

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. — Inichar : Conférence internationale sur les pressions de terrains organisée par le Cerchar à Paris. — Journée du chauffage au charbon organisée par Cedocos à Charleroi : J. Venter : Avant-propos - J. Renard : Chauffage moderne au charbon. — G. Cools : Réglementation belge en matière d'aérage des mines. — J. Cremer : Obtention d'un grisou à haute teneur en méthane lors du captage. — P. Tamo : Engin auto-percutant pour scraper à chaîne. — J. Boxho : Principes théoriques de l'abatage par percussion à faible vitesse. — Inichar : Revue de la littérature technique. — Bibliographie.

The NEW

DRY FIXING SAFETY BLOCK

POUR CABLES A TORONS ET CABLES GLOS

L'extraction par machine à tambour à friction Multicâble peut exiger de faire la patte des Câbles dans des endroits parfois grisouteux.

Le nouveau Cône de Sécurité RELIANCE, breveté, à montage mécanique sans coulée de métal blanc, permet cette opération en toute sécurité, d'une façon facile et rapide.

Des Attaches RELIANCE, munies de ce nouveau dispositif, sont déjà en service dans les installations d'extraction par machine à tambour à friction Multicâble, en Angleterre et à l'étranger.

Les autres spécialités RELIANCE comprennent :

Attaches pour suspension de câbles guides à siège sphérique avec ancrage à métal blanc ou à mâchoires organes de tension;

Attaches pour câbles d'extraction et câbles guides ;

Attaches pour câbles plats;

Attaches pour câbles aériens, etc.

CATALOGUE général complet sur demande.

RELIANCE ROPE ATTACHMENT C^o
Ltd.

27 Park Place
CARDIFF - South Wales

**Représentants pour la Belgique
et la République du Congo :**

Compagnie MECO
15 place de la Madeleine
PARIS 8^{me}

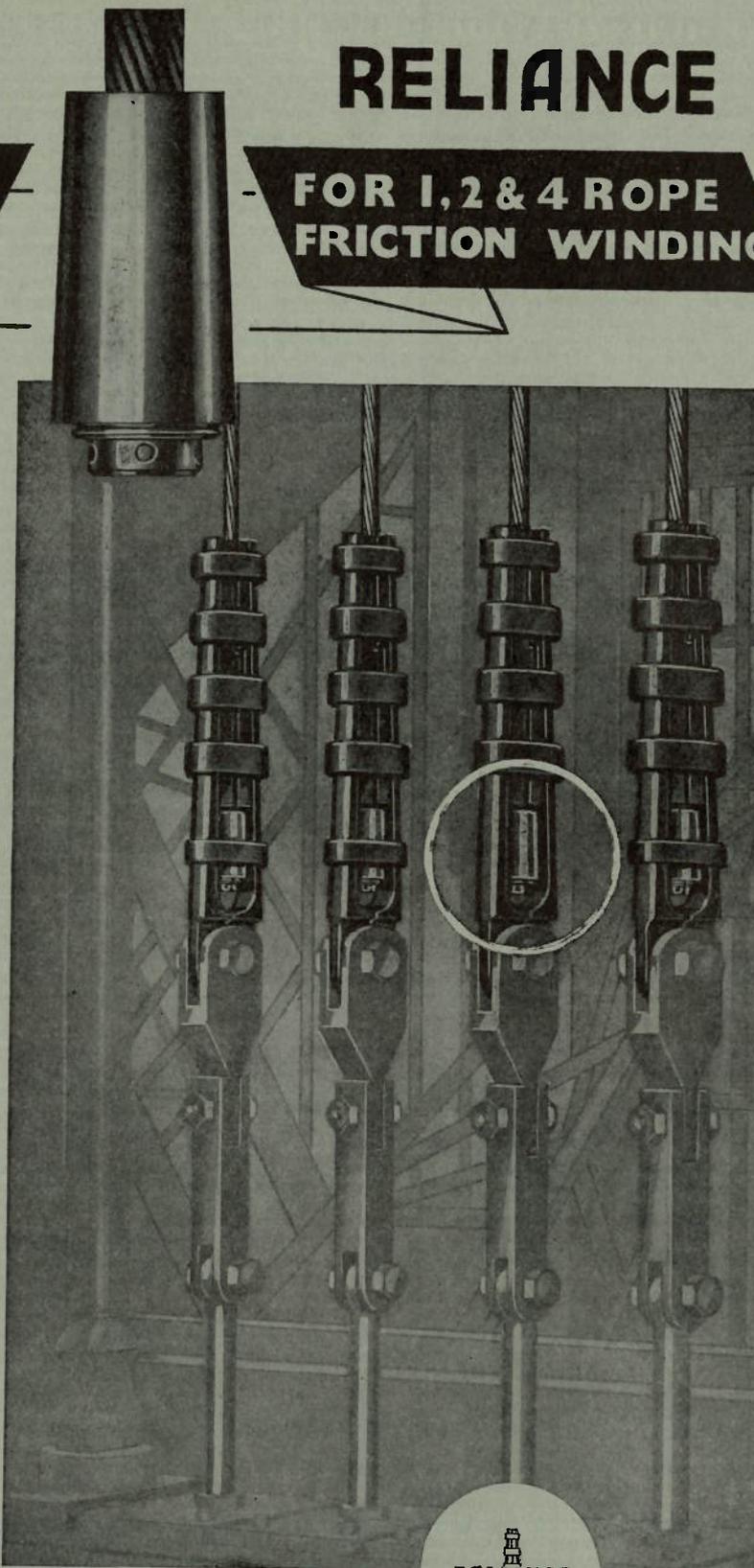
Tél. : ANJ. 01-15

Téleg. : DEGURREY - PARIS

**Agent général des
CABLES LATCH & BATCHELOR
BIRMINGHAM (Angleterre)**

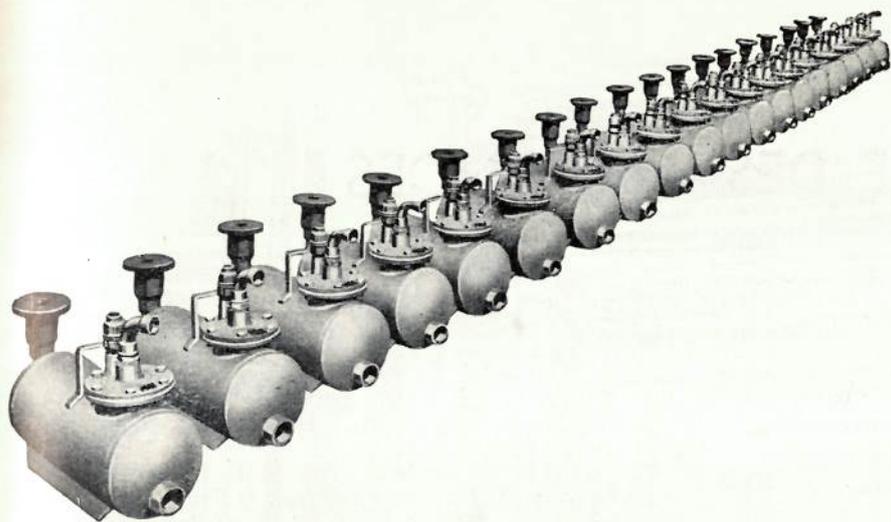
RELIANCE

FOR 1, 2 & 4 ROPE FRICTION WINDING



RELIANCE

RELIANCE ROPE ATTACHMENT C^o LTD



POMPES A AIR COMPRIME

POMPES

POPOL et

POPOLITO

DEHEZ



NI PISTON, NI TURBINE : TELLEMENT PLUS COMMODES

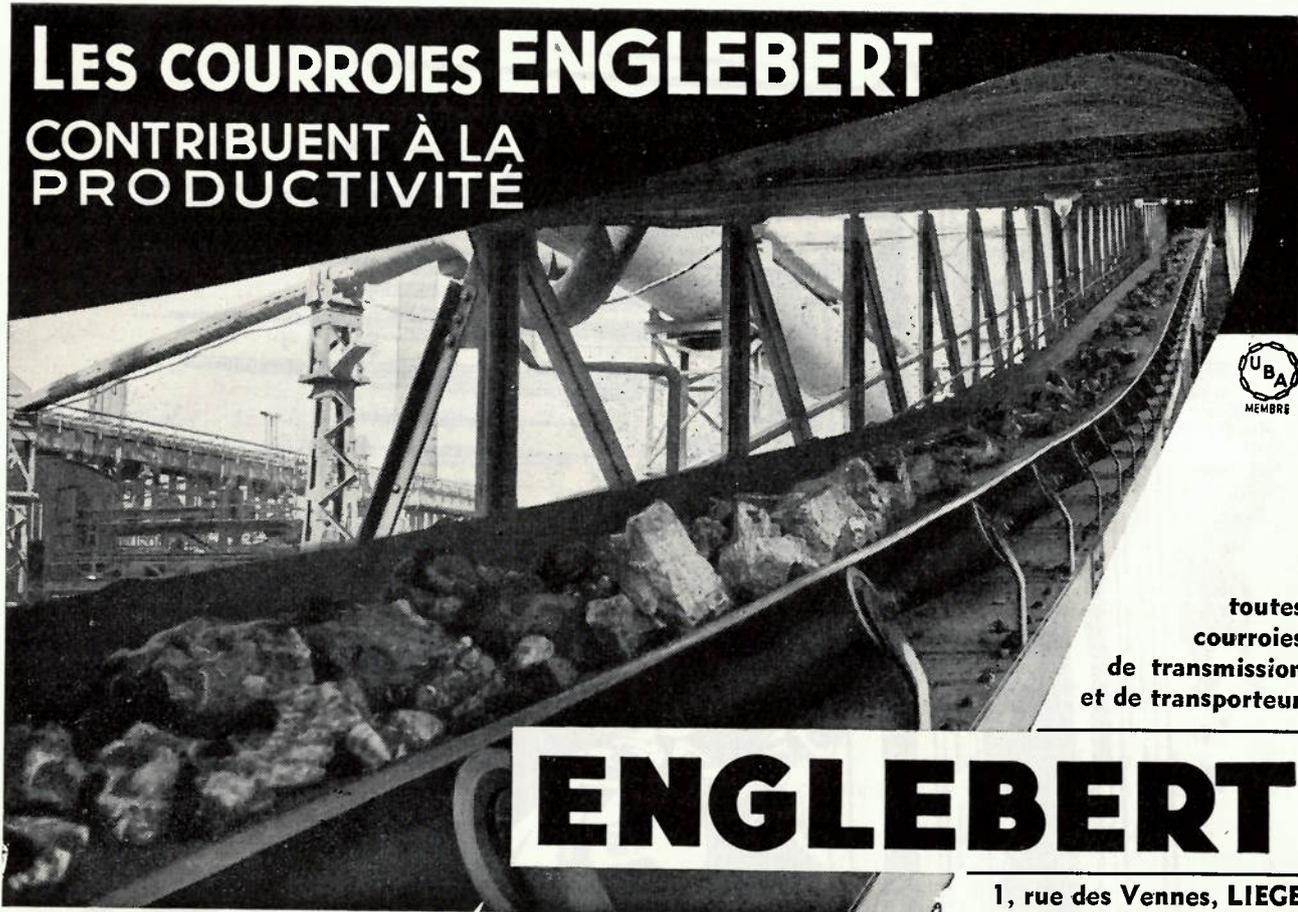
NOUVEAU TYPE 60
encore plus simple
encore plus sûr !

S.P.R.L. LEOP. DEHEZ - BRUXELLES 18
97, AV. DEFRE - TEL. : 74.58.40 (2 L.)
ATELIER : 82, RUE LAMARCK - LIEGE

INTEGRALEMENT FABRIQUEES EN BELGIQUE

LES COURROIES ENGLEBERT

CONTRIBUENT À LA
PRODUCTIVITÉ



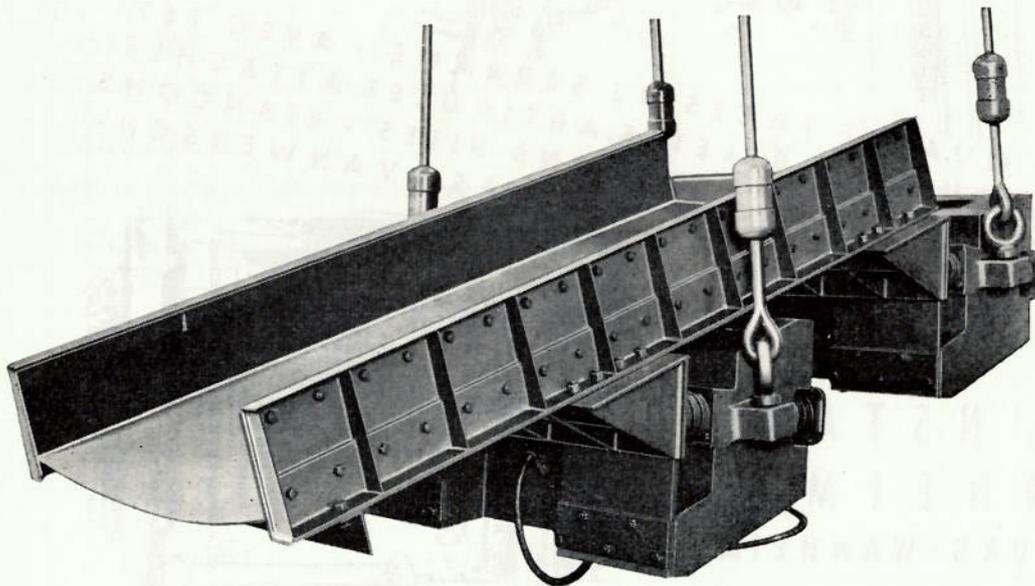
toutes
courroies
de transmission
et de transporteur

ENGLEBERT

1, rue des Vennes, LIEGE

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)



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.

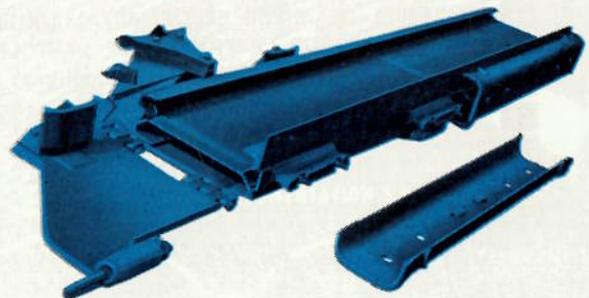
Meilleure adaptation du corps articulé pour suivre les irrégularités du mur.

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

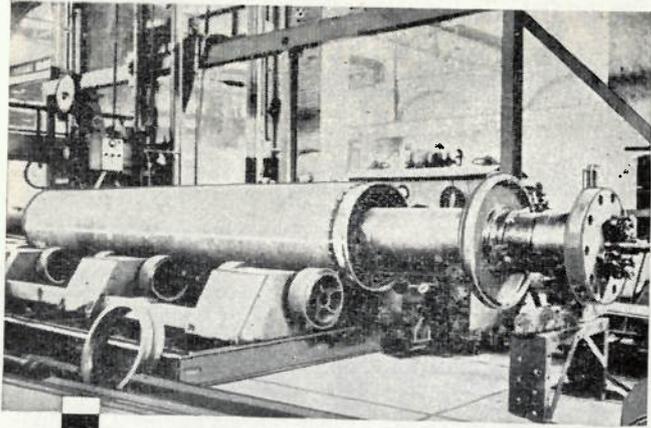
Agence générale pour la Belgique :

CBM

COMPAGNIE BELGE DE MATERIEL MINIER ET INDUSTRIEL

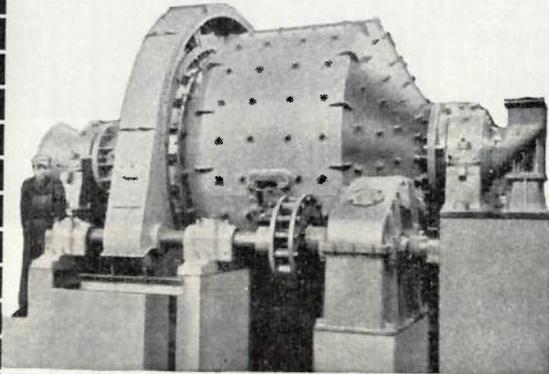
SOCIETE ANONYME

Rue A. Degrâce
FRAMERIES (Belgique)



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

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

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

✕

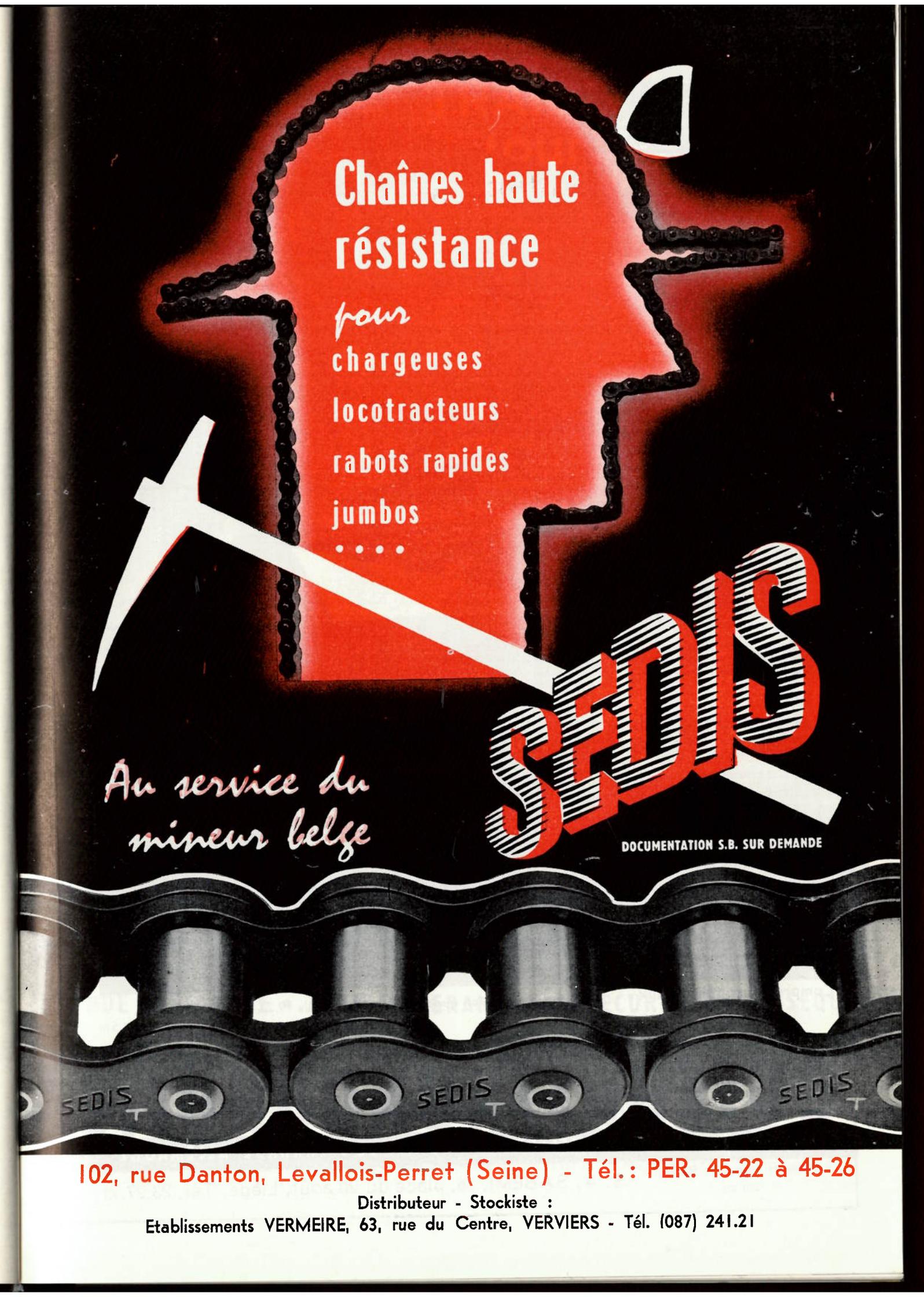
ECLAIRAGE DE SURETE POUR MINES

Lampes de mineurs, à main et au casque -
Lampes électropneumatiques - Lampes de
signalisation à téléphone - Armatures
antigrisouteuses.

ECLAIRAGE PUBLIC ET INDUSTRIEL

Luminaire sur poteau, potence et câble -
Lanternes et Plafonniers - Armatures
résistant aux acides - Armatures étanches

INCANDESCENCE - FLUORESCENCE
VAPEUR DE MERCURE - SODIUM



Chaînes haute résistance

pour
chargeuses
locotracteurs
rabots rapides
jumbos
.....

