des Réfractaires de l'Académie de Freiberg.

Dans le présent ouvrage « La Céramique », les leçons de deux domaines sont rendues accessibles aux autodidactes et lecteurs éloignés par des discussions et applications.

ANNALES DES MINES DE FRANCE

Mai 1961.

MM. F. Blondel et F. Callot présentent une évaluation de la *production minière mondiale en 1958* et la comparent à celles des années 1950 et 1953 qui avaient fait l'objet d'études de MM. F. Blondel et E. Ventura parues antérieurement dans cette revue.

Chroniques et divers

- Statistiques mensuelles des productions minière et énergétique.
- Métaux, minerais et substances diverses.
- Technique et sécurité minières.
- Communiqués.
- Données économiques diverses.

LE MATERIEL DE MINES VICTOR

WALLSEND-ON-TYNE

Perforatrices rotatives électriques ou à air comprimé pour charbon et roches, à pousser à la main, à avancement mécanique, à avancement automatique.

Taillants et Fleurets

Extracteurs et Purgeurs d'eau
Robins et Filtres d'air

Coffrets de chantier et Transformateurs d'éclairage antidéflagrants

Equipements d'éclairage et de signalisation antidéflagrants pour tailles et voies

Prises de courants et Prolongateurs antidéflagrants

Agents Généraux :

Ets H. F. DESTINE, S. A.
33, rue de la Vallée
BRUXELLES - Tél. 47.25.32

COMPAGNIE AUXILIAIRE DES MINES

Société Anonyme

26, rue Egide Van Ophem, BRUXELLES 18

Téléphones : 44.27.05 - 44.67.14
Reg. du Com. Bruxelles : 580

✕

ECLAIRAGE DE SURETE POUR MINES

Lampes de mineurs, à main et au casque - Lampes électropneumatiques - Lampes de signalisation à téléphone - Armatures antigrisouteuses.

ECLAIRAGE PUBLIC ET INDUSTRIEL

Luminaires sur poteau, potence et câble - Lanternes et Plafonniers - Armatures résistant aux acides - Armatures étanches

INCANDESCENCE - FLUORESCENCE
VAPEUR DE MERCURE - SODIUM

Atlas Copco

LES COMPRESSEURS D'AIR VT

Plus petits. — Plus légers. — Plus puissants.



VT 3

Poids 990 kg. pour 3,2 m³/min.
selon DIN 1945 et 1952.



VT 4

Poids 1.050 kg. pour 4,5 m³/min.
selon DIN 1945 et 1952.



VT 5

Poids 1.315 kg. pour 6,4 m³/min.
selon DIN 1945 et 1952.



VT 6

Poids 1.630 kg. pour 8,9 m³/min.
selon DIN 1945 et 1952.

Utilisez notre service **LOCATION-COMPRESSEURS ET OUTILLAGE PNEUMATIQUE.**

Vous serez toujours certains d'avoir sur vos chantiers un matériel **SUR, ROBUSTE, ECONOMIQUE** avec garantie.

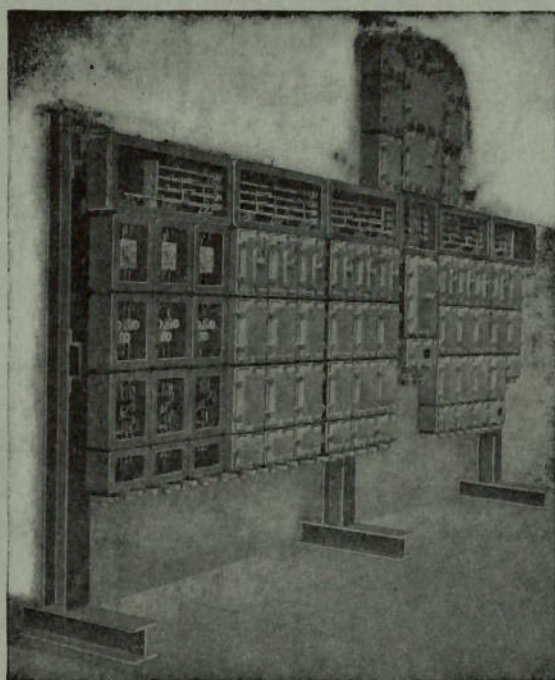
Vente **Atlas Copco** Belgique S.A.
Location

44-46, chaussée d'Anvers, Bruxelles 1. Tél. (02) 18.45.45
Services régionaux : Anvers, Charleroi, Liège, Ettelbrück (Gr.-D.)

La mécanisation, l'électrification, l'automatisation des installations ANTI-DÉFLAGRANTES

dans les charbonnages, les industries pétrolières et chimiques

sont des spécialités EMAC



Etudes & Conseils

ANVERS	03 37 91 43
BRUXELLES	02 21 81 05
CHARLEROI	07 36 05 20
GAND	09 51 81 92
LIÈGE	04 42 05 79
ROULERS	051 2 16 17



S. P. R. L.

APPAREILLAGE ÉLECTRIQUE DE COMMANDE
ÉTUDES TECHNIQUES ET INDUSTRIELLES

142-144, RUE BARA-BRUXELLES 7

Telephone : 21.81 05 (5 lignes)

TOUJOURS AVEC LE FAMEUX MATÉRIEL ALLEN - BRADLEY