*Au service du
mineur belge*

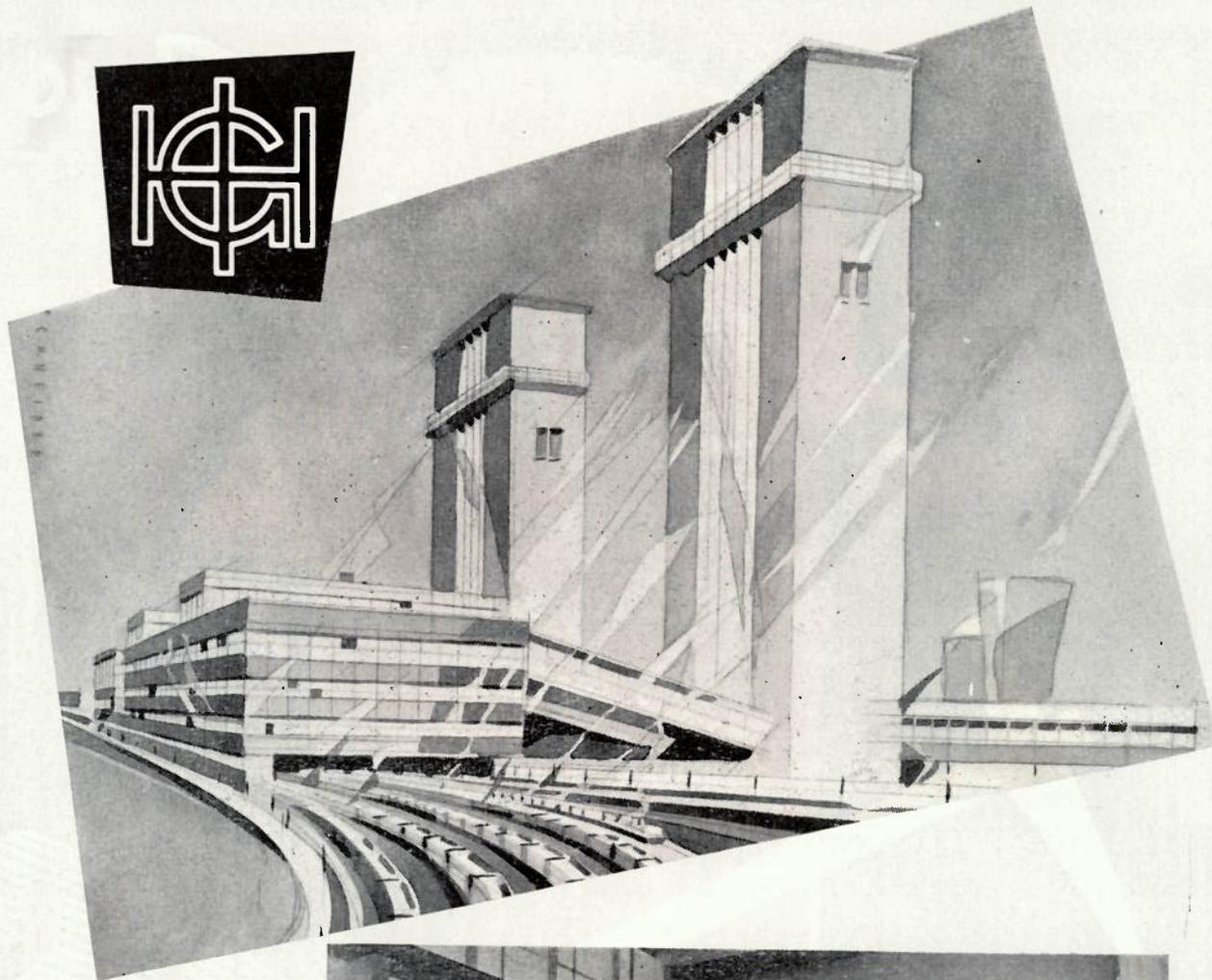
SEDIS

DOCUMENTATION S.B. SUR DEMANDE

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

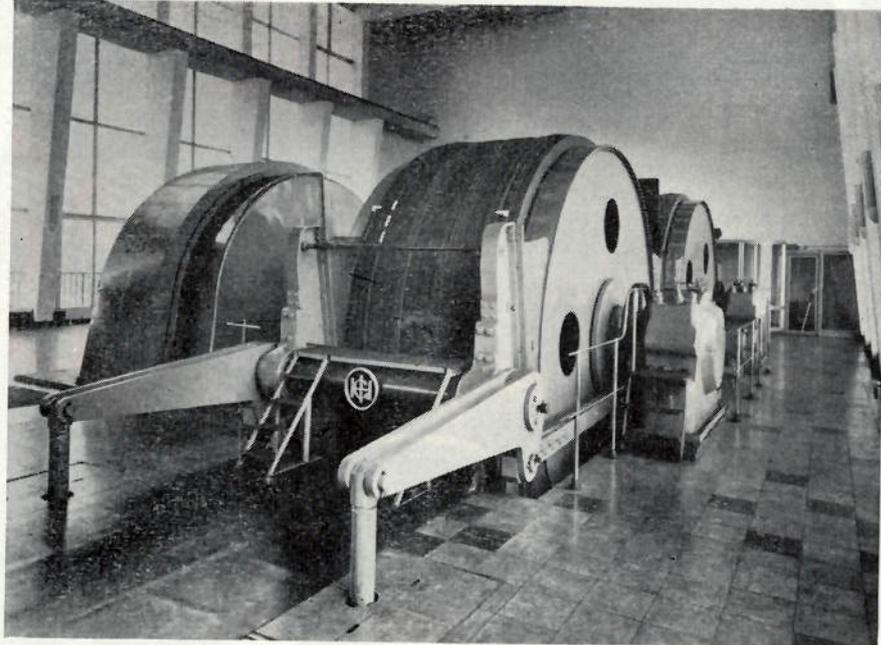
Distributeur - Stockiste :

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



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



Machines d'extraction quadricâbles, charge utile 19,2 t, profondeur 1000 m,
vitesse 16 m/sec, diamètre poulie Koepe 4,5 m

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

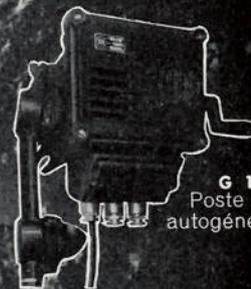
Généphone Généphone Généphone



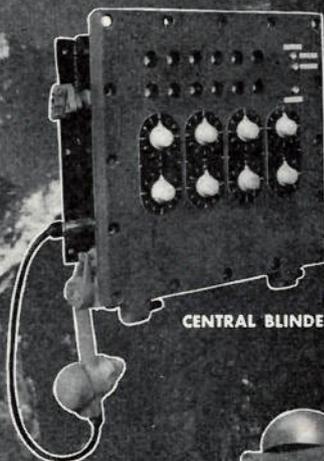
poste autogénérateur blindé,
avec appel
G 201.M.



G 159
Poste mural
autogénérateur



G 201
Poste autogénérateur
étanche avec appel



CENTRAL BLINDÉ

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

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

S.A. CRIBLA

12, BOULEVARD DE BERLAIMONT, BRUXELLES - TELEPHONE : 18.47.00 (4 lignes)

(FACE A LA BANQUE NATIONALE)

ATELIERS DE MELANGE ET BROUAGE
MANUTENTIONS MECANIKES
DECHARGEMENT ET MISE EN STOCK
POUR CENTRALES ELECTRIQUES ET COKERIES

TRANSPORTEURS — ELEVATEURS
A GODETS — CRIBLES — CULBUTEURS DE
WAGONNETS ET DE GRANDS WAGONS
TRANSPORTEURS AERIENS PAR CABLES

CONSTRUCTION DE CRIBLAGES ET LAVOIRS A CHARBON

LAVAGE PAR BAC A PULSATION D'AIR

LAVAGE PAR LIQUIDE DENSE

MISE A TERRIL BREVETEE



POUR MINES ET INDUSTRIES

QUALITE
SECURITE
LONGEVITE
ECONOMIE

Appareils pour la protection respiratoire

- ✕ oxygène
- ✕ air comprimé
- ✕ air frais

Masques et filtres anti-gaz et anti-poussières

Autosauveteurs contre l'oxyde de carbone

Filtres contre les particules radioactives

Appareils de contrôle

Manomètres, détendeurs, robinets de haute précision

Appareils pour mesure et dosage de gaz

Cartouches anti-retour de flammes

Pompes de transvasage de gaz

Médical

Appareils pour la gymnastique respiratoire

Distribution centrale de gaz médicaux

Appareils d'inhalation et d'insufflation

Appareils pour narcose et analgésie

Appareils pour la réanimation

Incubateurs pour prématurés

Nébuliseur de médicaments

Appareils à aérosols

Poumons d'acier



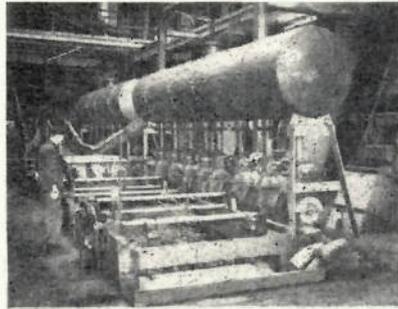
REPRESENTANT EXCLUSIF

Anc. Ets. Anthony BALLINGS, s. a.

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

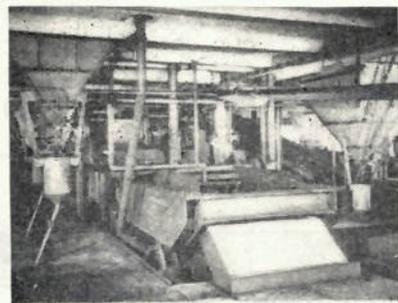
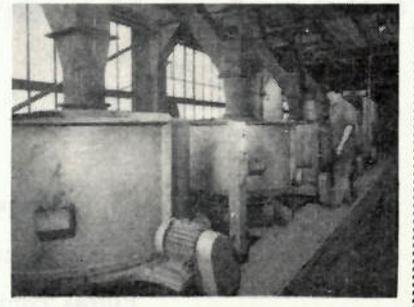
HUMBOLDT

100 Années d'Expérience
dans le domaine de la préparation
et le traitement mécaniques
des minerais et charbons.



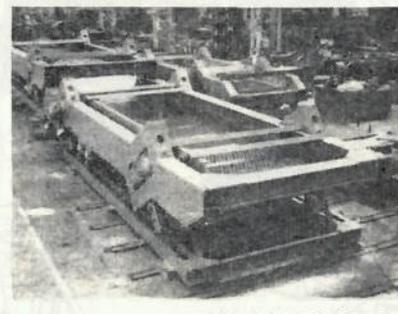
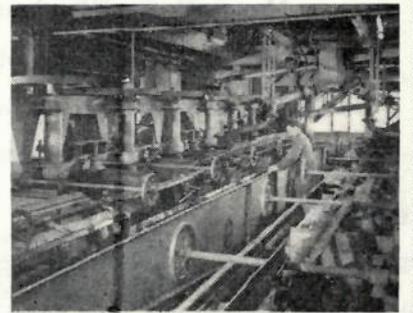
Bacs de setzage
à commande pneumatique

Essoreuses pour les
mixtes et les schlamms



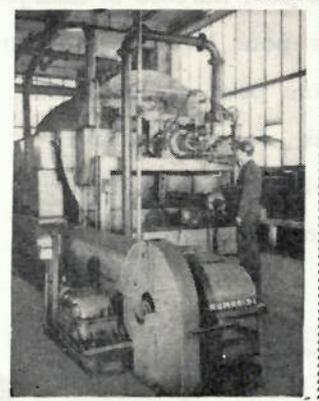
Séparateurs à liquide
dense avec clarificateur
incliné.

Cellules de flottation



Cribles à résonance
pour le préclassement et
le rinçage-égouttage

Filtres à vide à tambour,
sans cellules, rendement
élevé, effet de filtrage
maximum



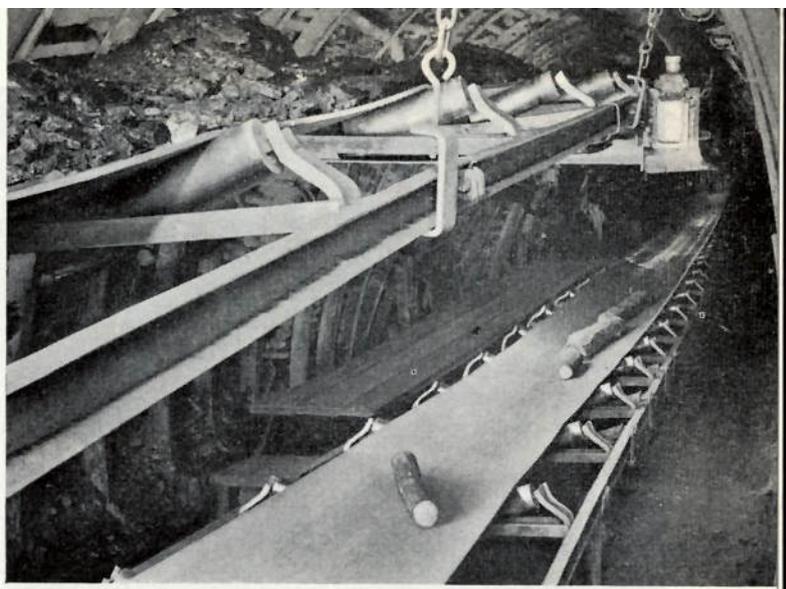
LOCORAIL

91, RUE DES PALAIS, BRUXELLES

TEL.: 15.49.05
(5 lignes)

Pour la République du Congo : « Deutz-Congo »

Eickhoff



HAVEUSES

**HAVEUSES-CHARGEUSES
A TAMBOUR**

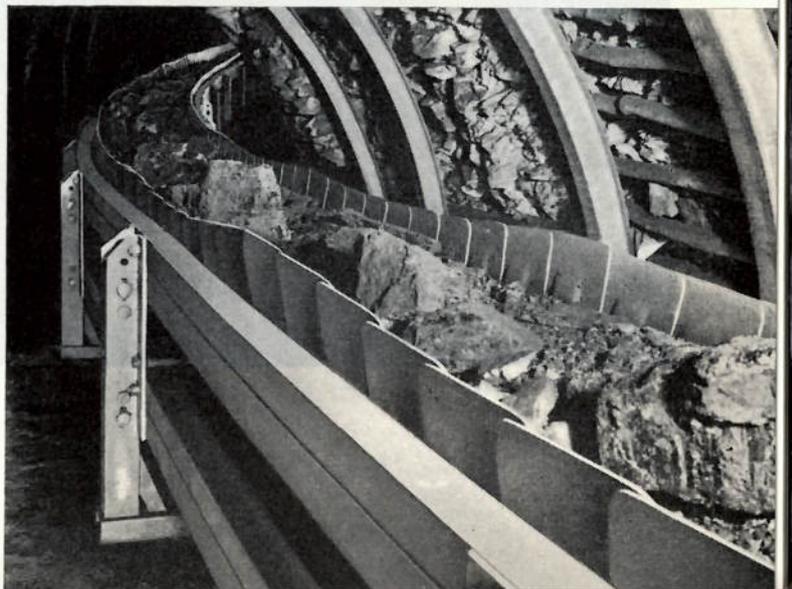
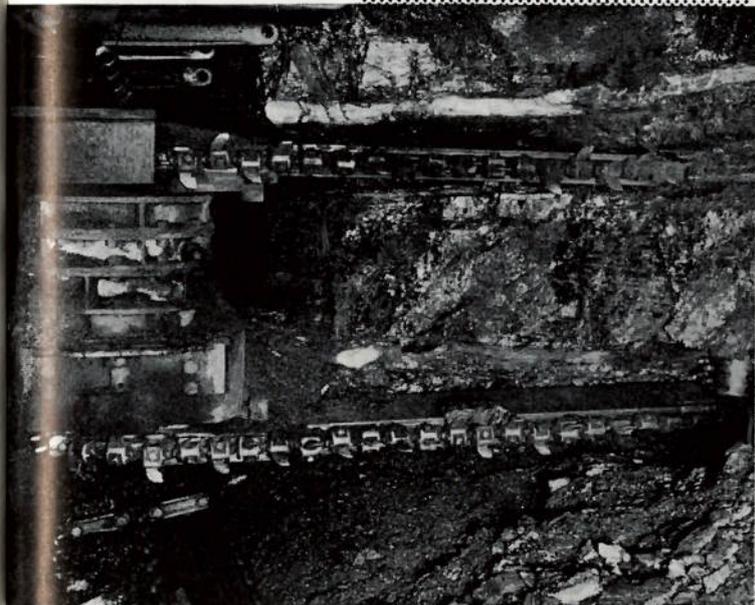
**CONVOYEURS BLINDES
A DOUBLE CHAINE**

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**

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 Meus

Tél. : 11.66.29

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

Annales des Mines

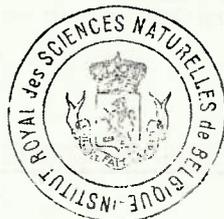
DE BELGIQUE



Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

P 1273



Direction - Rédaction :

INSTITUT NATIONAL DE
L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

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

Directie - Redactie :

NATIONAAL INSTITUUT VOOR
DE STEENKOLENNIJVERHEID

Renseignements statistiques. — Inichar : Conférence internationale sur les pressions de terrains organisée par le Cerchar à Paris. — Journée du chauffage au charbon organisée par Cedocos à Charleroi : J. Venter : Avant-propos - J. Renard : Chauffage moderne au charbon. — G. Cools : Réglementation belge en matière d'aéragé des mines. — J. Cremer : Obtention d'un grisou à haute teneur en méthane lors du captage. — P. Tamo : Engin auto-percutant pour scraper à chaîne. — J. Boxho : Principes théoriques de l'abatage par percussion à faible vitesse. — Inichar : Revue de la littérature technique. — Bibliographie.

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 Acières 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 Acières 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 Acières 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 Kolenmijn-Vereniging van het Kempisch Bekken, te Brussel.
- J. LIGNY, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen 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 Kolenmijnen 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 Acières 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 Steenkolenijverheid, 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, Divisiedirecteur der Mijnen, te Hasselt.
- H. LABASSE, Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Universiteit Luik, te Luik.
- J.M. LAURENT, Divisiedirecteur 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° 1 — Janvier 1961

ANNALEN
DER MIJNEN
VAN BELGIE

Nr 1 — Januari 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 4

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

INICHAR — Conférence Internationale sur les Pressions de Terrains - organisée par le
CERCHAR, Paris 16-20 mai 1960 - Compte rendu 9

NOTES DIVERSES

Journée du Chauffage au Charbon organisée par CEDOCOS, Charleroi, 23 septembre 1960 :

J. VENTER — Avant-propos 44

J. RENARD — Chauffage moderne au charbon 46

G. COOLS — Réglementation belge en matière d'aérage des mines 53

J. CREMER — Obtention d'un grisou à haute teneur en méthane lors du captage 60

P. TAMO — Engin auto-percutant pour scraper à chaîne 67

Annexe — **J. BOXHO** : Principes théoriques de l'abatage par percussion à faible vitesse 74

BIBLIOGRAPHIE

INICHAR — Revue de la littérature technique 78

Divers 89

COMMUNIQUES 92

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

EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABONNEMENTEN - ADVERTENTIEN

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

Périodes	Production totale (Tonnes)	Consommation propre et fourniture au personnel (Tonnes) (1)	Stock (Tonnes)	jours ouvrés (2)	PERSONNEL						Présences % (4)	Mouvement de la main-d'œuvre (5)			Grisou capté valorisé (6)			
					Nombre moyen d'ouvriers		Indices (3)		Rendement (kg)			Belge	Etrangère	Totale				
					à veine	Fond	Fond	Taille	Fond	et surface						Fond	et surface	
Rotinage	184.060	25.318	901.667	21,59	6.077	8.495	1.039	0,310	0,739	1,039	1.354	963	74,74	80	17	63	1.973.680	
Centre	169.347	39.825	689.592	21,73	5.894	8.125	1.078	0,285	0,757	1,078	1.322	928	80,92	47	44	5	1.452.917	
Charleroi	484.317	47.506	2.429.706	23,24	13.558	19.452	0,974	0,274	0,668	0,974	1.497	1.027	76,28	74	44	30	1.831.468	
Lège	317.990	34.011	679.988	24,02	10.139	14.169	1,096	0,307	0,777	1,096	1.287	913	77,63	64	79	143	—	
Campine	781.281	61.405	2.278.136	21,83	21.527	29.524	0,846	0,219	0,614	0,846	1.630	1.182	86,60	15	36	21	2.049.850	
Le Royaume	1.936.995	208.065	6.979.089	22,53	57.162	79.796	0,956	0,262	0,678	0,956	1.474	1.044	79,64	250	10	260	7.307.915(8)	
1960 Août	1.819.793	239.208	7.078.210	22,16	55.769	78.089	0,983	0,263	0,693	0,983	1.443	1.018	80,54	1135	1348	2483	6.503.236(8)	
Juillet	1.514.342	176.406	7.252.687	17,31	58.692	82.078	0,998	0,255	0,693	0,998	1.442	1.002	80,14	1397	1875	3272	5.726.486(8)	
1959 Septembre	1.881.764	230.197	7.753.009	19,46	72.186	100.259	1,09	0,14	0,30	0,78	1.287	921	85,24	792	590	1382	7.069.119(8)	
Moyenne mensuelle	1.896.401	237.056	7.496.188(7)	18,73	77.816	105.855	1,10	0,14	0,31	0,79	1.262	907	85,43	739	825	1564	7.122.516	
1958	2.255.186	258.297	6.928.346(7)	21,27	76.964	104.669	1,19	0,14	0,34	0,87	1.153	842	85,92	141	802	943	8.153.611	
1957	2.423.866	233.799	1.412.987(7)	23,29	14.541	90.542	1,19	0,14	0,34	0,87	1.150	838	84,86	44	873	829	8.284.839	
1956	2.455.079	254.456	1.791.157(7)	23,48	13.666	112.943	1,19	0,14	0,35	0,86	1.156	838	84,21	357	300	657	7.443.776	
1954	2.457.395	270.012	2.806.020(7)	24,04	86.378	124.579	1,19	0,16	0,38	0,91	1.098	787	83,53	63	528	591	4.604.060	
1952	2.532.030	199.149	1.678.220(7)	24,26	18.796	98.254	1,34	0,18	0,40	0,96	1.042	745	78,7	97	7	104	3.702.887	
1950	2.276.735	220.630	1.041.520(7)	23,44	18.543	94.240	1,19	0,19	0,39	0,91	1.014	696	81	418	514	932	—	
1948	2.224.261	229.373	840.340(7)	24,42	19.519	102.081	1,21	0,21	0,42	1,14	878	610	78	—	—	—	—	
1946	2.465.404	205.234	2.227.260(7)	24,20	18.739	91.945	1,33	0,18	0,32	0,92	1.085	753	81	—	—	—	—	
1913	1.903.466	187.143	955.890(7)	24,10	24.844	105.921	1,37	0,32	1,37	1,89	731	528	—	—	—	—	—	
1961 Sem. du 30-1 au 5-2	446.021	—	6.483.284	5,18	50.437	69.977	0,955	—	0,684	0,955	1.461	1.047	66,04	—	—	—	—	—

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 exprimant toujours des jours d'extraction.
 (3) Nombre de postes effectués divisés par la production correspondante.
 (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 ml à 8.500 Kcal, ° C 760 mm de Hg.
 (7) Stock fin décembre.
 (8) Dont environ 5 % non valorisés.

PÉRIODES	FOURNITURES DE CHARBONS BELGES AUX DIFFERENTS SECTEURS ECONOMIQUES (en tonnes)											Total du mois							
	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
1960 Septembre	295.597	9.454	634.439	—	75.285	299.811	14.089	6.401	27.646	18.950	54.992	6.703	28.790	39.147	62.879	17.491	18.982	224.754	1.835.410
Août	298.098	14.289	642.101	—	87.277	273.421	12.327	5.262	28.580	18.693	54.798	5.621	27.090	35.921	68.518	11.422	22.674	181.066	1.787.158
Juillet	194.363	8.844	583.474	—	41.576	214.794	6.511	3.340	25.667	12.774	48.294	4.829	18.928	35.287	62.517	10.524	17.696	225.073	1.512.497
1959 Septembre	258.544	10.991	667.093	—	68.347	249.056	9.686	5.392	23.043	20.277	58.365	4.077	17.264	43.928	52.792	10.948	22.862	139.456	1.662.121
Moyenne mensuelle	255.365	12.348	562.701	86	78.777	249.016	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
1958	264.116	12.348	504.042	286	140.664	174.610	10.228	8.311	24.203	23.771	72.927	5.136	22.185	41.446	32.666	18.030	226.496	1.537.155	
1957	395.089	16.299	576.556	412	180.664	263.564	13.272	39.906	37.114	37.114	77.292	10.016	30.247	55.693	20.749	26.857	312.633	2.096.788	
1956	420.304	15.619	599.722	476	139.111	256.063	20.769	12.197	40.680	41.216	91.661	13.082	30.868	64.446	20.835	31.852	353.828	2.224.332	
1954	415.609	14.360	485.878	1.733	109.037	240.372	24.211	12.229	40.485	46.912	114.358	14.500	30.868	61.361	19.898	30.012	465.071	2.189.610	
1952	480.657	14.102	708.921	708.921	—	275.218	34.685	16.683	30.235	37.364	123.398	17.838	36.645	63.591	81.997	60.800	209.060	2.196.669	

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			
1960 Septembre	47.414	—	47.414	51.913	270.391	6.220	—	6.220	6.218	23.603	829
1960 Août	48.416	65	48.481	48.269	275.910	3.997	—	3.997	7.116	25.649	422
1960 Juillet	39.012	104	39.116	38.510	279.027	2.471	—	2.471	3.502	28.805	10.115
1959 Septembre	58.181	4.585	62.766	55.163	385.261	2.063	159	2.222	5.162	55.062	280
1959 Moy. mens.	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
1957 » »	63.425	11.815	75.240	77.048	620.752(1)	7.116	6.356	13.472	11.584	72.760(1)	4.524
1956 » »	72.377	17.963	90.340	78.246	655.544(1)	7.019	5.040	12.059	12.125	51.022(1)	1.281
1954 » »	67.128	1.693	68.821	87.385	428.456(1)	4.959	4.654	9.613	8.868	37.023(1)	2.468
1952 » »	73.511	30.608	104.119	91.418	880.695(1)	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357(1)	2.014
1950 » »	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.

BELGIQUE

METAUX NON FERREUX

SEPTEMBRE 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)
1960 Septembre	17.751	20.658	6.254	797	225	412	46.097	36.579	22.886	1.784	16.029
1960 Août	17.573	20.725	5.366	691	219	415	44.989	35.197	19.786	1.825	15.955
1960 Juillet	17.068	20.951	6.257	626	189	421	45.512	33.303	16.451	822	15.864
1959 Septembre	17.063	17.588	6.547	527	229	359	42.313	29.391	19.031	2.075	15.031
1959 Moy. mens.	15.474	18.692	7.370	559	228	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
1957 » »	12.713	19.637	8.272	793	180	404	41.999	23.937	16.150	1.982	15.655(1)
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	—	36.155	23.833	12.729	2.017	16.227
1950 » »	11.440	15.057	5.209	808	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 zores (1 et 11 de plus re 80 mm)	Rails et accessoires
		Fonte	Acier Total	Fer de masse	Pour relamineurs belges	Autres			
1960 Août	49	577.956	643.358	5.311	64.420	101.785	143.914	17.300	2.329
1960 Juillet	51	539.082	564.610	2.774	52.128	99.974	124.361	14.987	3.703
1960 Juin	51	555.720	616.221	6.003	69.248	84.945	154.431	14.523	2.936
1959 Août	48	470.342	503.587	4.650	57.301	46.405	130.224	17.032	6.038
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
1952 » »	50	399.133	422.281	2.772	97.171	—	116.535	19.939	7.312
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 Périodes Répartition	Charbons (t)	Cokes (t) (1)	Agglomérés (t)	Lignite (t)	Destinations	Charbons (t)	Cokes (t)	Agglomérés (t)
France	17.896	1.418	10	—	France	58.940	37.206	12.649
Pays-Bas	67.352	17.801	7.938	485	Italie	36.792	15.631	660
					Luxembourg	2.060	19.169	220
					Pays-Bas	81.218	—	—
Pays de la CECA	246.289	26.940	9.607	7.059	Pays de la CECA	190.503	74.308	14.445
Allemagne Orientale	—	—	—	65				
Royaume-Uni	11.013	—	—	—	Autriche	1.240	60	80
Etats-Unis d'Amérique	33.098	—	—	—	Danemark	6.005	5.976	—
					Norvège	—	820	—
Pays tiers	44.111	—	—	65	Suède	—	4.189	—
Ensemble septembre 1960 . . .	290.400	26.940	9.607	7.124	Suisse	26.991	2.127	541
					Divers	15	500	—
1960 Août	322.640	19.319	9.047	9.097	Pays tiers	34.251	13.672	621
Juillet	381.284	17.908	6.491	7.326	Ensemble septembre 1960 . . .	224.754	87.980	15.066
Juin	319.408	22.186	7.862	6.957				
Moyenne mensuelle	406.251	15.043	9.113	7.727	1960 Août	181.066	85.327	17.099
Septembre	359.453	12.511	7.749	6.946	Juillet	225.073	80.196	8.033
					Juin	196.118	86.673	15.163
Répartition :					Moyenne mensuelle	180.924	70.515	12.953
1) Secteur domestique	129.463	660	9.686	6.467	Septembre	139.996	88.607	14.714
2) Secteur industriel	164.940	26.284	—	657				
Réexportations	—	820	—	—				
Mouvement des stocks	—4.043	—824	—79	—				

(1) Y compris le coke de gaz.

DEURGIE

AOÛT 1960

DUCTION (t)

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	
47.589	44.176	9.198	2.178	115.260	25.784	(2)	6.471	414.199	33.446	14.956	51.050
51.618	33.024	6.442	2.363	88.644	21.780	(2)	1.452	348.374	23.401	10.691	50.495
55.735	43.164	8.290	1.890	105.586	25.264	1.829	3.089	416.737	29.411	9.925	50.936
45.945	42.060	6.005	2.182	66.790	14.357	672	5.650	336.955	32.216	12.897	51.288
49.979	44.270	7.269	2.045	87.333	19.679	581	3.832	386.071	31.545	13.770	51.288
41.913	45.488	6.967	1.925	80.543	15.872	790	5.026	349.210	24.543	12.509	42.908
										Tubes soudés	
40.874	53.456	10.211	2.748	61.941	27.959	—	5.747	388.858	23.758	4.410	47.104
36.301	37.473	8.996	2.153	40.018	25.112	—	2.705	307.782	20.000	3.655	41.904
								(3)	(3)		
37.030	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							
36.008	24.476	6.456	2.109	22.857	20.949	—	2.878	243.859	11.096	1.981	36.415
					Feuillards et tubes en acier				Tôles galva- nisées		
Verges	Grosses tôles	Tôles moyennes		Tôles fines							
28.979	28.780	12.140	2.818	18.194	30.017	—	3.589	255.725	10.992	—	38.431
10.603	16.460	9.084	2.064	14.715	13.958	—	1.421	146.852	—	—	33.024
Verges et aciers serpentés											
11.852	19.672	—	—	9.883	—	—	3.530	154.822	—	—	35.300

(2) Chiffres non disponibles.

Production	Unités					Production	Unités						
		Août 1960 (a)	Juillet 1960 (b)	Août 1959	Moyenne mensuelle 1959			Août 1960 (a)	Juillet 1960 (b)	Août 1959	Moyenne mensuelle 1959		
PORPHYRE :													
Moëllons	t	882	572	1.757	756	Gravier	t	264.419	240.298	243.997	205.652		
Concassés	t	297.492	224.545	282.528	296.848	Sable	t	43.549	51.223	48.208	49.600		
Pavés et mosaïques	t	798	531	795	885	CALCAIRES	t	343.848	302.664	302.174	281.556		
PETIT GRANIT :						CHAUX	t	158.992	149.192	145.196	147.812		
Extrait	m3	20.152	9.849	3.408	10.109	PHOSPHATES	t	(c)	(c)	(c)	1.098		
Scié	m3	5.227	3.318	1.858	4.432	CARBONATE NATURELS	t	31.146	30.613	22.006	22.350		
Façonné	m3	1.051	655	958	1.490	Cräie, marne, tuffeau	t	(c)	(c)	(c)	3.258		
Sous-produits	m3	14.435	8.072	11.413	15.848	CARBONATE DE CHAUX	t	(c)	(c)	(c)	3.258		
MARBRES :						PRECIPITES	t	(c)	(c)	(c)	3.258		
Blocs équarris	m3	494	308	473	447	CHAUX HYDRAULIQUE	t	360	486	880	577		
Tranches ramenées à 20 mm	m2	34.946	23.047	36.034	37.758	ARTIFICIELLE	t	40.302	34.731	35.690	32.012		
Moëllons et concassés	t	2.107	1.950	1.547	1.760	DOLOMIE : Crue	t	23.236	24.416	19.029	21.035		
Bimboilerie	kg	13.290	18.429	15.261	23.815	Frittée	t	5.489	4.116	4.800	5.158		
GRES :						AGGLOM. PLATRE	m2	172.854	229.077	158.861	129.348		
Moëllons bruts	t	26.324	16.711	19.933	18.331			4 ^e trim. 1959	3 ^e trim. 1959	4 ^e trim. 1958	Moy. mens. 1958		
Concassés	t	94.589	57.884	93.293	82.244	SILEX : broyé	t	2.464	3.654	393	578		
Pavés et mosaïques	t	1.748	398	1.917	1.916	pavés	t	867	584	835	843		
Divers taillés	t	7.601	5.823	6.766	6.034	FELDSPATH ET GALETS	t	—	138	82	86		
SABLE :						QUARTZ	t	—	—	—	—		
pour métallurgie	t	78.711	69.501	63.076	64.940	ET QUARTZITES	t	74.879	78.509	42.208	48.163		
pour verrerie	t	96.661	94.458	92.404	87.239	ARGILES	t	58.153	47.926	56.665	53.355		
pour construction	t	234.057	150.152	172.437	150.758			Août 1960	Juillet 1960	Août 1959	Moy. mens. 1959		
Divers	t	78.427	67.502	69.572	61.002			10.770	10.861	9.870	10.980		
ARDOISE :						Ouvriers occupés							
pour toitures	t	520	624	459	627								
Schistes ardoisiers	t	194	119	145	131								
Coticule (pierre à aiguiser)	kg	4.040	2.225	3.370	3.986								

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

COMBUSTIBLES SOLIDES

PAYS DE LA C.E.C.A. ET GRANDE-BRETAGNE SEPTEMBRE 1960

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												
1960 Sept.	11.564	298,3	440	2.066	1.615	22,4	19,19	18,00	3.664,7	550(1)	9.568	5.638(1)
1959 Moy. mens.	10.465,5	308,2	447,8	1.846	1.438	21,53	28,03	26,88	3.200	416	10.330(2)	7.062(2)
Sept.	10.285,3	295,2	434,4	1.915	1.490	21,56	18,36	17,23	3.089	584	11.146	6.636
Belgique												
1960 Sept.	1.937	78,4	105,1	1.474	1.044	22,53	20,36(3)	17,22(3)	636	80,3	6.979	286
1959 Moy. mens.	1.896	91	122	1.262	907	18,73	14,57(3)	12,68(3)	601	83,4	7.496(2)	291(2)
Sept.	1.882	93	125	1.287	921	19,46	14,76(3)	12,68(3)	602	72	7.753	332
France												
1960 Sept.	4.562	127	181	1.809	1.220	24,62	12,05	6,90(4)	1.086	476	13.133	714
1959 Moy. mens.	4.801	138	197	1.717	1.162	24,23	11,41	7,38(4)	1.091	547	11.049(2)	688(2)
Sept.	4.786	136	194	1.727	1.170	24,89	11,97	6,63(4)	1.067	586	11.032	822
Italie												
1960 Sept.(1)	58	2,5	(6)	1.364	(6)	(6)	(6)	(6)	306	3	142	180
1959 Moy. mens.	61	2,9	3,6	1.164	(6)	(6)	21,09	19,13	255	2	111(2)	209(2)
Sept.	64	2,8	3,6	1.211	(6)	(6)	24,78	22,88	250	2	134	284
Pays-Bas												
1960 Sept.(1)	1.060	28,4	(6)	1.809	(6)	(6)	(6)	(6)	363	96	752	233
1959 Moy. mens.	998	30,2	47,1	1.617	(6)	(6)	19,39	16,93	340	89	864(2)	301(2)
Sept.	1.043	29,7	46,9	1.634	(6)	(6)	17,36	14,78	337	96	1.050	305
Communauté												
1960 Sept.(1)	19.181	528,2	(6)	1.907	(6)	(6)	(6)	(6)	6.058	1.205	30.573	7.051
1959 Moy. mens.	19.576	608,6	831	1.724	(6)	(6)	27,22	25,51	5.849	1.137	31.193(2)	8.583(2)
Sept.	19.413	587,7	815,1	1.761	(6)	(6)	29,37	27,75	5.709	1.339	32.542	8.408
Grande-Bretagne												
1960 Sem. du 25-9 au 1-10	(5) 3.824	—	588,5	4.012	1.408	(6)	(6)	14,88	(6)	(6)	34.392	(6)
1959 Moy. hebdo. Sem. du 27-9 au 3-10	(5) 3.963,4 (5) 4.104,2	—	664,5	3.729	1.332	(6)	(6)	14,69	(6)	(6)	35.858	(6)
		—	651,4	3.776	1.348	(6)	(6)	14,83	(6)	(6)	34.190	(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.

Conférence internationale sur les pressions de terrains

Paris, 16-20 mai 1960

Compte rendu par INICHAR

INLEIDING

De Internationale Conferentie over de gebergtedruk werd van 16 tot 20 mei 1960 te Parijs ingericht door het « Centre d'Etudes et Recherches des Charbonnages de France ». Zij was het vervolg van de cyclus conferenties die over het zelfde thema handelden en die doorgingen te Luik in 1951 en te Essen in 1956.

Deze laatste manifestaties waren meer speciaal gericht op de studie van de gebergtedruk in de pijlers en in de ontginningsgalerijen.

Soortgelijke studiedagen, met een minder nauwkeurig omschreven thema, werden ook ingericht in 1947 te Heerlen, in 1950 en 1952 te Leoben, in 1957 te Leeds en in 1958 te Leipzig. De conferentie van Leeds behandelde hoofdzakelijk de problemen van mijnschade en van de bovengrondse verzakkingen.

De Conferentie van Parijs werd bijgewoond door ongeveer 500 deelnemers uit 16 verschillende landen die hun minerale rijkdommen ontginnen door ondergrondse mijnwerken. 39 mededelingen werden voorgedragen, verdeeld over de 7 volgende rubrieken :

- A. Ondersteuning.
- B. Studies op schaalmodellen.
- C. Karakteristieken van de gesteenten.
- D. Ondergrondse meetapparaten en meetmethoden.
- E. Waarnemingen en metingen in de galerijen.
- F. Waarnemingen en metingen in de pijlers.
- G. Invloed van de ontginningsmethoden op het gedrag van de gesteenten - Dakslagen.

De laatste dag werd gewijd aan een synthese van de evolutie van de strekkingen inzake dakbeheersing door de Heer V. Vidal, Professor aan de « Ecole Nationale Supérieure des Mines », te St-Etienne.

Deze synthese was gesteund op de nationale verslagen, opgesteld door 12 deelnemende landen, die ieder een zeer uitvoerige vragenlijst hadden ontvangen, aangepast aan de problemen eigen aan de mijnrijverheid van ieder land.

Tijdens de conferentie werden twee zeer belangrijke films vertoond, een verspreid door het Steinkohlenbergbauverein over de fissuratie en de fracturatie van het dak in de ontginningswerkplaatsen en een uitgaande van de « Charbonnages de France » over een recente toepassing van de schrijdende ondersteuning in een steenkolenmijn van het bekken van Provence.

De drie officiële talen van het Congres waren engels, frans en duits. Een speciale dienst verzekerde de simultaanvertaling.

De mededelingen gaven aanleiding tot levendige discussies. De teksten, verslagen en besprekingen verschijnen in een boekdeel waarvan de uitgave spoedig verwacht wordt.

INTRODUCTION

La Conférence Internationale sur les Pressions de Terrains, qui s'est tenue à Paris du 16 au 20 mai 1960, était organisée par le Centre d'Etudes et Recherches des Charbonnages de France. Elle s'insère dans le cycle des grandes Conférences, sur le même thème, qui ont été organisées après la guerre, d'abord à Liège en 1951, puis à Essen en 1956.

Ces Conférences étaient spécialement centrées sur les problèmes des pressions de terrains en tailles et en voies de chantiers.

D'autres manifestations analogues sur un thème moins bien défini eurent lieu dans l'intervalle d'abord à Heerlen en 1947, à Leoben en 1950 et 1952, à Leeds en 1957, à Leipzig en 1958.

La manifestation de Leeds était principalement axée sur les dégâts miniers et les affaissements en surface.

Les travaux de la Conférence de Paris ont été suivis par près de 500 participants provenant de 16 nations particulièrement intéressées par ces problèmes du fait de l'existence de ressources minérales dont l'exploitation nécessite des travaux miniers. Les rapports présentés étaient au nombre de 39. Ils ont été divisés en 7 groupes intitulés respectivement :

- A. Soutènement.
- B. Etudes sur modèles réduits.
- C. Caractéristiques des roches.
- D. Appareillages et méthodes de mesures au fond.
- E. Observations et mesures dans les voies.
- F. Observations et mesures dans les tailles.
- G. Influence de la méthode d'exploitation sur le comportement des terrains - Coups de terrains.

Le dernier jour fut consacré à une vaste synthèse sur l'évolution et les tendances du contrôle du toit présentée par M. V. Vidal, Professeur à l'École Nationale Supérieure des Mines de Saint-Etienne.

Cette synthèse résultait d'un ensemble de rapports nationaux rédigés par 12 pays qui avaient chacun répondu à un questionnaire très détaillé et développé spécialement les problèmes propres à leur industrie minière nationale.

Au cours de la Conférence, deux films très intéressants ont été présentés, l'un par le Steinkohlenbergbauverein sur les fractures et fissures du toit dans les chantiers d'abatage et les moyens de les combattre et l'autre par les Charbonnages de France sur une application particulièrement moderne du soutènement marchant dans les Houillères du Bassin de Provence.

Les trois langues officielles du Congrès étaient l'anglais, l'allemand et le français et un service spécialisé assurait la traduction simultanée.

Les exposés ont été suivis de discussions très animées et l'ensemble des travaux, rapports et discussions, paraîtront dans un volume dont la publication est attendue incessamment.

A. — SOUTÈNEMENT

SOUTÈNEMENT CONVENTIONNEL

M. DUBOIS (Belgique) ouvre la série des conférences par son exposé intitulé « Vingt cinq ans de soutènement métallique en taille aux Charbonnages de Winterslag ».

Les stampes du gisement de Campine sont généralement constituées de bancs schisteux minces et fragiles qui se transforment facilement en argile sous l'action des eaux d'infiltration en provenance des morts-terrains très aquifères qui recouvrent le gisement.

C'est en 1930, à Winterslag, que la technique du foudroyage, importée d'Allemagne, fut appliquée pour la première fois en Belgique. Pour réaliser une bonne charnière de foudroyage, les dirigeants de la Société concurent, en 1937, l'étauçon métallique rigide Winterslag à larges surfaces de contact au toit et au mur.

Ces étauçons donnent satisfaction dans un certain nombre de veines mais, quand les épontes sont molles, ils fracturent le toit et poinçonnent profondément le mur, provoquant ainsi de larges cassures d'exploitation parallèles au front de taille. Ces cas-

sures ont principalement fait sentir leur effet nuisible dès 1950 lors de l'introduction de la technique du front dégagé. Pour mécaniser les chantiers, il fallait absolument changer d'étauçon.

L'emploi d'étauçons hydrauliques (Dowty et Wanheim) a complètement modifié l'aspect des chantiers et les premiers résultats furent spectaculaires. Les essais eurent lieu dans une veine de 1,60 m d'ouverture, à toit schisteux et mur tendre. La taille était soutenue par étauçons Winterslag et piles de bois tous les 5 m. Elle était équipée d'un rabot Westfalia dont l'avancement était fort contrarié par des cassures d'exploitation dont le rejet atteignait parfois 60 cm. Les étauçons poinçonnaient le mur qui soufflait. Le foudroyage se faisait trop brutalement et ses produits de fine granulométrie envahissaient la havée de circulation jusque contre le panzer.

Au fur et à mesure de l'introduction des étauçons hydrauliques, on vit la taille changer d'aspect. En 3 semaines, l'avancement journalier passa de 1,30 à 2,20 m, les temps de déferrage par étauçon de 5 à 1 min et le rendement taille fermée augmenta de 100 %.

Le problème n'était cependant pas encore entièrement résolu car, dans une veine à mur dur et à haut toit gréseux gorgé d'eau donnant lieu à des coups de charge périodiques, la portance des étançons hydrauliques fut jugée insuffisante ; plusieurs d'entre eux coulissèrent jusqu'à fond de course et subirent des dégâts importants (10 par jour sur 1000 étançons en service). Dans ces cas spéciaux, c'est l'étançon à friction Wiemann en aluminium acier, à fût supérieur cylindrique double, qui donne satisfaction.

L'examen comparatif des prix de revient donne des taux de rentabilité très variable, pouvant aller de 18 à 140 et même 185 % à l'avantage des étançons hydrauliques et des étançons à friction.

Enfin, un essai de soutènement hydraulique marchant est prévu dans le courant de l'année 1960.

SOUTÈNEMENT MARCHANT EN TAILLE

M. KUHN (Allemagne) examine les sollicitations du toit au contact des chapeaux de soutènement hydraulique marchant et envisage de parfaire la forme et la nature de la surface d'appui.

L'auteur constate que le soutènement des tailles par cadres hydrauliques se généralise dans les houillères allemandes. L'expérience a montré qu'il faut construire ce soutènement pour pouvoir l'utiliser aussi avec de mauvais toits, notamment avec des toits ébouleux.

Si les bancs du bas-toit sont constitués de roches résistantes, on peut utiliser des cadres à chapeau unique pourvu que les étançons soient posés avec une faible charge et que le déplacement des cadres soit lent.

Si, par contre, le bas-toit est ébouleux et si sa surface n'est pas tout à fait plane, la pression exercée par le soutènement peut dépasser localement la limite de résistance des roches et provoquer la fissuration du terrain. Des blocs se détachent du toit, surtout pendant le déplacement du soutènement.

Dans une taille où le bas-toit se composait de schistes finement stratifiés avec intercalations de charbon, on a dû recourir au garnissage par gros bois et bèles placées contre le front.

Dans une autre taille à bas-toit de schiste argileux très tendre, avec intercalations de charbon, on a dû renoncer aux cadres hydrauliques alors que le toit était, avant cela, parfaitement contrôlé par des étançons à friction et bèles articulées. Des modifications de la charge de pose n'ont pas donné plus de succès.

Dans une veine analogue, on a constaté que les éboulements entre chapeaux étaient dus surtout à la faible charge nominale occasionnée par des déficiences de soupapes et au déplacement trop lent.

La désagrégation des couches du bas-toit ne serait pas gênante si le soutènement pouvait être

avancé d'un pas suffisant pour sortir définitivement des zones abîmées. Pour cela, il faudrait réaliser un pas de déplacement supérieur à la longueur du chapeau. Des essais ont été entrepris dans ce sens mais n'ont pas abouti : la portée entre le front de taille et la ligne de foudroyage est trop grande. Une autre solution a été proposée : l'emploi d'éléments chenillés tant au toit qu'au mur, mais ces dispositifs sont trop encombrants pour les ouvertures habituelles.

Des essais plus encourageants ont porté sur l'influence de la forme du chapeau et de la nature de ce chapeau. Ces essais ont été conduits par le Steinkohlenbergbauverein. Les étançons hydrauliques individuels étaient surmontés d'un plateau circulaire de 450 mm de diamètre, pourvu d'une calotte en caoutchouc naturel de 50 mm d'épaisseur. La résistance moyenne à la compression des terrains du bas-toit était de 113 kg/cm².

On a constaté que les plateaux garnis de caoutchouc traitaient les bancs du bas-toit avec ménagement. Même des bancs de roches complètement démolis furent retenus sans s'ébouler.

L'auteur s'est attaché à décrire des essais de sollicitations alternées du toit par serrages et desserrages successifs d'étançons à chapeaux. Le toit a toujours eu un meilleur aspect à l'aplomb des chapeaux circulaires à garniture de caoutchouc qui étaient reliés entre eux par des allonges élastiques.

Il faut donc pour ménager les toits ébouleux :

1) donner aux chapeaux une forme de plateau et une surface telles que la pression par unité de surface soit assez basse ;

2) garnir ces chapeaux de caoutchouc ;

3) assembler les chapeaux par un appui élastique qui empêchera le détachement de parties du terrain entre les chapeaux à plateau.

C'est d'après ces conclusions qu'on a étudié un chapeau avec lequel on doit d'ici peu éprouver des cadres hydrauliques dans une veine avec toit friable. Comme le montre la figure 1, chaque étançon du cadre est muni d'un plateau de forme approximativement elliptique. Les deux plateaux sont garnis de caoutchouc. La pièce d'assemblage entre les deux plateaux est constituée, comme lors des essais, par un large ruban d'acier, garni de blocs de caoutchouc, eux-mêmes recouverts par un ruban d'acier plus mince ; elle est articulée aux plateaux avec un certain jeu. Au plateau du chapeau avant, on fixe un bras élastique en porte-à-faux, pour soutenir le toit au voisinage du front de taille.

La pièce d'assemblage et le bras en porte-à-faux doivent être garnis de morceaux de vieilles bandes transporteuses en caoutchouc. Un tel matériau suffira peut-être également pour les chapeaux à plateaux quand on l'aura appliqué en plusieurs couches superposées et collées.

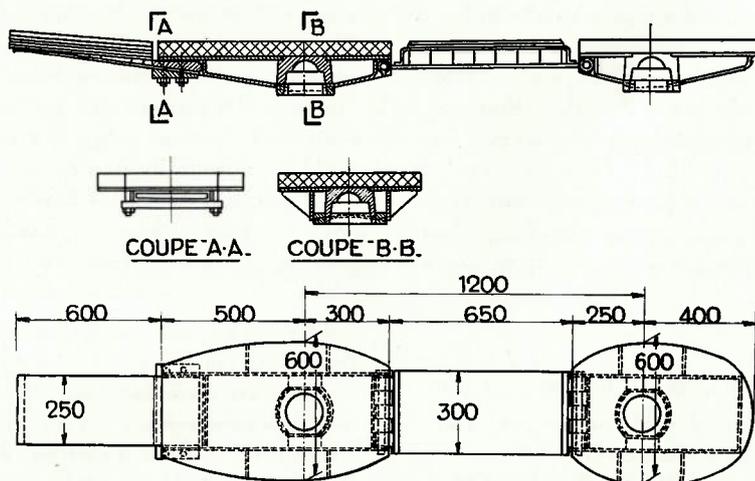


Fig. 1. — Projet de chapeau pour cadre de soutènement.

Les essais avec ces cadres doivent montrer si la voie est bonne et quelles sont les améliorations encore nécessaires et possibles. Evidemment, les mesures auront aussi de l'importance lors des essais. Il sera sans doute recommandable, lors de chaque déplacement, de procéder aussi vite que possible pour desserrer les cadres, les avancer et les remettre en serrage, pour ne pas laisser au terrain le temps de se désagréger. En outre, il sera opportun de serrer les cadres après chaque déplacement avec une charge de pose aussi voisine que possible de la charge nominale, pour empêcher toute trace de décollement.

S'il se révélait que le terrain du toit supportait mal des charges de pose élevées, il y aurait lieu d'examiner si la charge nominale ne devrait pas être abaissée en conséquence. D'un autre côté, il sera nécessaire dans certains cas de déterminer en dessous de quelle charge nominale il ne faut pas descendre pour un toit donné.

L'influence de la grandeur du pas d'un cadre de soutènement sur le ménagement et le contrôle du toit n'a pas encore été établie. Les essais prévus doivent donc aussi chercher à résoudre cette question. Peut-être est-il important de choisir la longueur du pas de façon que les points du toit qui ont été soutenus par les montants avant ne soient plus exposés à l'effet d'appui direct des montants arrière.

Ce n'est que lorsqu'on sera arrivé à contrôler aussi des toits friables que les cadres de soutènement hydrauliques pourront être utilisés dans les houillères allemandes d'une façon généralisée.

MM. ADAM et CHASSAGNE (France) montrent l'évolution du matériel Sahé-Somemi de soutènement marchant, essayé pour la première fois en France en 1957.

L'exploitation au Groupe de Bruay se situe entre 600 et 800 m de profondeur et intéresse une quinzaine de veines de caractéristiques assez variables : ouverture s'échelonnant de 0,80 à 2,80 m, avec une

majorité entre 1 m et 1,80 m. La pente des veines est presque partout inférieure à 25°. L'exploitation est actuellement conduite par grandes tailles, le plus souvent avec abataje mécanique, partout avec soutènement en porte-à-faux. Les toits des veines sont relativement médiocres et l'introduction de l'abataje mécanique n'a pu se faire qu'en adoptant une forte densité de soutènement et en généralisant le garnissage avec planchettes. On utilise des allonges métalliques de 1 m et les files d'étauçons sont normalement distantes de 50 à 60 cm.

Dans une même taille, l'ouverture est variable ; il est fréquent de rencontrer des zones d'étreinte suivies de zones de grandeur. Les pentes elles-mêmes sont assez irrégulières.

Pour introduire dans un gisement semblable un soutènement marchant, il est nécessaire que celui-ci puisse s'adapter à de médiocres qualités de toit, à

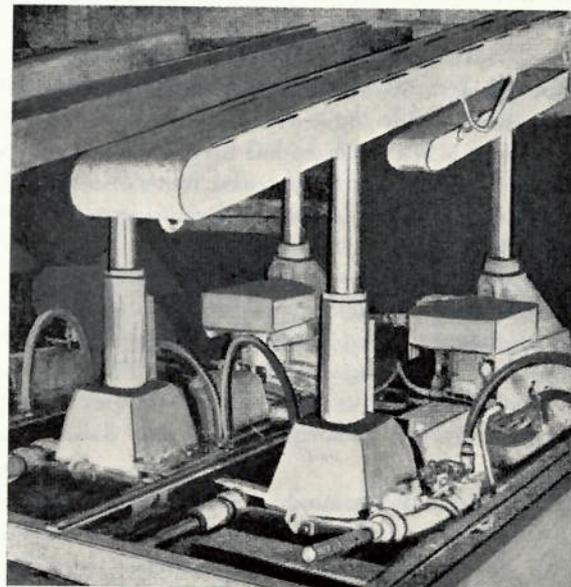


Fig. 2. — Soutènement marchant Sahé-Somemi — Première version.

de brusques variations d'ouverture et à des variations de pendage allant de 0 à 25°.

La première version était entièrement automatique, mais présentait de graves inconvénients qui furent décelés rapidement par un concours de circonstances particulières. Le matériel (fig. 2) fut essayé dans une petite taille très accidentée. Des changements de pente, des passages de rejets mirent rapidement en évidence le défaut de stabilité, les ennuis de l'automatisme dans les passages difficiles et la nécessité de désolidariser le soutènement et le convoyeur blindé. Enfin le débit instantané des soupapes de décharge ne suffit pas à éviter le gonflement des tubes.

La deuxième version n'était plus pourvue de commande automatique. Le diamètre des soupapes de décharge était porté à 5,5 mm. On avait augmenté la stabilité en donnant aux bases 700 × 700 mm.

Les étançons n'étaient plus boulonnés, mais posés sur fond à rotule et maintenus en haut par un carcan garni de caoutchouc. A l'inverse de la première version, le chapeau arrière avait une grande surface et enserrait le chapeau avant (fig. 3).

La force de serrage des étançons passa de 6 à 12 t. Les allonges s'embottèrent sur cône Morse au lieu d'être boulonnées. La course des vérins de ripage s'allongea de 18 cm à 28 cm.

Une première taille fut équipée de 120 éléments écartés de 1,10 m et tarés à 35 tonnes par étançon. Les résultats furent intéressants malgré des difficultés de gisement et des variations d'ouverture importantes (0,80 m à 3 m).

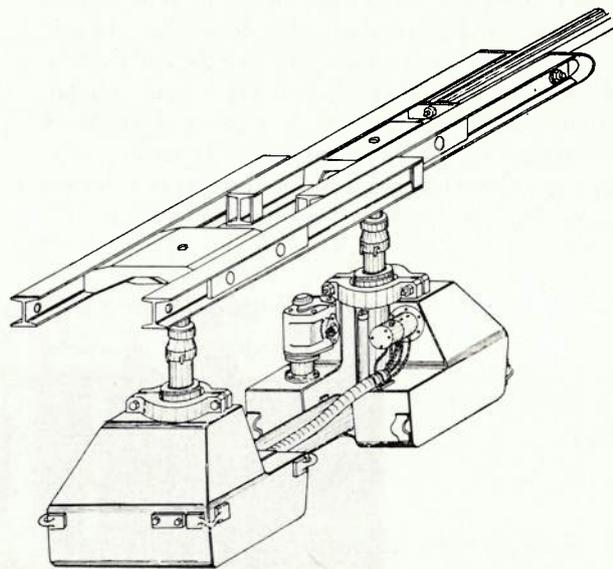


Fig. 3. — Soutènement marchant Sahé-Somemi — Deuxième version. Vue perspective.

Au point de vue matériel, on déplora des ruptures de tiges des étançons et un manque d'étanchéité des soupapes de coulissement. Avant que l'on ne se soit aperçu de ce dernier défaut, on avait incriminé à tort la faiblesse de la charge de coulissement (35 t) que l'on avait élevée à 48 t.

La troisième version est toute différente des deux précédentes. Afin de remédier au défaut de principe, les serrages et desserrages successifs du toit, on dispose les étançons en quinconce et on les déplace de 1 m en une fois (fig. 4).

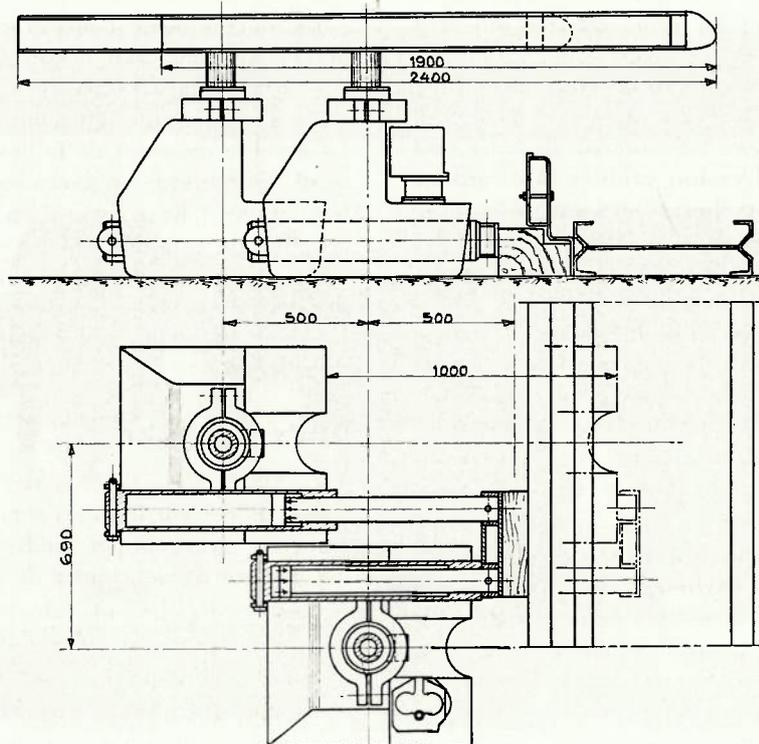


Fig. 4. — Soutènement marchant Sahé en quinconce.

Cette nouvelle disposition laisse le soutènement autonome et indépendant du convoyeur blindé. Elle a d'excellents résultats au point de vue du contrôle du toit. Elle allège le prix de revient. La largeur découverte est réduite à 2,40 m, mais il en résulte aussi que la circulation dans la taille doit se faire par l'allée d'abatage et de transport qui devient voie unique en avant de l'unique étauçon (fig. 5).

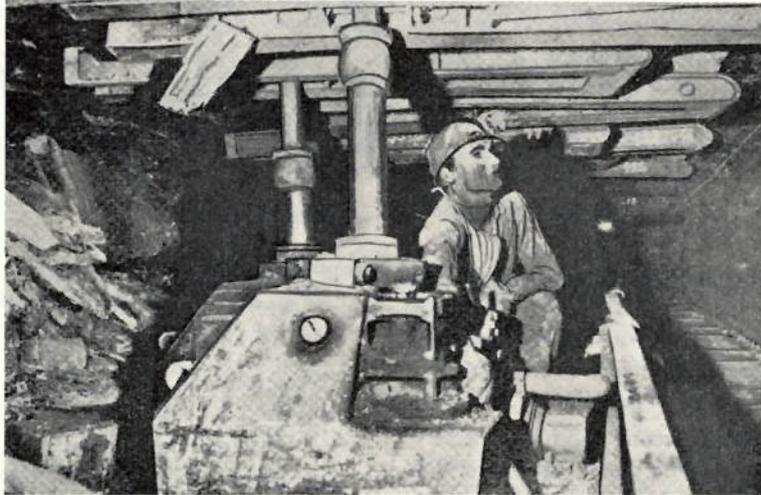


Fig. 5. — Soutènement marchant en taille.

Les caractéristiques principales du soutènement proposé sont donc les suivantes. Les vérins ont 140 mm d'alésage, la tige 104 mm de diamètre. La charge de coulissement est de 60 t, la force portante de 36 t/m². L'espacement des étauçons est de 0,69 m. La centrale hydraulique en taille sert pour un petit nombre d'éléments (six).

Les bèles sont constituées de 2 fers I de 127 × 114 mm assemblés sur le chapeau en acier coulé qui coiffe la tête de l'étauçon. Les allonges de bèles sont simples et pratiques. Certains profilés sont tordus ; 80 % d'entre eux sont redressés au fond.

Les rehausses donnent satisfaction quand elles ne dépassent pas 0,60 m, ce qui est le cas dans les ouvertures inférieures à 1,75 m.

Dans une taille de 140 m de longueur, de 1,50 m de puissance et avançant de 3 m/jour, on a obtenu une production journalière de 700 à 800 tonnes nettes et un rendement de 25 t. L'économie de main-d'œuvre est de l'ordre de 60 à 70 %. L'amortissement demanderait 2 à 3 ans dans le cas du soutènement de la version II.

Dans le cas du soutènement disposé en quinconce, le prix n'est plus que d'environ 40.000 FB par mètre courant, ce qui accroît la rentabilité de cet investissement qui ne représente plus, pour 140 m de taille, que 5.600.000 FB contre 2.000.000 FB pour un soutènement classique.

En conclusion, les auteurs considèrent que le rendement de 20 tonnes nettes au chantier est déjà

doublé de celui qu'on obtiendrait dans un chantier équivalent où seul l'abatage serait mécanisé. Avec le soutènement marchant, l'avancement journalier de 3 à 4 m, déjà régulièrement atteint, semble loin d'être une limite.

Les communications de MM. LUCKIE et WRIGHT (Grande-Bretagne) se rapportent aux

soutènements mécanisés les plus communément employés en Grande-Bretagne. Ce sont : le Dowty Roofmaster, le Dobson Double-Two, la pile Seaman-Gullick, le cadre Wild Goal Post et le groupe Wild Gull Wing.

Le fonctionnement mécanique et hydraulique des appareils a déjà fait l'objet de descriptions détaillées. On s'attachera plutôt à l'aspect « contrôle du toit » des différents types de soutènements examinés. Le nombre croissant de tailles équipées de soutènement hydraulique en Grande-Bretagne justifie l'intérêt d'une telle comparaison. En septembre 1959, en effet, on compte dans les mines britanniques 37 tailles dont le soutènement est exclusivement assuré par des éléments de soutènement mécanisé et 28 tailles dans lesquelles il est assuré principalement de cette façon.

Dowty Roofmaster.

Le système consiste en des châssis constitués de socles rigides sur lesquels sont montés deux ou trois étauçons hydrauliques coulissants qui soutiennent des poutres rigides, toutes de même longueur.

Chacun des éléments est relié au convoyeur blindé par des vérins hydrauliques montés dans les socles. La figure 6 indique le dispositif de soutènement.

Chaque étauçon est capable de porter 20 t avec une pression interne maximum de 300 kg/cm². Pour donner un peu de liberté aux étauçons, on les munit

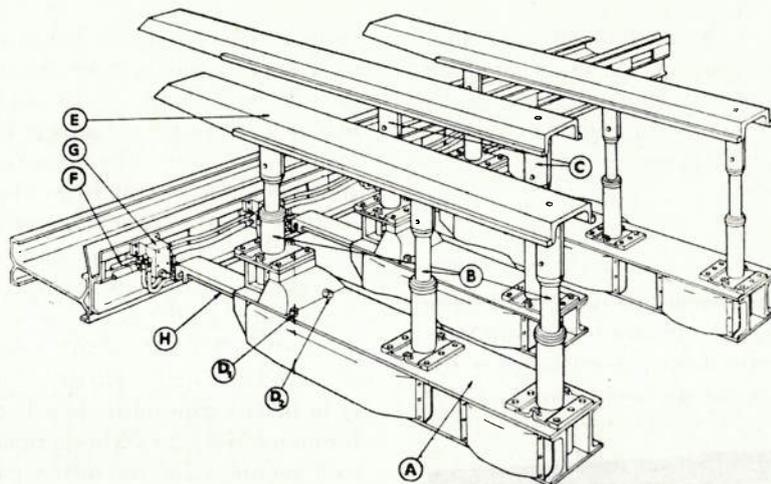


Fig. 6. — Eléments prototypes de Roofmaster.

de bagues en caoutchouc au contact des socles. Les poutres sont reliées aux étaçons par des attaches à cônes emboîtés. Les éléments à deux étaçons sont avancés aussitôt après le passage de la machine d'abatage et de chargement. L'étaçon frontal de l'élément à 3 étaçons se dresse en principe à 1,20 m du front de charbon.

Dobson Double Two.

Le système comporte deux châssis jumelés indépendants du convoyeur sur lesquels sont montés respectivement deux étaçons hydrauliques supportant des poutres rigides au toit. Celles-ci sont prolongées par des allonges articulées en porte-à-faux,

qui peuvent être serrées au terrain par des vérins hydrauliques disposés entre les poutres rigides. Les vérins sont reliés au circuit des étaçons (fig. 7).

Les étaçons coulisent à 25 t. Leur liaison avec le socle est assouplie par la présence de bagues en caoutchouc. Entre bête et étaçons, le jeu est assuré par un montage sur bille. La pompe commune envoie le fluide à 110 kg/cm² dans la taille. Des multiplicateurs de pression élèvent cette pression à 315 kg/cm², qui est précisément la pression de coulisement. Les multiplicateurs sont inclus dans l'étaçon avant. La progression des éléments est assurée par un vérin de ripage fixé entre deux cadres jumelés. Un cadre décalé avance en prenant appui

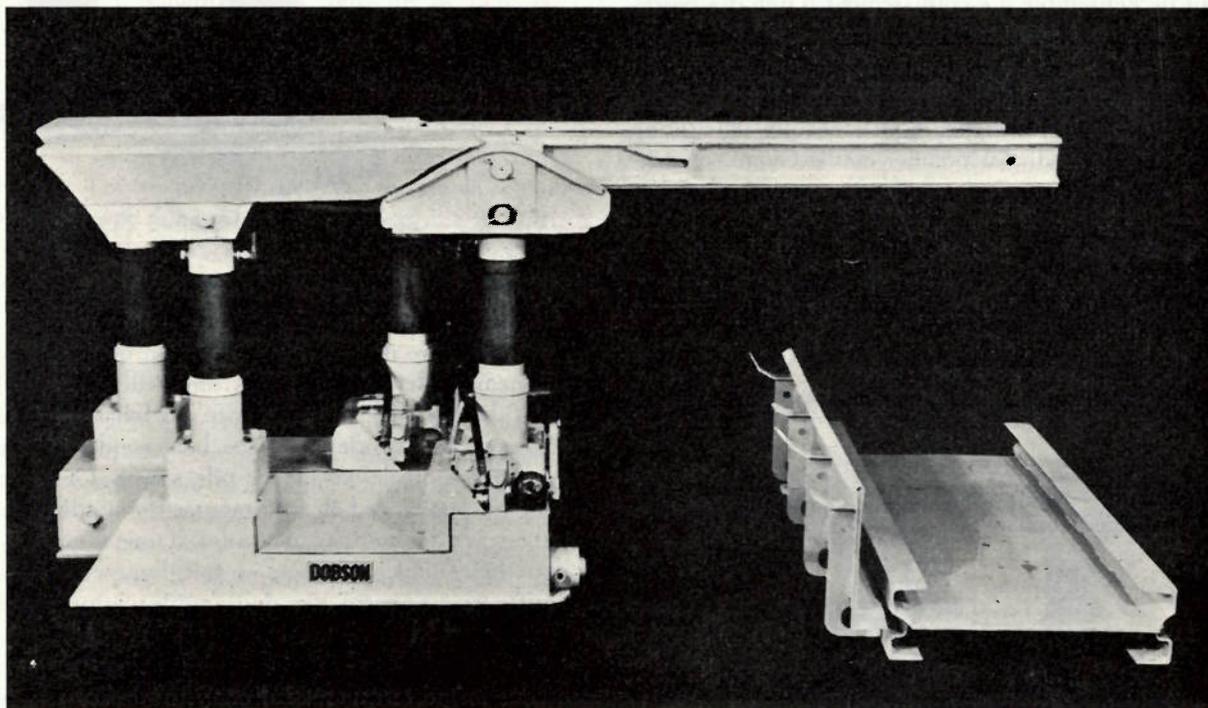


Fig. 7. — Soutènement marchant Dobson Double Two.

sur le second qui se hale à son tour en se servant du premier recalé entre épontes. De place en place dans la taille, un vérin supplémentaire permet de ripper le convoyeur et de donner à l'engin d'abatage la poussée nécessaire. L'étauçon avant se trouve à 1,4 m du front de charbon.

Pile Seaman-Gullick.

La pile standard pour couches de 0,80 m à 1,85 m est représentée à la figure 8. Toutes les installations actuelles sont de ce type. Les quatre étauçons hydrauliques sont noyés dans un socle imposant. Ce

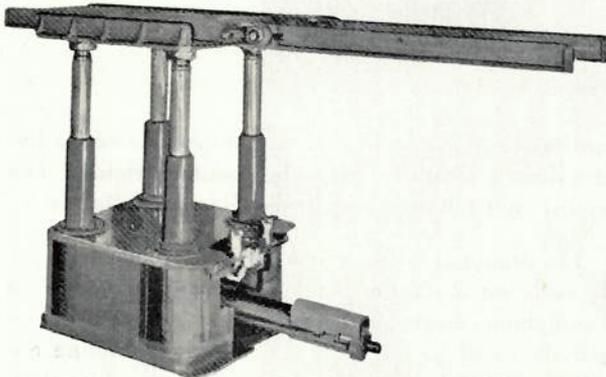


Fig. 8. — Pile H2 Seaman-Gullick.

soacle est attaché au convoyeur par un vérin de ripage hydraulique. Les étauçons sont surmontés d'une pièce métallique à laquelle sont fixées les allonges. Il y a 3 circuits hydrauliques : un pour chaque paire d'étauçons avant ou arrière et un pour le ripage. L'unique bloc vannes est attaché au devant de l'ensemble. Le coulisement d'une des paires d'étauçons se produit lorsque la charge totale sur cette paire atteint 60 t. La pompe d'alimentation a un débit de 22,7 litres/min à la pression de 70 kg/cm². Dans ces conditions, la résistance initiale d'une pile est de 11,2 t. Au premier coulisement, c'est-à-dire après un retrait total de 6 à 12,5 mm selon l'ouverture, la charge totale supportée par la pile est de 120 t. La pompe permet d'alimenter 80 piles.

Pile mécanisée Wild Desford du type Goal-Post.

L'élément de soutènement Goal Post comprend deux piles de 50 t montées sur des bases de grande

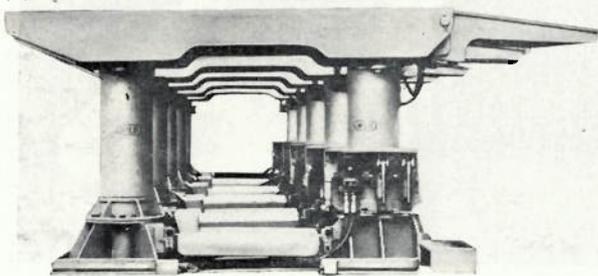


Fig. 9. — Soutènement Wild-Desford « Goal Post ».

surface reliées par des lames d'acier à ressort (fig. 9). Les deux piles supportent une bèle rigide unique de 1,80 m de longueur pesant près de 300 kg. Une bèle à l'avant est susceptible d'un déplacement vertical de $\pm 10^\circ$. Elle est actionnée par deux petits vérins dont le circuit hydraulique est le même que celui de la pile avant. Un vérin hydraulique à double effet est fixé, d'une part, à la base de la pile arrière et, d'autre part, au convoyeur. Ce vérin passe donc sous la pile avant où un tunnel est aménagé à cet effet. Il y a 3 circuits hydrauliques et 3 leviers de manœuvres. Un circuit commande la pile avant et la bèle ; un autre, la pile arrière et le troisième, les manœuvres du vérin de ripage. Toutes les vannes sont montées sur un même ensemble à l'avant de l'élément de soutènement. Les piles coulisent sous une charge réglée généralement à 50 t. L'énergie est fournie par une pompe débitant le fluide (eau + 2 % d'huile) à la pression de 70 kg/cm², ce qui donne une charge de pose de 45 t pour un élément de soutènement comprenant 2 piles.

Pile mécanisée Wild Desford du type Gull Wing.

Pour résoudre le problème qui consiste à conserver le maximum de soutènement pendant que l'on déplace les piles vers une nouvelle position, on a élaboré le Gull Wing (aile de mouette) ou système en tandem représenté à la figure 10.

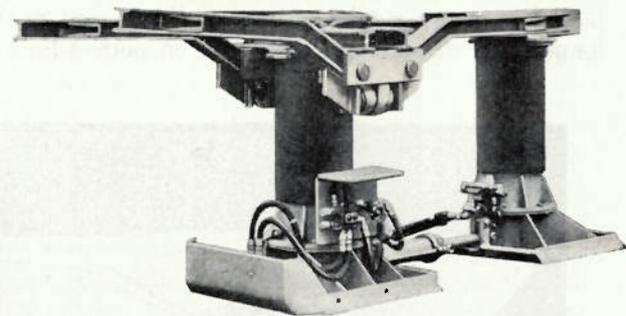


Fig. 10. — Soutènement Wild-Desford « Gull Wing » (aile de mouette).

L'unité de base est encore la pile hydraulique de 50 t. Il diffère du Goal Post par son mode de fonctionnement. Ici les deux piles sont reliées par un vérin à double effet. Par nécessité, les bèles de chaque pile sont indépendantes. Une bèle rigide se trouve dans l'axe au-dessus de la pile avant. De chaque côté, une paire de bèles est montée de manière particulière. A la manière des ailes d'une mouette, les deux bèles sont appliquées au toit, l'une vers l'avant, l'autre vers l'arrière par deux petits vérins hydrauliques. A la mise en place, la bèle centrale vient d'abord au toit, suivie des ailes de mouette. La pile arrière ne porte qu'un seul chapeau qui se prolonge jusqu'à l'extrémité du chapeau central de la pile avant. De toute façon, il ne faut pas perdre de vue

que le type de soutènement en question a ses limites d'application.

Soutènement Gullick GRS 5.

Le nouveau dispositif imaginé par M. Gullick comporte des piles triangulaires et des châssis à deux étançons (fig. 11).

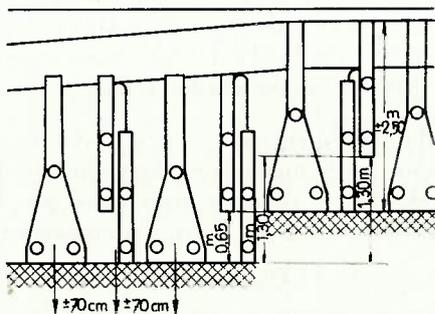


Fig. 11. — Méthode de soutènement pour une abatteuse-chargeuse mécanique trepanner en utilisant le système Gullick GRS 5.

Les éléments hydrauliques sont semblables à ceux de la pile Seaman bien que d'un diamètre plus grand. Les piles triangulaires ont une charge de pose de 22,5 t et une résistance au coulisement de 90 t. Un vérin à double effet est fixé au transporteur. Le soutènement en porte-à-faux est assuré par une longue bèle fixée à la pile triangulaire et appliquée au toit par un vérin hydraulique. Les cadres sont placés par paire entre les piles triangulaires. Leur charge de pose est de 15 t et le coulisement a lieu à 60 t. Chaque cadre possède sa bèle en porte-à-faux à serrage hydraulique. Il possède aussi un vérin à simple effet, relié au vérin du cadre voisin par un câble d'acier qui passe autour d'une poupée d'amarrage placée sur le transporteur. Pendant qu'un cadre est calé entre toit et mur, son vérin peut haler l'autre cadre aussi près du transporteur qu'on le désire. Chaque cadre avance à son tour. La séquence de l'avancement garantit un soutien efficace du toit pendant tout le temps de la progression de la taille.

Contrôle du toit.

On peut faire une critique au soutènement marchant. Le toit est soumis à des flexions alternées lors de la progression de la taille. Un point de l'atelier de travail est généralement déchargé, puis rechargé 4 à 6 fois avant de passer dans la zone de foudroyage. Avec le soutènement conventionnel, le toit n'est généralement pas ébranlé pourvu qu'on utilise des étançons hydrauliques et qu'on boise les étançons en quinconce et les bèles en triangle. C'est pourquoi les constructeurs cherchent des dispositifs de soutènement qui réduiraient les effets néfastes de flexions alternées.

Un constructeur applique une charge de pose équivalente à la charge de coulisement. Son but est de réduire la convergence et la dilatation des joints pour que le toit demeure intact. D'après M. Luckie, l'emploi de fortes charges de pose devrait être envisagé avec quelques précautions. Certains chocs sont susceptibles de causer en certaines circonstances une aggravation de la situation lorsqu'elle est déjà délicate avec le soutènement conventionnel.

Sans aucun doute lorsque les conditions varient, il faudrait pouvoir modifier les charges de coulisement. Des charges de coulisement plus faibles seraient plus avantageuses lorsqu'un toit immédiat tendre est surmonté de couches plus dures. Dans cette circonstance, une charge trop forte peut créer une surcharge du toit immédiat provoquant un écrasement et des ruptures graves. L'auteur se demande jusqu'à quel point on pourrait réduire les charges de coulisement et signale que le problème est examiné en ce moment.

Le soutènement marchant possède généralement de larges surfaces d'appui, très favorables à une bonne tenue des roches. Avec le soutènement non marchant, on observe souvent des concentrations exagérées de charges avec destruction du mur ou du toit. La résistance des roches est parfois faible dès l'origine. Parfois aussi, elle est amoindrie au cours du temps ou bien certains étançons supportent des charges exagérées par suite du relâchement d'étançons voisins. Le soutènement marchant garantit généralement une répartition homogène des charges dans l'espace et dans le temps. Les auteurs anglais estiment que de bons résultats peuvent être obtenus avec des bèles rigides, mais constatent qu'elles doivent avoir une solidité telle que leur hauteur devient insupportable dans les couches minces. Si le soutènement principal derrière le convoyeur est assuré par une bèle rigide, il faut pourtant protéger le convoyeur et une bèle articulée est indispensable à cet effet.

Lors du foudroyage, les débris de roches sont parfois envahissants et il est souhaitable de préserver le personnel et le matériel en suspendant des plaques d'acier du côté du foudroyage.

Du côté du front, l'espace disponible pour le personnel est parfois restreint. Le danger provient alors de la proximité du front de charbon et du risque de chute de gros blocs de charbon.

Il n'est pas douteux que des perfectionnements pourront être apportés aux divers types de soutènement actuellement en service. Leur étude montrera s'ils constituent une solution économique. En général, leur application a permis l'exploitation de couches qui jusqu'ici ne se prêtaient pas à une mécanisation avantageuse. De toutes façons, l'emploi du soutènement marchant doit se développer et progresser si l'industrie houillère veut soutenir la concurrence des autres sources d'énergie.

Film français sur le soutènement marchant Sahé-Somémi de Gardanne.

La Division Gardanne des Houillères du Bassin de Provence exploite la couche Grande Mine dont le toit calcaire est raide et d'un contrôle difficile par les procédés classiques.

Des essais de soutènement marchant hydraulique Sahé-Somémi ont montré qu'il est possible d'abandonner la technique des épis de remblai au profit du foudroyage total.

Le matériel est lourd et solide. Les piles coulissent à 48 t. Grâce à cette charge de coulissement élevée, le bas-toit est fracturé et tombe aussitôt après l'avancement des piles. Cet avancement est automatique pour un groupe de piles dès que la manœuvre de progression est commandée à la pile de tête de ce groupe.

Cet asservissement complique naturellement les circuits hydrauliques et rend le dispositif de soutènement coûteux, mais on peut dire que techniquement les chercheurs français ont réalisé un matériel d'avant-garde et de qualité remarquable. Le soutènement avance dès que la progression du rabot est suffisante.

La taille a une ouverture de 2,2 m et le mur est très résistant de sorte que le foudroyage est spectaculaire. La sécurité de l'atelier de travail est cependant complète du fait de la robustesse des éléments et de la bonne couverture du toit.

Ce film parfaitement réussi a vivement impressionné tous les Congressistes, non seulement par la qualité des prises de vues mais aussi par la belle tenue du toit et le haut degré d'automatisme.

B. — ETUDES SUR MODELES REDUITS

ESSAIS SUR SOUTENEMENT DE GALERIES

MM. JACOBI et EVERLING (Allemagne) étudient, sur modèles réduits, le comportement de différents types de soutènement de voies.

Des essais réalisés précédemment à l'échelle 1/50 ont montré une concordance qualitative des déformations obtenues en laboratoire avec celles constatées au fond. Pourtant, les conditions d'essais différaient notablement des conditions naturelles du fond de la mine. Les auteurs ont donc réalisé un appareil nouveau à l'échelle 1/10 qui leur permet d'approcher des caractéristiques des terrains et du soutènement. En même temps, les mesures sont facilitées (fig. 12).

Un premier essai est exécuté avec les seules contraintes verticales existant normalement à cette profondeur ; il est suivi d'un second qui tient compte des pressions verticales et des pressions horizontales. Dans ce deuxième cas, les mouvements observés coïncident avec les mesures faites par Hoffmann dans la couche Girondelle. Les mouvements horizontaux se transmettent jusque dans les galeries quand le toit est raide. Dans les roches plus fragiles, le toit se brise en taille, mais un refoulement au-dessus de la galerie peut aussi survenir. Sur la base de ces premières expériences, les auteurs ont conclu que leur banc d'essai convenait à l'usage prévu et ils ont poursuivi leurs travaux.

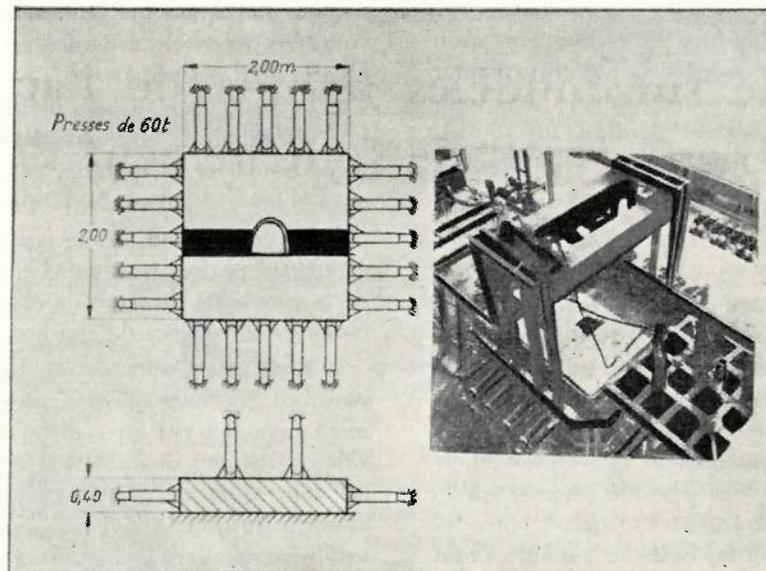


Fig. 12. — Banc d'essai sur modèles réduits pour le soutènement en taille et en galeries.

Ils ont procédé à des essais de comportement des galeries revêtues de la façon suivante :

1. Cintres rigides.
2. Cadres articulés sur piles de bois.
3. Voûtes sans soutènement.
4. Forme trapézoïdale sans soutènement.
5. Cintres coulissants en 3 pièces.
6. Cadres trapézoïdaux.

Les essais se déroulent de la manière suivante.

La galerie est creusée en couche horizontale sans qu'aucune charge soit appliquée au modèle. Le soutènement est placé dans la galerie.

On applique au modèle des charges verticales et horizontales et on mesure les mouvements et déformations des terrains et du soutènement. On relâche les pressions. On défruit la couche de charbon en bordure de la galerie.

On applique à nouveau des charges verticales et horizontales après avoir éventuellement renouvelé au préalable le soutènement détérioré lors de la première mise en charge.

On ne peut perdre de vue que le soutènement du modèle réduit est placé dans des terrains qui ne sont soumis à aucune contrainte : il n'y a pas de pression des strates sus-jacentes, telle qu'elle existe lors de la mise en place du soutènement en voies.

Lors des premiers essais, on a constaté que les bancs adhéraient trop solidement les uns aux autres et que les décollements et glissements de bancs ne pouvaient pas se produire. On a décidé de placer un certain nombre de films de paraffine dans les bancs du toit et du mur et on a obtenu de forts plissements des bancs vers le vide de la voie, comme on en observe dans les travaux miniers.

Dans les cas des cintres rigides, le soutènement a été déformé lors de la première mise en charge. On a enlevé ce soutènement au moment du défruitage. Les cintres placés après défruitage ont encore subi des déformations. Si le cadre avait dû subir la période de défruitage, il aurait probablement été détruit et aurait endommagé sérieusement les parois de la galerie.

Les cadres articulés sur piles de bois ont résisté à toutes les épreuves en maintenant à la galerie une section suffisante pour la circulation, le transport, l'aération et la sécurité.

La section en voûte sans soutènement résiste mieux que la section trapézoïdale sans soutènement.

Les cintres coulissants en 3 pièces ne résistent pas aux sollicitations préalables au défruitage : les pieds cassent. Si on défruit puis qu'on place un cadre neuf, ce cadre est détruit dès l'application des charges. Un pli en V se marque au-dessus de la galerie.

Dans des conditions analogues, les cadres trapézoïdaux n'ont pas résisté ; les bèles ne peuvent empêcher le fléchissement des bancs de toit et les montants se brisent sous l'effet des charges verticales.

ESSAIS SUR SOUTÈNEMENT DE TAILLES

M. ILSTEIN (U.R.S.S.) présente une note sur l'influence de la résistance du soutènement sur la pression des terrains dans les longues tailles.

Les constatations suivantes ont particulièrement retenu l'attention de l'auteur :

1) De nombreuses mesures ont été effectuées dans 46 tailles du bassin du Donetz en vue de déterminer les relations entre la convergence en taille d'une part et le nombre d'étaçons par mètre carré d'autre part. Des variations de densité allant jusqu'à 83 % n'ont pas influencé la convergence.

2) Une augmentation de la densité du soutènement de 60 à 80 % n'a pas eu non plus d'influence notable sur la charge des divers étaçons.

3) L'auteur estime qu'il est essentiel de déterminer la résistance optimale du soutènement à front et de définir le rôle et la destination des soutènements de cassure à la ligne de foudroyage.

En raison des multiples facteurs que font intervenir des conditions d'exploitation et géologiques différentes d'un chantier à l'autre, M. Ilstein croit utile de recourir à des essais sur maquettes (fig. 13).

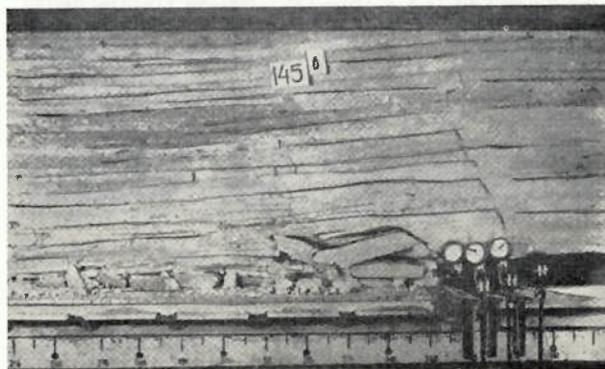


Fig. 13. — Vue d'ensemble du modèle.

4) En doublant la charge que le soutènement est capable de supporter, on n'a pratiquement pas modifié la convergence en taille, ce qui veut dire qu'au-delà d'une certaine charge, on ne peut guère s'opposer à la convergence. En-deçà d'une certaine résistance, on permet des décollements de bancs du bas-toit et on peut alors noter des convergences plus importantes. Une dislocation partielle des terrains du toit immédiat provoque un abaissement de la résistance du toit découvert et une réduction de la sécurité du travail. C'est pourquoi le but essentiel du soutènement à front n'est pas de prévenir tout mouvement des terrains, mais de maintenir les bancs inférieurs pour éviter leur dislocation à la suite de leur fissuration et du décollement entre bancs.

A cet effet, l'utilisation des étaçons hydrauliques donne invariablement un effet positif pour l'amélioration du toit en taille.

Avec des étançons hydrauliques coulissant à 20 t, il suffit en général de poser les étançons à raison de 0,7 à 1 par m² de surface de taille.

Une augmentation de la densité ou de la rigidité du soutènement pour les épontes dures conduit à un accroissement de la réaction totale du soutènement sans variation notable de l'affaissement et de la résistance du toit, et c'est pourquoi il n'est pas indispensable de la rechercher.

L'accroissement de la rigidité du soutènement pour des épontes tendres, lorsque les étançons pénètrent dans le mur ou dans le toit, provoque généralement une augmentation des déformations des épontes et ne contribue pas à diminuer les limites dangereuses du déplacement du toit.

Dans la plupart des tailles foudroyées, il n'y a foudroyage que de quelques bancs inférieurs dont l'épaisseur totale représente 1,5 à 3 fois la puissance de la veine. Ces bancs sont déjà disloqués et leur foudroyage modifie peu les mouvements en taille et les charges imposées au soutènement. Les piles de 50 t ne sont pas en état de modifier notablement cet état de choses. Si ces piles sont rigides, elles provoquent des contraintes locales qui contribuent à la dislocation du toit.

Dans les tailles influencées par la rupture périodique du haut-toit, les déplacements supplémentaires du toit au moment des affaissements et de la rupture des bancs supérieurs dépendent faiblement, dans la majorité des cas, de la résistance des soutènements à front et du soutènement de la ligne de foudroyage.

Lorsqu'on est en présence d'un toit raide et d'épontes extrêmement tendres, et que les déplacements du toit dépassent les possibilités de coulisse-

réduits qui confirment leur interprétation mathématique des mouvements qui se produisent dans un massif où des exploitations se poursuivent.

La géomécanique actuelle, dans ses applications aux problèmes miniers, se base en général sur la mécanique des milieux continus, en particulier, sur la théorie des milieux élastiques, plastiques ou autres milieux continus rhéologiques. Or, une série de phénomènes de mouvements observés dans la nature ou dans la pratique minière indiquent que la condition de continuité de la déformation — postulat fondamental de la mécanique des milieux continus — n'est pas respectée. C'est pourquoi les auteurs ont recherché un nouveau schéma mathématique des milieux rocheux. Ils se sont inspirés des théories stochastiques et ont appliqué leurs équations à des cas simples dont ils ont vérifié expérimentalement le comportement.

Le système de coordonnées est cartésien. L'axe des z est vertical, l'axe des x horizontal et l'axe des temps perpendiculaire au plan $x-z$. Si ΔS mesure un élément de surface perpendiculaire à l'axe des z et situé au point $P(x, z)$ et si ΔV est le volume du milieu considéré qui se déplace à travers cet élément pendant l'intervalle de temps $(t, t + \Delta t)$, on définit la limite :

$$w(x, z, t, t + \Delta t) = \lim_{\Delta S \rightarrow 0} \frac{\Delta V(x, z, t, t + \Delta t)}{\Delta S}$$

comme cuvette d'affaissement dont la dimension est celle d'un déplacement.

Si l'on admet l'hypothèse de la linéarité et le postulat de superposition que l'on vérifiera expérimentalement par la suite, on peut écrire :

$$w(x_2, z_2, t_2) = \int_{-\infty}^{t_2} dt_1 \int_{-\infty}^{+\infty} w(x_1, z_1, t_1) \varphi(x_1, z_1, t_1; x_2, z_2, t_2) dx_1 dt_1$$

où la fonction définit la densité de distribution du volume de la cuvette d'affaissement. L'équation intégrale de Smoluchowski :

$$\varphi(x, z, t; x_2, z_2, t_2) = \int_{-\infty}^{+\infty} \int_{-\infty}^{+\infty} \varphi(x, z, t; x_1, z_1, t_1) \varphi(x_1, z_1, t_1; x_2, z_2, t_2) dx_1 dt_1$$

ment des étançons métalliques, il est rationnel de placer une ligne de piles à larges surfaces d'appui et grande marge de coulissement ayant une résistance constante élevée, de 80 à 120 t.

Mais dans la majorité des tailles foudroyées, la densité, l'homogénéité et une résistance suffisante du soutènement à front ont une importance plus grande que l'utilisation de puissants soutènements spéciaux sur la ligne de foudroyage.

MAQUETTE POUR ETUDE DES CUVETTES D'AFFAISSEMENT

MM. BODZIONY, LITWINISZYN et SMO-LARSKI (Pologne) ont fait des essais sur modèles

admet des solutions continues et des solutions discontinues qui correspondent respectivement aux cuvettes d'affaissement régulières et aux éboulements se produisant dans des excavations minières (fig. 14).

Les auteurs ont fourni dans un mémoire séparé certaines solutions de problèmes spatio-temporels. Dans leur communication au Congrès, ils se limitent à des problèmes statiques. Les dérivées par rapport au temps disparaissent et la solution de base fournit les éléments de représentation de la cuvette provoquée par l'écoulement de sable par une fente étroite au fond d'une caisse. Les expériences ont été con-

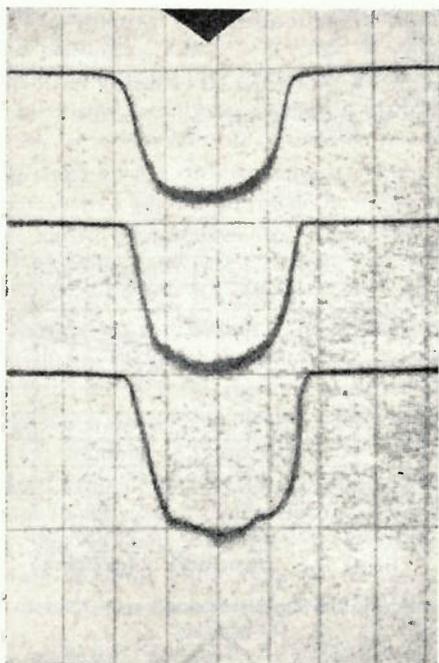


Fig. 14. — Cuvette d'affaissement (d'éboulement).

duites sur un tel modèle avec pour premier objectif de vérifier, dans ces conditions, l'hypothèse de linéarité et le postulat de superposition. Les auteurs ont observé que la nature du matériau (sec ou humide), la vitesse d'écoulement du sable, etc. ont une grande importance sur la forme des cuvettes.

Les principes de linéarité et de superposition ne sont donc valables que dans les limites étroites des conditions de l'expérience. En dehors de ce domaine, les principes ne sont pas conformes à la réalité. D'autre part, le calcul des solutions des équations proposées est laborieux. Les auteurs se sont attachés à en trouver des solutions par des méthodes analogiques faisant intervenir des circuits électriques. Ces circuits sont assez simples quand il s'agit de couches horizontales régulièrement stratifiées. On ne voit pas comment on pourrait envisager d'étudier à l'heure actuelle le cas des zones faillées. En ce qui concerne les couches plissées, les auteurs construisent actuellement un modèle analogique avec l'espoir de trouver ainsi les solutions des équations à intégrale transcendante.

Bien qu'aucune expérience n'ait été faite dans la nature permettant de décider dans quelle mesure, c'est-à-dire dans quel domaine, les principes de linéarité et de superposition sont valables, les auteurs estiment souhaitable de développer la théorie des mouvements de terrains dans le sens des équations non linéaires.

MAQUETTE POUR L'ETUDE DE LA PRESSION DES REMBLAIS EN VEINES PENTEES

MM. JAHNS et BRAEUNER (Allemagne) étudient l'influence du remblai sur le soutènement des

tailles et des voies en dressants. A cet effet, des mesures ont été effectuées au fond de la mine et comparées aux résultats d'essais réalisés en laboratoire sur un modèle reproduisant un tronçon de taille en dressant remblayé.

Le modèle consiste en un caisson parallélépipédique de 2×6 m et dont l'épaisseur a au maximum 0,80 m (fig. 15).

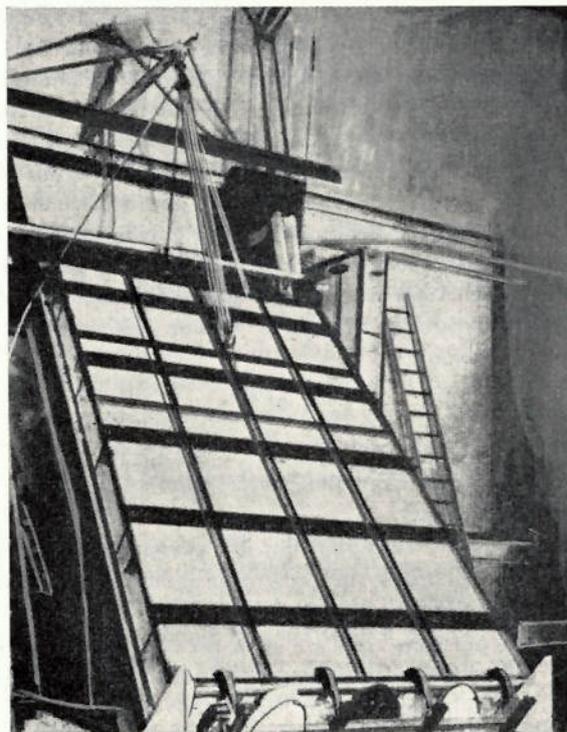


Fig. 15. — Mesure de la pression sur le fond du modèle A.

Le programme des études est le suivant :

- 1) Mesure de la pression exercée par du gravillon, versé en vrac dans un modèle réduit, vertical ou incliné sous divers angles, sur le fond de ce modèle placé perpendiculairement à la stratification.
- 2) Etudes des variations que subit la pression sur le fond du fait des propriétés du matériau de remblayage, de la déformabilité des parois latérales ou du fond du modèle réduit, et du fait des secousses imprimées au modèle.
- 3) Elaboration d'une formule grâce à laquelle on peut calculer, à partir de paramètres simples à déterminer, les valeurs mesurées sur le modèle de la pression sur le fond.
- 4) Elaboration des formules permettant de calculer la pression qu'exerce le gravillon sur les parois latérales du modèle placé sous n'importe quelle inclinaison, c'est-à-dire sur le toit, le mur et sur les parois frontales.
- 5) Evaluation des erreurs provenant du fait que les paramètres agissant au fond ne sont pas susceptibles d'être analysés de façon précise.

6) Contrôle des formules visées au 4) et des limites de l'erreur dont il a été parlé au 5) par des mesures faites au fond pour diverses épaisseurs et diverses inclinaisons du vide à remblayer.

7) Contrôle de l'influence de la convergence sur les valeurs calculées pour la pression.

Par suite d'un effet appelé « effet de silo », la pression imposée au fond du modèle s'élève d'abord rapidement au cours des premiers mètres de remplissage, puis ne s'élève pratiquement plus. Cette pression atteint donc rapidement une valeur intéressante pour le calcul. Cette valeur est maximum pour les dressants verticaux et est plus faible au fur et à mesure de l'inclinaison du modèle. Sa valeur dépend du rapport entre la surface et le périmètre de la section de remplissage. Pour la simplification des hypothèses, on admet que la pression sur les parois est directement proportionnelle à la pression sur le fond. Ceci n'est exact que si les parois sont tout à fait rigides. En cas de flexion des parois du fond, le rapport

$$\lambda = \frac{p_w}{p_s}$$

augmente (p_w = pression sur les parois ; p_s = pression sur le fond).

Pour étudier la répartition des pressions dans des enceintes inclinées, la base approximative la plus simple consiste à admettre que :

1) La pression verticale et la pression horizontale sont aussi, même pour des enceintes inclinées, des pressions principales dont le quotient est égal à λ .

2) Une partie du remplissage ayant la hauteur l suivant la pente, a , dans la direction de cette pente, la composante de poids $m \gamma \sin \alpha$.

3) Dans chaque section perpendiculaire aux couches, les valeurs de la pression au toit s'accroissent linéairement avec les valeurs de la pression au mur.

Ces hypothèses approximatives sont certainement grossières, mais elles se sont montrées utilisables pour des buts pratiques.

Dans ces conditions, la pression moyenne suivant le pendage devient :

$$pE = \frac{l m \gamma \sin \alpha (\sin^2 \alpha + \lambda \cos^2 \alpha)}{2 \operatorname{tg} \rho' [l(\cos^2 \alpha + \lambda \sin^2 \alpha) + \lambda m]}$$

et la pression horizontale agissant contre la paroi frontale verticale est en moyenne :

$$p_w = \frac{\lambda}{\sin^2 \alpha + \lambda \cos^2 \alpha} pE$$

avec les signes suivants :

l = longueur horizontale de la partie de silo remplie de remblais ;

m = largeur entre épontes ou ouvertures de la veine ;

γ = poids spécifique du matériau de remblayage ;

α = angle d'inclinaison par rapport à l'horizontale ;

ρ' = angle de frottement (externe) entre le matériau de remplissage et les parois.

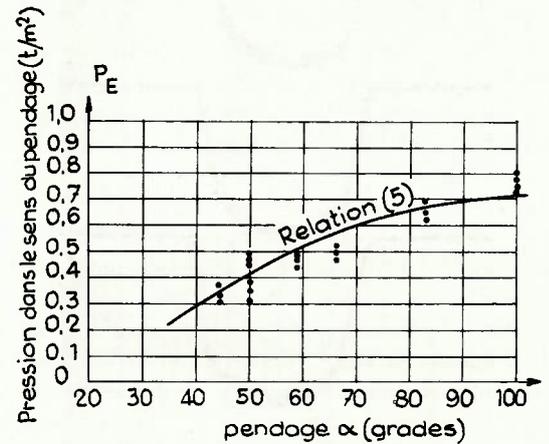


Fig. 16. — Variation de la pression sur le fond en fonction du pendage.

$l = 2 \text{ m}$; $m = 0,3 \text{ m}$; $\gamma = 1,5 \text{ t/m}^3$; $\lambda = 0,65$; $\operatorname{tg} \rho' = 0,42$

La courbe de la figure 16 montre les variations de la pression sur le fond en fonction du pendage, pour les conditions particulières de l'essai et notamment pour les valeurs suivantes des paramètres :

$l = 2 \text{ m}$; $m = 0,30 \text{ m}$; $\gamma = 1,5 \text{ t/m}^3$; $\lambda = 0,65$; $\operatorname{tg} \rho' = 0,42$.

La courbe calculée représente avec assez d'exactitude la moyenne des points marqués qui correspondent aux mesures effectuées sur le modèle réduit. La question décisive est de savoir si ces « formules pour modèles » permettent de calculer la pression du remblai au fond de la mine.

Les auteurs se proposent de vérifier cette applicabilité par des mesures au fond en couches fortement pentées. Une première expérience a été faite dans une exploitation oblique en veine Zollverein 8, de 60 degrés de pente et de 0,7 m de puissance. On a pu mesurer les pressions et le fléchissement des parois en bordure du remblai. Les valeurs des pressions calculées et mesurées concordent bien. Il reste encore à vérifier, par d'autres essais dans la mine, la relation admise entre la pression sur le fond du réservoir et le fléchissement de cette plaque de fond.

En conclusion, les auteurs estiment que le remblai donne lieu à l'effet de silo, que les pressions engendrées peuvent être mesurées sur des modèles réduits, que leur valeur peut être exprimée par des courbes calculées pour ces modèles et que ces lois sont valables dans la mine.

ETUDE DES CONTRAINTES DANS LES PILIERS ET DANS LES PLANCHES DE CHARBON LAISSEES AU TOIT DES CHAMBRES

M. TROUMBATCHEV (U.R.S.S.) a entrepris des recherches expérimentales par photo-élasticité sur la répartition des contraintes dans les piliers hé-

térogènes et dans les planches de charbon laissées au toit des chambres. Après le traçage des chambres, ces contraintes et leur répartition dépendent d'une série de facteurs, tant naturels que d'exploitation : composition et propriétés des terrains encaissants, nature du charbon des différents bancs composant le massif, paramètres géométriques de la méthode d'exploitation, ordre de traçages des chambres, profondeur de l'étage exploité, etc...

L'auteur étudie l'état de tension de la planche de charbon laissée au toit lorsqu'on modifie son épaisseur pour divers rapports du module d'élasticité du charbon (E_2) et des terrains encaissants (E_1) et suivant qu'il y a ou non cohésion entre les bancs du modèle. Le modèle se composait de deux bancs représentant respectivement le terrain encaissant et le charbon. Deux rapports entre les modules d'élasticité ont été choisis : $E_2/E_1 = 3,6$ lorsque le combustible minéral était supposé le plus dur et $E_2/E_1 = 0,66$ dans le cas contraire. On a pu établir que l'état de tension d'une planche est déterminé dans une forte mesure par son épaisseur, par le rapport des modules d'élasticité du charbon à celui des terrains encaissants et par les conditions de contact entre eux. En effet, la position de la fibre neutre, la répartition et la valeur des contraintes de traction et de compression dépendent dans une large mesure des paramètres cités ci-dessus.

L'auteur a procédé à d'autres essais sur modèles photo-élastiques. Il a étudié la répartition des efforts et des déformations dans des piliers non homogènes. Six cas ont été envisagés :

1) Entre la planche et le pilier existe une inter-

calation de module d'élasticité plus faible et garantissant un bon contact avec le pilier. Cette intercalation joue alors le rôle d'un joint égalisant jusqu'à un certain point la charge qui s'exerce sur le pilier.

2) En l'absence de cohésion au contact de l'intercalation avec le pilier et la planche, il se produit dans le pilier des contraintes de traction notables qui réduisent la force portante de ce pilier.

3) L'intercalation est située à mi-hauteur du pilier et, du fait de la cohésion entre cette intercalation et le matériau du pilier, des contraintes horizontales de compression apparaissent dans l'intercalation et des contraintes horizontales de traction apparaissent dans le pilier. Au contact de l'intercalation et du pilier, la valeur maximum de la contrainte de traction se situe au centre du pilier.

4) Pour une intercalation située à mi-hauteur et en l'absence de cohésion au contact du pilier, on observe les mêmes phénomènes mais les contraintes sont moindres car l'intercalation peut se déplacer relativement librement du côté des travaux.

5) Pour une intercalation située à la sole du pilier et en présence de cohésion entre l'intercalation et le mur, la répartition des contraintes est analogue à celle que l'on observe quand l'intercalation est située au toit.

6) S'il n'y a pas de cohésion entre le pilier et le mur, il apparaît au contact des contraintes de traction. Les effets de l'intercalation sont analogues à ceux produits lorsqu'elle est placée en couronne.

En conclusion, l'auteur considère que la méthode photo-élastique est très efficace pour la recherche des contraintes autour des galeries d'exploitation.

C. — CARACTERISTIQUES DES ROCHES

Les coefficients de résistance des roches à la compression et à la traction, ainsi que le module d'élasticité et le nombre de Poisson, ont une importance fondamentale pour l'étude des pressions de terrains.

Si on admet que les roches sont homogènes, isotropes et parfaitement élastiques, la pression horizontale due à la pesanteur vaut

$$p_2 = \frac{p_1}{m - 1}$$

où m est le nombre de Poisson et p_1 est égal au poids de la colonne de terrain à l'aplomb du point.

Pour connaître le comportement des roches, il faut les étudier dans les domaines élastiques et plastiques. Les analyses au moyen de la théorie de l'élasticité sont utiles, car elles sont toujours susceptibles de fournir un point de départ logique aux théories sur les pressions du terrain autour d'un vide.

Pour étudier le comportement d'un soutènement quelconque ou l'efficacité d'un engin d'abatage du charbon, il importe d'effectuer des essais « in situ ».

Mais les roches constituant les épontes et le charbon étant très hétérogènes latéralement et en profondeur, les essais sont soumis à trop de facteurs variables pour qu'on puisse tirer des conclusions définitives. Il importe donc d'effectuer préalablement des essais en laboratoire sur des blocs prélevés dans le fond. Un autre facteur défavorable des essais dans le fond est l'impossibilité de faire varier à volonté et instantanément tous les facteurs du soutènement.

ESSAIS SUR ROCHES

MM. HORIBE et KOBAYASKI (Japon) ont étudié en laboratoire les variations des modules de Young et le nombre de Poisson sur des échantillons de grès fin en pression uniaxiale et triaxiale.

La figure 17 montre l'appareil utilisé pour les essais triaxiaux.

On veille soigneusement à ce que la pression de confinement demeure constante au cours de l'essai. Les déformations axiales et latérales sont mesurées

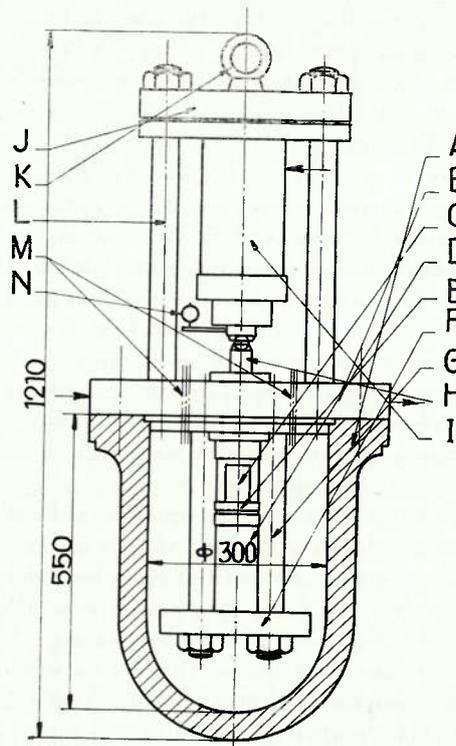


Fig. 17. — Schéma de l'appareil d'essai sous pression tri-axiale.

au moyen d'extensomètres collés sur les échantillons de roche.

Les auteurs définissent la contrainte différentielle comme étant la différence entre la contrainte axiale et la contrainte de confinement.

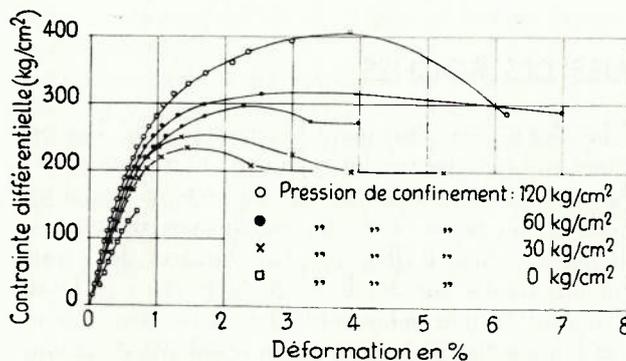


Fig. 18. — Courbes : contrainte différentielle - déformation du grès Iwaki dans des essais de compression sous diverses pressions de confinement.

La figure 18 donne les courbes de déformation en fonction de la contrainte différentielle pour diverses pressions de confinement.

Cette figure montre que le comportement plastique du grès tendre soumis aux essais se marque déjà sous une pression de confinement de 30 kg/cm².

Le module de Young augmente avec la pression de confinement, tandis que le nombre de Poisson diminue.

Le nombre de Poisson décroît aussi quand augmente la pression différentielle et se rapproche de 2 qui est la valeur théorique de la substance parfaitement plastique. Mais la vitesse de décroissement diminue quand la pression de confinement augmente. Dans ce cas-ci, la valeur du nombre de Poisson varie de 18 à 2. Il semble donc que le nombre de Poisson diminue lorsque la profondeur augmente.

La résistance à la compression des grès tendres étudiés augmente de 250 à 300 % sous la pression de confinement de 120 kg/cm² par rapport à une pression uniaxiale.

La différence entre la tension de rupture par traction et la tension de rupture par compression diminue avec l'augmentation de la pression de confinement ; ceci explique que les surfaces cisillées des éprouvettes soumises à l'essai de double cisaillement apparaissent plus unies lorsque la pression de confinement augmente.

M. PROTODIAKONOV (U.R.S.S.) a élaboré une série de méthodes simples et rapides de déterminations des caractéristiques mécaniques des roches sur des échantillons de forme irrégulière.

Par suite de l'hétérogénéité des roches, on obtient des dispersions très importantes dans leur résistance ; pour une valeur moyenne de 100, on peut avoir des résistances allant de 20 % jusqu'à plus de 200 %.

Des études ont montré que, pour obtenir la résistance moyenne d'un échantillon de roche avec une précision égale en utilisant pour les essais des échantillons de forme régulière ou irrégulière, il faut doubler le nombre d'essais dans ce dernier cas.

Les essais ont lieu sur des échantillons de 0,5 à 1,50 cm³ ; la préparation de ces échantillons demande environ 100 fois moins de travail que celle des cubes ou des cylindres.

Pour obtenir la contrainte de résistance à l'écrasement σ_1 , dans le cas de blocs irréguliers, on divise la pression totale d'écrasement par le volume de l'échantillon à la puissance 2/3.

La relation entre σ_1 et la contrainte σ obtenue sur des échantillons de forme régulière est :

$$\sigma_1 = 0,19 \cdot \sigma$$

Pour effectuer des essais de traction, l'auteur entoure le bloc irrégulier de béton en ménageant un anneau libre dans le béton comme l'indique la figure 19.

Les essais effectués par l'auteur ont permis d'établir qu'il existe des relations entre toutes les propriétés mécaniques des roches, résistance à la traction, compression, cisaillement. Pour déterminer ces relations, avec une certaine précision, les essais doivent avoir lieu sur un grand nombre d'échantillons et sur des roches dont les propriétés mécaniques diffèrent nettement les unes des autres pour que la

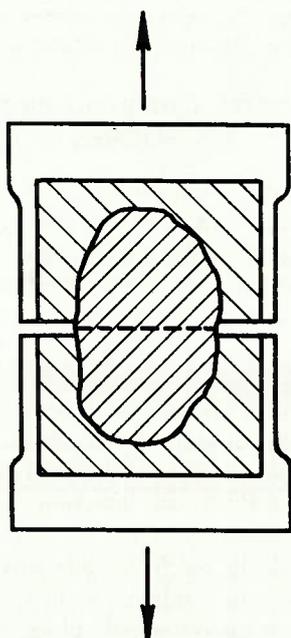


Fig. 19. — Dispositif d'essai de traction d'échantillons de forme irrégulière.

gamme de variation de résistances soit de beaucoup supérieure à la valeur de la dispersion des données expérimentales. La figure 20 montre les liaisons entre deux coefficients de résistance de deux roches de nature différente.

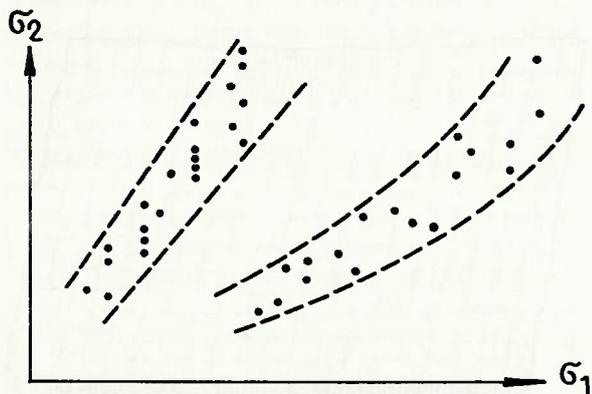


Fig. 20. — Liaison entre les coefficients de résistance des terrains miniers.

ETUDE DU RABOTAGE

M. POMEROY (Grande-Bretagne) a étudié en laboratoire l'influence de la pression des terrains sur

le rabotage du charbon. Il serait fort utile cependant de connaître les contraintes réelles auxquelles le charbon est soumis dans les tailles pour pouvoir effectuer des essais systématiques en surface. Ces contraintes sont fort variables d'un endroit de la taille à l'autre. Il serait possible toutefois de réaliser des essais de rabotage au fond en faisant varier le contrôle du toit dans la taille et dans l'arrière-taille. Mais l'effet de ces variations sur les contraintes auxquelles le charbon est soumis ne peut actuellement être déterminé avec certitude.

L'auteur réalise un rabotage « simulé » dans des blocs de charbon soumis à des charges de compression uniaxiale. Ces essais sont effectués sur une dizaine de types de charbon qui couvrent la gamme de ceux qu'on rencontre en Grande-Bretagne ; on fait varier systématiquement la profondeur d'entaille et la pression exercée sur le charbon.

On mesure la composante de la force exercée par le couteau du rabot sur le charbon. La figure 21 donne un exemple d'enregistrement des variations de charge au cours d'une passe.

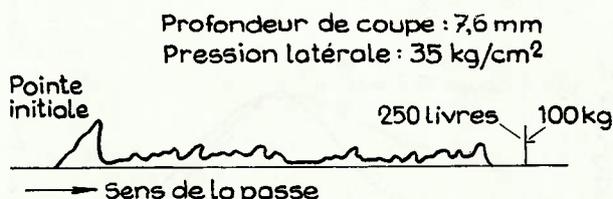


Fig. 21. — Exemple d'enregistrement des variations de la charge au cours d'une passe.

La figure 22 montre les relations trouvées entre la force moyenne de rainurage et la contrainte latérale.

Pour le charbon de la couche Meadow, on constate que l'effort à exercer pour « rainurer » le charbon passe par un maximum pour une contrainte latérale d'environ 30 kg/cm². Il semble donc qu'à cette contrainte toutes les fissures parallèles aux plans de stratification sont refermées, mais qu'elles se rouvrent sous l'effet de contraintes plus élevées. Pour des contraintes très élevées, le charbon se rompt, de lui-même sous l'effet de la contrainte uniaxiale.

Il en est de même pour le charbon de Deep Duffryn où l'effort de rainurage est maximum pour environ 45 kg/cm² pour des profondeurs de coupe dépassant 10 mm.

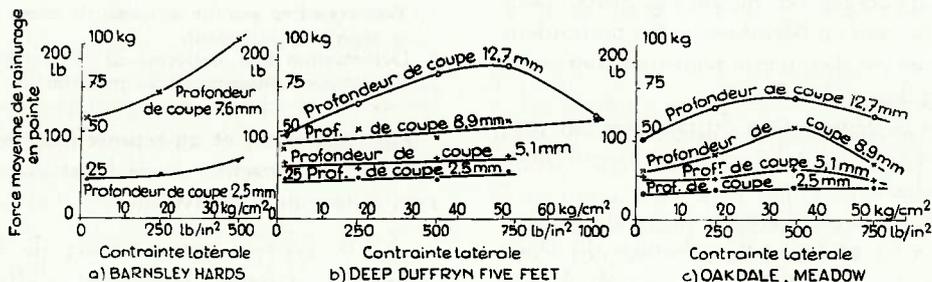


Fig. 22. Relations entre la force moyenne de rainurage en pointe et la contrainte latérale.

Pour le charbon de Barnsley Hards, l'effort de rainurage semble augmenter continuellement avec la contrainte latérale dans la gamme des contraintes essayées et rien n'indique qu'il soit possible d'atteindre un maximum.

Les essais ont montré l'importance du clivage sur la facilité d'abatage du charbon. Pour une même profondeur de coupe et pour une même contrainte latérale, l'effort de rainurage à exercer ne varie guère avec la dureté du charbon, quand la fréquence des clivages est supérieure à 1,5 par cm, tandis que cet effort augmente quand les charbons sont moins clivés.

En faisant croître uniquement la contrainte latérale, l'effort de rainurage à exercer n'augmente que légèrement pour les charbons peu clivés, mais l'augmentation est plus forte pour les charbons fort clivés.

Par conséquent, l'importance des clivages, en ce qui concerne la réduction des forces de rainurage en pointe, augmente avec la profondeur de coupe, mais diminue avec la pression des terrains sus-jacents.

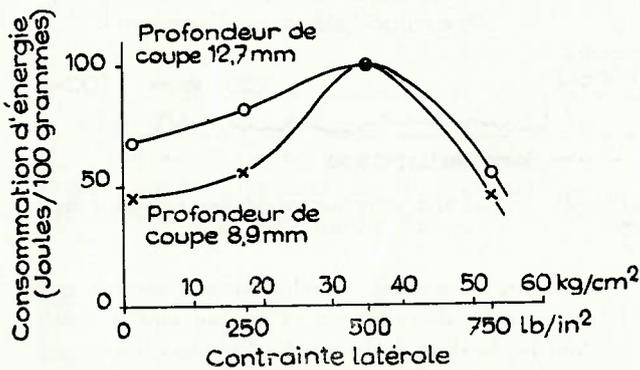


Fig. 23. — Relation entre la consommation d'énergie et la contrainte latérale pour le charbon de Meadow à Oakdale.

La figure 23 donne la variation de la consommation d'énergie avec la contrainte latérale pour le charbon de la couche Meadow. On voit qu'il existe une contrainte latérale pour laquelle la consommation d'énergie est maximum pour diverses profondeurs de coupe.

Par contre pour une même contrainte latérale, il existe une profondeur de coupe pour laquelle la consommation d'énergie est minimum. Ainsi pour le charbon de la couche Meadow, cette profondeur de coupe optimum est de 8,9 mm pour une contrainte latérale de 17,5 kg/cm².

Il semble que la dégradation du charbon par production de fines soit liée à l'énergie nécessaire pour fragmenter le charbon.

Des essais effectués par l'auteur, on peut conclure que, lorsqu'on veut pratiquer le rabotage du charbon, il faut utiliser des méthodes de contrôle du toit qui, ou bien maintiennent les contraintes de culée

voisines de zéro, ou bien provoquent des contraintes suffisamment élevées pour fracturer le charbon.

MOUVEMENTS LENTS OU BRUSQUES DES ROCHES

M. ZNANSKI (Pologne) a effectué une série d'essais de compression sur des cylindres de différentes roches pour retrouver les conditions nécessaires à la production de coups de charge.

Les roches soumises au poids des terrains surincombants, à des pressions tectoniques résiduelles ou aux surcharges des travaux miniers, accumulent de l'énergie potentielle élastique. Lorsqu'on crée une excavation, il se produit des changements dans la répartition et dans la densité de l'énergie avec transformations de celle-ci, en fonction du lieu et du temps.

Par suite de la surcharge due aux travaux miniers, les roches ont tendance à fluer vers les vides en se divisant en un système de blocs. Ces blocs ont le plus souvent la forme de polyèdre et sont de dimensions quelconques, liés les uns aux autres par des forces de cohésion variables.

C'est l'existence de ces blocs séparés, constituant les parois des excavations, qui a donné l'idée à l'auteur d'une analogie entre l'étude de l'état mécanique du milieu et les essais de compression des éprouvettes de roches.

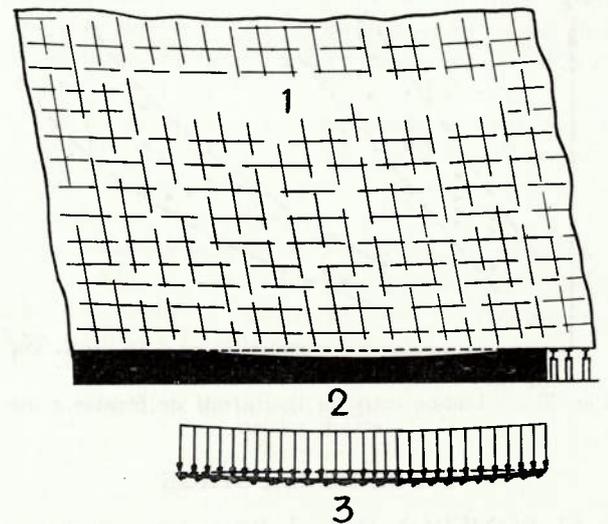


Fig. 24. — Schéma illustrant l'affaissement et la pression sur la couche d'un toit à consistance de blocs.

1. Toit constitué par un système de blocs pas très grands, se séparant facilement.
2. Déformation non uniforme de la couche.
3. Répartition uniforme de la pression du toit.

Les figures 24 et 25 représentent les deux cas limites de la structure et de l'état mécanique du terrain entourant l'excavation :

- 1) Un système peu compact de blocs pas très grands, se séparant facilement, s'affaisant sur la couche d'une manière non uniforme, mais exerçant

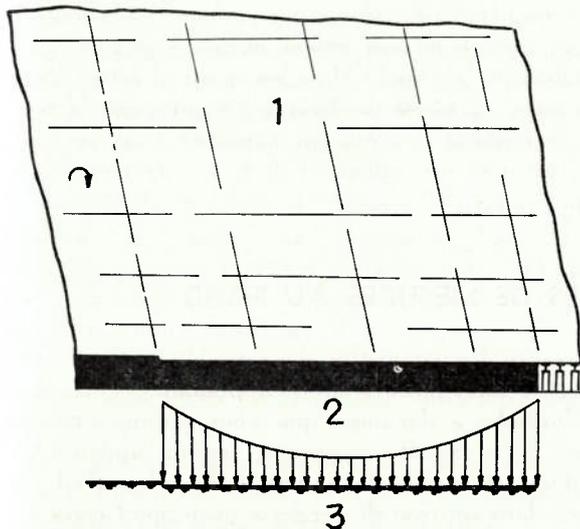


Fig. 25. — Schéma illustrant l'affaissement et la pression sur la couche d'un toit à consistance monolithique.
 1. Toit constitué de très gros blocs à caractère monolithique.
 2. Déformation uniforme de la couche.
 3. Répartition non uniforme de la pression du toit.

une pression uniforme, voisine du poids unitaire du système (fig. 24).

2) Un système compact, cohérent et rigide de blocs relativement grands, s'affaisant en quelque sorte comme un bloc unique, la charge étant alors transmise non uniformément sur la couche (fig. 25).

Pour certaines roches, la désagrégation à la rupture est brutale, tandis que pour d'autres les déformations à la rupture sont lentes.

La figure 25 correspond au cas où des coups de charge peuvent se produire.

L'auteur donne les conditions limites des deux cas :

- couches se perturbant de façon continue et lente ;
- couches à coups de charge.

Des coups de charge peuvent se produire dans le cas où le charbon ne peut fluer latéralement par suite de sa structure, de la nature des épontes et de la pression due à la pesanteur et aux travaux miniers.

Le charbon des couches à coups de toit se caractérise par :

- a) Un degré suffisant d'uniformité macroscopique, de compacité et de cohésion de la structure.
- b) Une compressibilité élastique relativement élevée.
- c) Une résistance apparente élevée à la compression lors de la désagrégation, résistance dépassant notablement la résistance réelle.

Sous l'effet des surcharges, la couche se divise en blocs de dimensions finies, mais suffisamment grandes. Par suite de l'impossibilité d'expansion latérale, les blocs de charbon emmagasinent une grande réserve d'énergie élastique jusqu'au moment où commence la désintégration des blocs comprimés, avec possibilité de projection des fragments avec une grande accélération.

POINÇONNAGE DES MURS

M. JENKINS (Grande-Bretagne) a étudié au laboratoire et au fond le poinçonnage des murs des couches de charbon. Il définit la portance d'un mur comme l'effort appliqué nécessaire pour produire la première fissure. Cette force portante dépend de la nature du mur, de la forme et de la surface de la base des étançons.

Les essais de laboratoire ont confirmé la théorie et montrent que la portance en kg/cm² d'une semelle décroît avec la surface dans le cas de matériaux avec cohésion, mais que par contre elle croît dans le cas des matériaux sans cohésion.

La figure 26 donne la variation de la portance en kg/cm² en fonction du diamètre de la base pour le cas de sables meubles, de gypse et d'anhydrite.

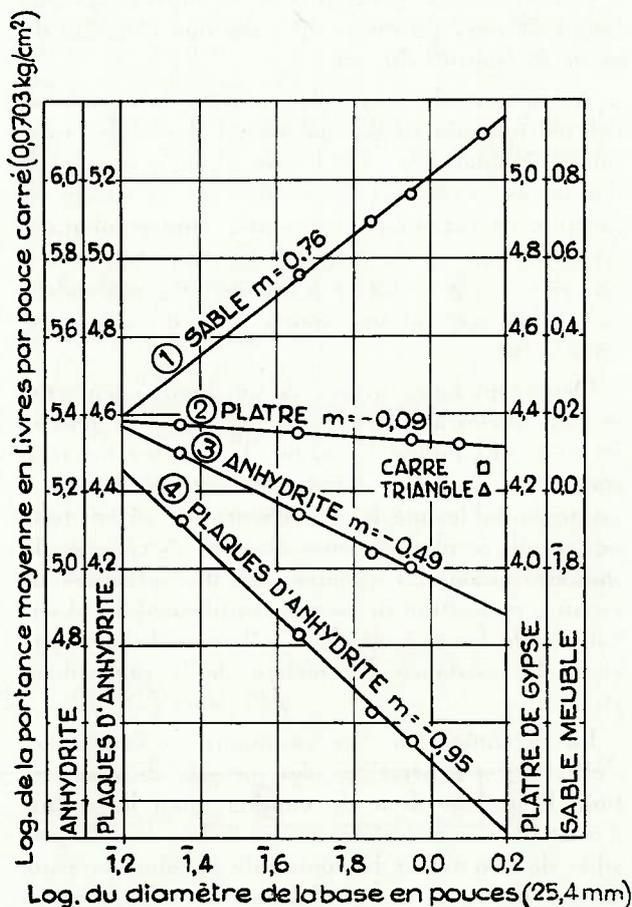


Fig. 26. — Relations entre la portance et le diamètre d'une base circulaire plate dans les essais de laboratoire à petite échelle.

La portance en kg/cm² est proportionnelle au diamètre de la semelle à la puissance m ; m varie de 1 pour un matériau sans aucune cohésion, à - 1 pour le matériau mou avec cohésion.

Dans le cas d'utilisation de semelles carrées, la force portante est diminuée d'environ 15 % ; les bases triangulaires produisent des réductions légèrement plus grandes encore que les bases carrées.

Les essais effectués dans le fond ont confirmé la théorie et les essais de laboratoire.

Pour une base de dimensions déterminées, la portance est la meilleure quand on peut avoir une répartition uniforme de la charge. Le contact uniforme peut être réalisé en insérant un matériau mou entre la semelle et le mur. On pourrait aussi façonner la

base de l'étau pour que le contact sur la totalité de sa surface ne soit obtenu qu'après une certaine déformation du mur. Mais les essais effectués avec des bases en forme de dôme ont montré que la portance a plutôt diminué qu'augmenté dans ce cas ; ceci provient probablement de la nature inégale du mur.

D. — APPAREILLAGES ET METHODES DE MESURES AU FOND

Un des problèmes principaux qui se pose aux mineurs est la connaissance des contraintes autour des excavations pour pouvoir adopter le soutènement adéquat et réduire ainsi les dégâts causés par les mouvements inévitables des roches entourant l'excavation.

Ces pressions peuvent être modifiées par une bonne découpe du gisement et par une variation du mode de contrôle du toit.

Avant tout, il importe de connaître la répartition des tensions autour des galeries et des tailles existantes. Jusqu'il y a peu de temps, on se contentait d'observer le comportement différent du terrain en fonction de variations tectoniques, stratigraphiques, d'exploitation ou de découpe. Ce qui était vrai à un certain siège et même à une certaine profondeur se révélait souvent une source d'erreurs dans une mine voisine.

Depuis quelques années, de nombreux chercheurs se sont attelés à étudier scientifiquement le problème de la mécanique des roches. Ces recherches n'en sont encore qu'à leur début mais, pour progresser, il est souhaitable que les chercheurs des divers pays ne travaillent plus en ordre dispersé. A ce sujet, la standardisation des appareils ou des méthodes de mesures permettrait de comparer utilement les observations de façon à déceler l'influence de la dureté et de la résistance des roches, de la profondeur, etc...

La détermination des variations de contraintes s'effectue en général par des mesures de déformation. Il importe donc de mesurer aussi le module d'élasticité des matériaux ou des roches. Il n'est possible de déterminer la contrainte absolue en paroi de galerie ou à courte distance de celle-ci qu'en supprimant les contraintes par forage ou d'autres procédés. Divers procédés peuvent être utilisés pour cette recherche, soit par plaques photo-élastiques, soit par vérins plats, soit par extensomètres à fils résistants.

Les variations de contraintes à l'intérieur du massif n'ont pu être mesurées efficacement jusqu'ici que par l'intermédiaire d'appareils logés dans des trous de sonde forés en charbon ou en roches.

La détermination des contraintes par les variations de diamètre de trou de sonde requiert la con-

naissance des paramètres élastiques du matériau étudié et la direction des efforts appliqués.

Coutinho a démontré que, sous certaines conditions, la contrainte enregistrée par un appareil en contact étroit avec le matériau dans lequel il est placé dans un trou de sonde, a un rapport constant avec la contrainte dans le matériau en question. Il a montré que, pour autant que le rapport des modules d'élasticité de l'appareil et de la roche soit supérieur à 4, la relation entre les contraintes dans l'appareil et la roche est indépendante des paramètres élastiques de la roche environnante.

Les recherches des contraintes dans la zone entourant immédiatement les vides sont nécessaires pour le soutènement immédiat de tels vides, mais une connaissance suffisante de la répartition des contraintes à distance et de la façon dont elle varie au cours du temps et de l'exploitation, est indispensable pour avoir les données empiriques nécessaires à la bonne découpe du gisement.

MM. DENKHAUS et HILL (Afrique du Sud) ont étudié la zone fracturée qui entoure les excavations minières dans les mines d'or du Witwatersrand. Cette zone fracturée de roches est entourée par la masse rocheuse intacte et vierge.

Pour préparer l'étude ultérieure de la répartition des contraintes en amplitude et en direction, les auteurs essayent de connaître la configuration de la zone fracturée.

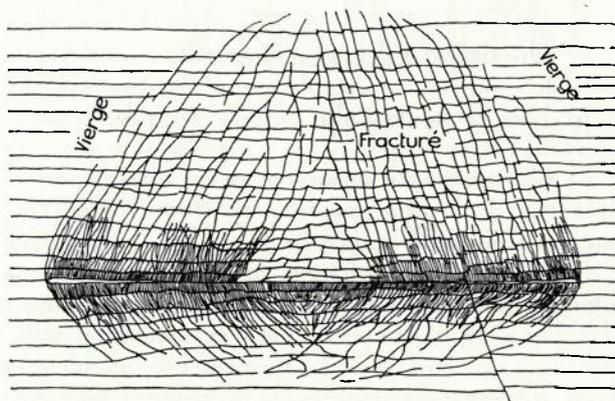


Fig. 27. — Croquis schématique de la zone fracturée probable autour d'une excavation en roche sédimentaire dure à grande profondeur.

La figure 27 donne un schéma de la zone fracturée probable autour d'une excavation en roche sédimentaire dure à grande profondeur. Cette zone est constituée par des blocs formés par des plans de rupture au cisaillement et à la traction provoqués par l'exploitation.

L'étude de la limite de la zone fracturée a été faite par observation visuelle en parois des galeries, par des mesures optiques au périscope dans des trous de sonde, par l'étude des carottes de sondages, par ultrasons et par capsules de mesures.

Les capsules de mesures ont montré qu'il existe, en avant du front, une zone d'accroissement de la contrainte située à environ 4,50 à 9 m du front.

Des essais photo-élastiques en laboratoire ont montré l'incidence des fissures dans l'augmentation des tensions de compression et de traction.

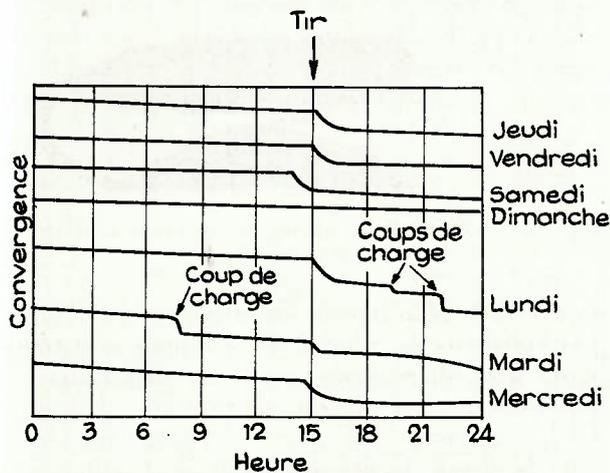


Fig. 28. — Exemples d'enregistrement de convergence dans un chantier d'abatage, montrant l'accroissement graduel de la convergence avec le temps et les convergences brusques dues au tir et aux coups de charge.

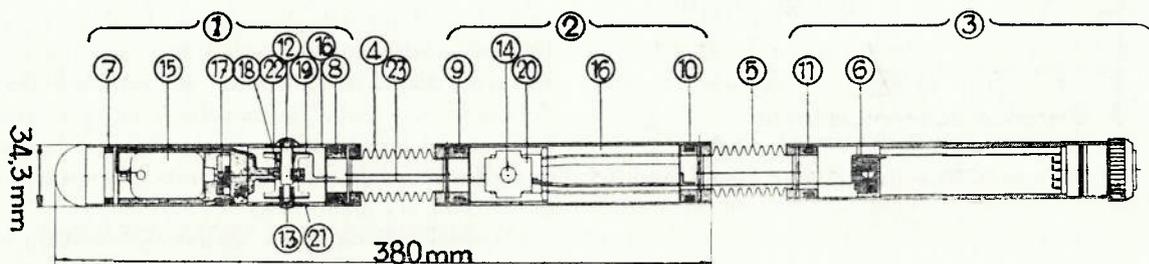


Fig. 29. — Élément de mesure de déformation avec extensomètre à résistance.

La figure 28 donne la convergence mesurée dans un chantier d'abatage ; ce diagramme montre l'accroissement graduel de la convergence avec le temps et les convergences brusques dues au tir et aux coups de charge. La convergence graduelle avec le temps fait suggérer l'idée d'un fluage d'ensemble. Des mesures absolues ont montré que, dans la zone où les mesures de convergence ont été faites, 40 % de la convergence sont dus au soulèvement du mur.

M. LEEMAN (Afrique du Sud) a mesuré les variations de contraintes provoquées par les exploitations dans les mines d'or du Witwatersrand. Il a mesuré les variations de diamètre de trous forés dans la roche au moyen de 3 appareils de types différents, soit des appareils Maihak et des appareils dont les lectures se font par l'intermédiaire d'extensomètres à fils résistants et par des transformateurs différentiels à noyaux variables.

La figure 29 donne une coupe d'un appareil de mesures de déformation de trous avec extensomètre à résistance. Cet appareil consiste en 3 parties réunies par soufflets métalliques. Deux broches opposées situées dans le corps 1 mesurent les variations verticales du trou, tandis que les deux broches du corps 2 mesurent les variations horizontales. Le déplacement des broches de mesures qui sont au contact des parois du trou produit une déformation des anneaux de mesures sur lesquels sont fixés des extensomètres dont on mesure les déformations au moyen d'un pont de Wheatstone.

Il n'est pas facile de déterminer les variations de contraintes verticales en fonction de la déformation du trou. L'auteur applique la formule :

$$P_x = 0,350 \frac{E \cdot u}{D}$$

où P_x est la pression verticale
 E le module d'élasticité
 u la variation du diamètre vertical
 D le diamètre initial du trou.

D'après les premiers essais effectués, il semble que la contrainte verticale est pratiquement constante entre 27 et 7,50 m en avant du front de taille. La contrainte croît ensuite rapidement jusqu'à environ

3,50 m, moment où les appareils ont cessé de fonctionner par suite d'un aplatissement des trous.

M. SUZUKI (Japon) a mis au point deux systèmes de capsules dynamométriques qui sont scellées au moyen de ciment dans des trous de sonde. Des extensomètres collés sur un disque donnent les variations de tensions provoquées par les déformations du trou.

Pour pouvoir interpréter les mesures faites aux extensomètres, il faut étalonner l'appareil par des essais en laboratoire.

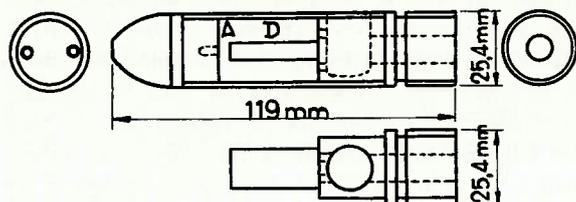


Fig. 30. — Capsule dynamométrique du type obus.

La figure 30 montre la capsule dynamométrique de type obus où un extensomètre est collé sur la surface A, tandis que l'extensomètre de compensation est collé sur la surface D. Les variations de contrainte produisent une déformation de la surface A de la capsule.

Les résultats des mesures effectuées par l'auteur sont fort divergents. Il semble cependant que l'effet d'un changement de contrainte produit par l'approche d'une longue taille peut se manifester parfois jusqu'à 100 m en avant du front. Dans la plupart des cas, on constate des variations ondulatoires de la pression. La figure 31 montre d'abord un accroissement de la contrainte à 22 m du front de taille, puis celle-ci reste à peu près constante jusqu'à 7 m, elle diminue ensuite pour finalement s'accroître très rapidement à 2 m du front.

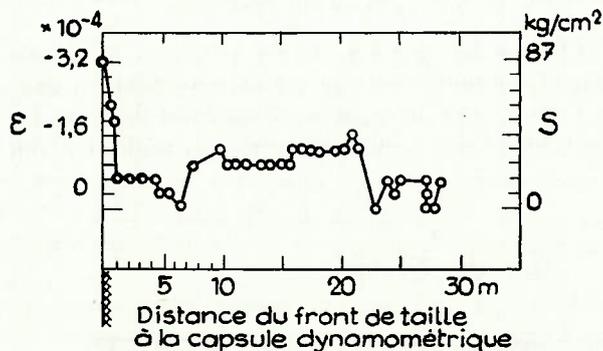


Fig. 31. — Déformation enregistrée par la capsule dynamométrique en fonction de la distance au front de taille (Exemple 1).

Le même auteur a mesuré la charge reprise par des étaçons métalliques dans des longues tailles au moyen de capsules dynamométriques placées en tête des étaçons. Les mesures sont faites au moyen d'extensomètres. On constate que les charges varient souvent par sauts, ce qui indique que le toit casse soudainement au cours du déhouillement.

D'autres essais ont encore été faits pour mesurer les charges reprises par les montants d'un cadre métallique en voie de chantier. En terrain vierge, il existe des contraintes relativement élevées autour de la voie qui croissent durant une dizaine de jours.

La charge est plus grande sur les montants amont que sur les montants aval. L'influence de la taille sur le soutènement de la voie se fait sentir à environ 50 m de la taille en activité.

M. MAY (Canada) décrit deux appareils qu'il a mis au point pour la mise des variations de tensions dans des trous de sonde ; l'un de ces appareils mesure des contraintes uniaxiales et l'autre des contraintes biaxiales.

L'appareil de mesures de contraintes uniaxiales consiste en deux corps semi-cylindriques séparés par un liquide (fig. 32). Les pressions verticales par

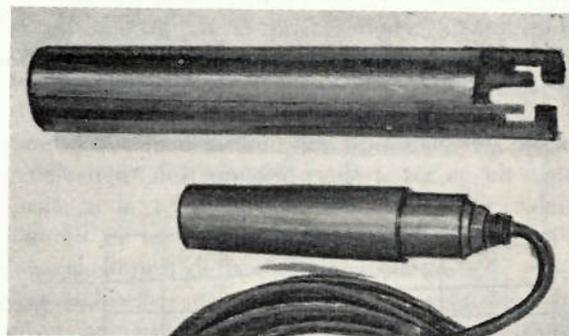


Fig. 32. — Appareil de mesure de contrainte uniaxiale et manchons.

rapport à ce plan liquide sont reportées sur celui-ci. Les variations de pression de ce liquide sont transmises à un diaphragme sur lequel sont collés des extensomètres. La variation de résistance de ceux-ci est lue au moyen d'un pont de Wheatstone. On limite le degré de déformation d'un diaphragme à 0,1 % pour ne pas fausser les lectures des jauges au cours des essais de longue durée.

Pour garantir un contact parfait entre l'appareil de mesures et la roche, il faut exercer une précontrainte sur l'appareil de mesures. Celle-ci est obtenue en construisant l'appareil avec une conicité de 1° sur les flancs et en plaçant, à l'extrémité du trou de sonde, une paire de manchons en acier présentant une conicité intérieure de 1° pour l'emboîtement. La précontrainte est obtenue en chassant l'appareil dans ses manchons.

Des essais pratiques en laboratoire ont montré que l'erreur maximum a été de 12 %. Des essais de stabilité des extensomètres ont présenté, en laboratoire et dans le fond, un écart maximum de 1,4 kg/cm².

L'auteur a utilisé un enduit plastique métallique pour sceller l'appareil dans le trou de sonde.

Des mesures absolues des contraintes ont été faites en forant par carottage autour de l'appareil et en mesurant les variations de tensions.

L'auteur met au point un appareil pour déterminer les contraintes biaxiales en mesurant les variations des diamètres intérieurs d'un cylindre introduit dans un trou de sonde.

MM. POTTS et TOMLIN (Grande-Bretagne) ont aussi mis au point un appareil de mesures à insérer dans des trous de sonde. Cet appareil ressemble fort à celui réalisé au Canada.

Mais ici les auteurs veulent réaliser une précontrainte initiale dont la valeur est à peu près égale à celles supposées préexistantes. Car dans plusieurs problèmes de mécanique des terrains, on considère que la connaissance de l'emplacement des zones de détente ou d'expansion, à l'intérieur de la masse rocheuse, a autant d'importance que celle des zones de contraintes élevées. Cette précontrainte est obtenue au moyen d'un poussoir hydraulique qui est introduit dans le trou, accouplé à l'appareil de mesures au moyen de goupilles de cisaillement. La nature et le diamètre de ces goupilles doivent être choisis en fonction de la pression de précontrainte choisie.

Le serrage de l'appareil dans le trou se fait généralement sans aucune injection de scellage par suite de la valeur élevée de la précontrainte qui ferait fluer le ciment ou la matière plastique.

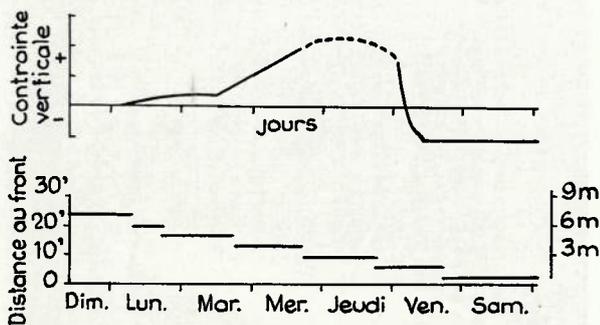


Fig. 33. — Résultats donnés par un appareil de mesure des contraintes dans une taille d'une mine de houille, en fonction de la distance du front.

La figure 33 donne les résultats des mesures de contraintes dans une taille en fonction de la distance

du front. On constate une augmentation des contraintes à partir de 4,50 m en avant jusqu'à 1,65 m du front, moment où la charge est tombée en dessous de la charge de départ.

M. van DUYSE (Belgique) étudie l'influence d'une taille sur un réseau de boueaux sus-jacents, ainsi que les charges reprises par le revêtement des voies de pied, revêtues de cadres articulés.

On mesure :

a) les déplacements absolus en niveau et en direction des divers boueaux parallèles, obliques et perpendiculaires au front de la taille, ainsi que de la voie de pied de la taille ;

b) la convergence d'une série de doublets placés dans les divers boueaux et voies de chantiers ;

c) le décollement des bancs dans le paquet des terrains entre la couche et les boueaux ;

d) les sollicitations statiques induites par la taille en mouvement dans les anneaux en claveaux et dans le béton au moyen de plaques de vernis photo-élastiques, d'extensomètres à résistance, de vérins plats et de mesure d'écrasement des intercalaires placés entre les claveaux ;

e) les charges reprises par les piles de bois dans les voies de chantier ;

f) les variations de charge à l'intérieur du massif à l'aide de stressmeters identiques à ceux décrits par MM. Potts et Tomlin ;

g) les charges reprises par les remblais.

La taille a démarré au début de 1960.

Ces essais permettront de se rendre compte des pressions subies par le revêtement des boueaux et des voies de chantier. Pour certains boueaux, les mesures ont été faites depuis leur creusement un an ou deux avant le passage de la taille.

Les chiffres obtenus permettront d'étudier éventuellement de nouveaux systèmes de revêtement pour les boueaux et les voies de chantier.

On pourra ainsi mesurer la forme et l'importance de l'onde de pression précédant la taille.

E. — OBSERVATIONS ET MESURES DANS LES VOIES

MESURES AVEC EXTENSOMETRES A RESISTANCE

MM. de REEPER et BRUENS (Pays-Bas) ont mesuré les charges sur les soutènements métalliques en galeries à l'aide d'extensomètres à fils résistants.

Aux Pays-Bas, à faible profondeur (jusqu'à 500 m), le soutènement des voies de chantier est généralement constitué de cadres trapézoïdaux rigides en vieux rails avec, du côté de la partie exploitée, une rangée de solides piles de bois équarris et une file de buttes de cassage (fig. 34).

Ce procédé, disent les auteurs, permet de rejeter en dehors du gabarit de la voie la cassure principale

qui se forme généralement en bordure d'une zone exploitée.

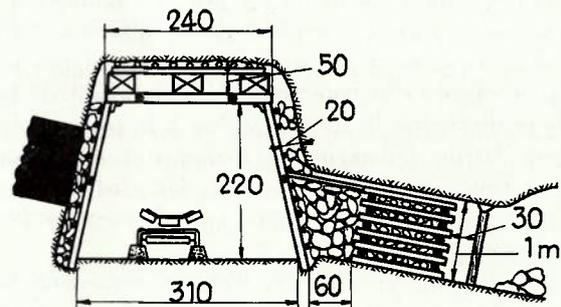


Fig. 34. — Soutènement normal de la section de mesures.

Les piles de bois constituent le véritable soutènement de la voie du fait qu'elles ne subissent qu'un écrasement de 15 % (soit une convergence de 15 %) pour une charge de 120 t.

Dans la galerie où les mesures ont eu lieu, la convergence fut de 17 cm pour une veine de 1,30 m d'ouverture malgré la moins bonne qualité des piles de bois utilisées.

Les cadres métalliques rigides ont pu absorber cette convergence sans déformations apparentes grâce à l'écrasement du garnissage en bois et à l'enfoncement des montants dans le mur de la galerie.

Quand les conditions de terrains sont moins favorables, les auteurs estiment qu'il faut utiliser un soutènement beaucoup plus rigide pour que la cassure n'atteigne pas la galerie.

Inichar est d'avis que ces procédés sont valables à faible profondeur et dans des conditions de terrains particulièrement favorables. Si les charges augmentent comme c'est le cas à plus grande profondeur et si les roches sont molles, la création d'appuis très rigides en bordure de la zone exploitée est nuisible à la tenue de la voie.

Les essais avec murs latéraux en lourds claveaux de béton (dont la résistance à la compression atteint 1.000 kg/cm^2), exécutés en bordure des zones exploitées, ont amené des concentrations de charge telles que les roches du toit et du mur s'écrasent et se pulvérisent sous l'action des charges. Les bancs n'ont plus aucune cohésion, les poussées latérales et le soufflage du mur s'intensifient, les bancs de roche se disloquent et le soutènement de la voie est complètement détruit.

INFLUENCE DU MODE DE CREUSEMENT ET DE SOUTÈNEMENT SUR LE COMPORTEMENT D'UNE ROCHE

MM. STASSEN et LIEGEOIS (Belgique) ont montré par deux exemples tirés de la pratique, l'un en plateure, l'autre en gisement penté à 30° , comment une même roche pouvait avoir un comportement très différent suivant le mode de creusement et de soutènement adopté.

Par mode de creusement, il faut entendre par exemple que la voie est creusée en avant ou en arrière de la taille, que l'exploitation est symétrique ou non, qu'une basse-taille est prise en bordure de la voie ou non, que le remblai est compact ou non.

Dans le gisement penté à 903 m de profondeur, le fait de creuser la voie 10 à 12 m en avant de la taille et de limiter la zone exploitée à la paroi de la galerie détruit tellement les roches qui entourent l'excavation que les soutènements les plus forts et les plus denses sont impuissants à contenir les poussées (fig. 35).

La fausse-voie au contraire distante seulement de 12 m de la précédente, creusée en arrière de la taille et protégée par deux bons épis de remblais latéraux,



Fig. 35. — Brèche de recarrage dans la voie de base à 55 m du pied de taille. Tronçon en cadres Toussaint-Heintzmann posés sur claveaux lourds.

tient sans soutènement grâce à l'affaissement symétrique et uniforme des bancs du toit qui peut s'opérer sans contrainte (fig. 36).

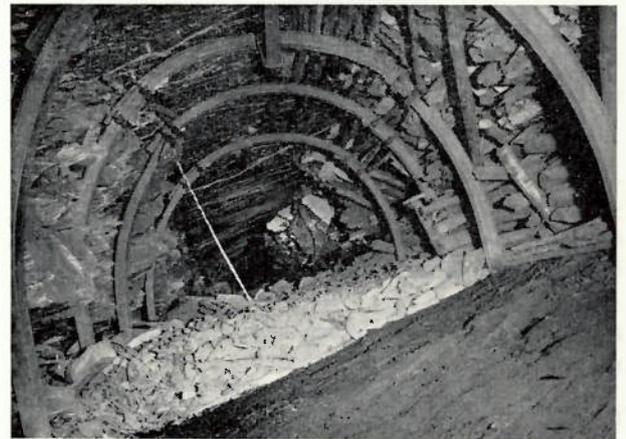


Fig. 36. — La fausse-voie vue de la taille vers l'arrière. La dalle de toit tient sans soutènement.



Fig. 37. — Tronçon en cadres articulés sur piles de bois photographié 7 mois après la pose. Les piles sont fort écrasées. La voie reste belle sans entretien.

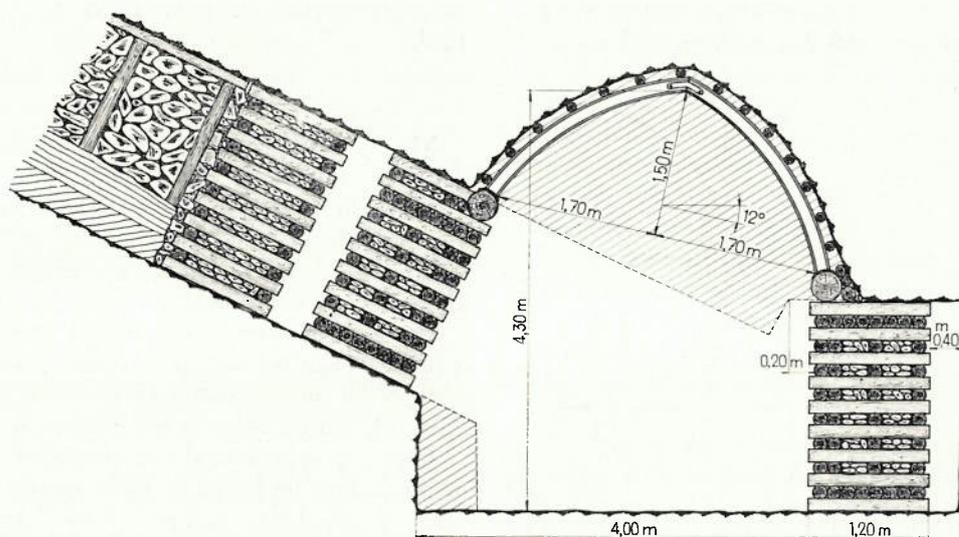


Fig. 38. — Revêtement en cadres articulés sur piles de bois dans la voie de base d'une taille en couche pentée de grande ouverture ($26^\circ - 2,10$ m).

Ces bancs ont conservé une bonne cohésion parce qu'ils ont franchi la zone surchargée qui précède la taille alors qu'ils étaient soutenus par le massif en place. Le creusement définitif de la voie en arrière des fronts, la prise d'une basse-taille, l'utilisation de solides piles de bois bourrées de pierres à large surface d'appui aux épontes et l'adoption de cadres articulés, placés entièrement dans le toit de la veine ont permis de conduire la voie sans recarrage et sans entretien (fig. 37).

La disposition particulière adoptée par les piles de bois dans la basse-taille a permis d'étendre aux gisements pentés cette technique bien connue dans les plateaux (fig. 38).

En conclusion des nombreux essais effectués par Inichar, le mode de creusement et de soutènement des voies de chantier dans les gisements constitués de roches tendres doit s'inspirer des grandes règles ci-après :

1) Il faut éviter de creuser les voies en avant de la taille, zone surchargée. Il se produit sans doute, pour toutes les roches qui se trouvent en avant de la taille, une déformation et une fracturation causées par cette surcharge et par les mouvements corrélatifs, mais la triple étreinte fournie par le massif en place constitue un appui qui évite les désordres graves.

Par contre, s'il y a excavation, les désordres sont inévitables dans tous les cas où la roche de paroi a une résistance inférieure à la surcharge.

2) Il faut éviter de faire subir aux roches des efforts anormaux et permettre au terrain du toit de s'affaisser en bloc en même temps que les terrains adjacents, en gardant leur compacité. On obtient ainsi un puissant linteau naturel. Il faut en conséquence rejeter, en dehors du gabarit de la voie, la cassure qui naît inévitablement en bordure d'un panneau exploité.

3) Si les roches du mur sont tendres, il faut éviter l'enfoncement non contrôlé des supports de soutènement. Ceci provoque en effet l'aspiration, et partant, la flexion et la fracturation des roches du toit. D'autre part, le mur poinçonné perd toute cohésion et gonfle. Un soutènement trop dur peut aussi causer de graves désordres en s'opposant à un affaissement uniforme du toit et en le détruisant par poinçonnage. Le remblai et les piles de bois bourrées de remblai au parement de la voie répondent à ces objectifs de protection du toit et du mur dans les cas difficiles.

4) L'affaissement inéluctable du toit doit être lent de façon que la flexion longitudinale inéluctable soit faible et que la roche du toit conserve son intégrité, aussi bien dans le sens longitudinal que dans le sens transversal. Le soin apporté à la confection du remblai et des piles bourrées du remblai est donc un élément de la bonne tenue du toit.

La roche mal traitée par flexion, cisaillement, poinçonnage, est l'ennemie du mineur. Elle pèse sur son pauvre soutènement artificiel, le soulève, le bouscule et le détruit.

La roche bien traitée est l'alliée du mineur, elle lui apporte toute sa résistance pour constituer le soutènement naturel et puissant des voies de chantier.

Il nous appartient de choisir.

LOIS DE CONVERGENCE EN VOIES

Les très nombreuses mesures de convergence effectuées dans un grand nombre de voies de chantiers des différents bassins français ont conduit M. SCHWARTZ (France) et ses collaborateurs à énoncer des lois simples qui permettent de prévoir, à partir de quelques mesures, les mouvements à longue échéance en n'importe quel point de n'importe quel chantier à n'importe quel instant. L'auteur

distingue entre les voies creusées en terrain vierge et les voies influencées par une taille en exploitation.

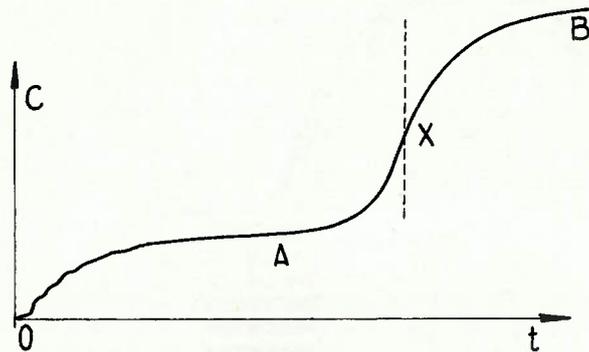


Fig. 39.

Cependant d'une manière générale, la forme des courbes de convergence en fonction du temps peut être représentée par la figure 39. Elle comprend respectivement 3 phases :

- OA phase de creusement dans une voie indépendante d'une taille
- AX phase correspondant à l'influence de la taille avant son passage
- XB phase correspondant à l'influence de la taille après son passage.

Lors de la phase creusement, la convergence n'est fonction que des caractéristiques des premiers bancs. A l'approche de la taille, elle est égale à la somme de 2 termes dont l'un, le plus important, correspond à une gaine de terrains très affectés par l'expansion, c'est-à-dire également aux premiers bancs, et l'autre aux terrains sus-jacents.

Ces bancs supérieurs n'ont que peu de personnalité par rapport aux premiers.

En arrière de la taille, la convergence est surtout fonction de la puissance de la couche (W) et d'un facteur (q), dit de remblayage, dont les valeurs va-

rient en fonction du mode de contrôle de l'arrière-taille.

BOULONNAGE

M. SCHUERMAN (Allemagne) utilise le boulonnage pour lutter contre la détente des terrains constituant les parois des galeries. L'auteur décrit quelques beaux cas d'application du boulonnage des roches au renforcement des parois des galeries dans des gisements inclinés entre 30° et 90°.

Les soutènements généralement utilisés dans les voies de chantier sont placés sans préserrage et ils n'opposent une résistance efficace aux poussées que quand le garnissage et le remplissage se sont écrasés.

Ceci implique donc des mouvements et des déformations dans les bancs de roche voisins de l'excavation, ce qui détruit la cohésion des terrains et leur enlève toute aptitude à supporter des charges. Pour éviter des désordres, les roches ont été renforcées par une série de boulons d'ancrage de 1,80 m à 2 m de longueur. Les boulons ont le grand avantage d'être mis en place avec un bon préserrage et ont pour effet d'éviter les glissements de bancs et de les armer pour résister aux efforts de traction.

Pour l'ancrage des tiges, l'auteur recommande l'emploi de résines synthétiques à durcissement rapide. Celles-ci sont contenues dans des ampoules de 30 cm de longueur dont l'enveloppe est en résine phénolique mélangée à une grosse proportion de sciure de bois.

L'ampoule contient du sable quartzéux, une résine de polyester, un réactif accélérateur et un mince tube de verre contenant le réactif durcisseur (fig. 40). La cartouche est introduite au fond du trou et maintenue par 2 anneaux en matière spongieuse. La tige du boulon est introduite à son tour à l'aide d'un marteau-perforateur et le mouvement de rotation pulvérise l'ampoule. Les éléments constitutifs

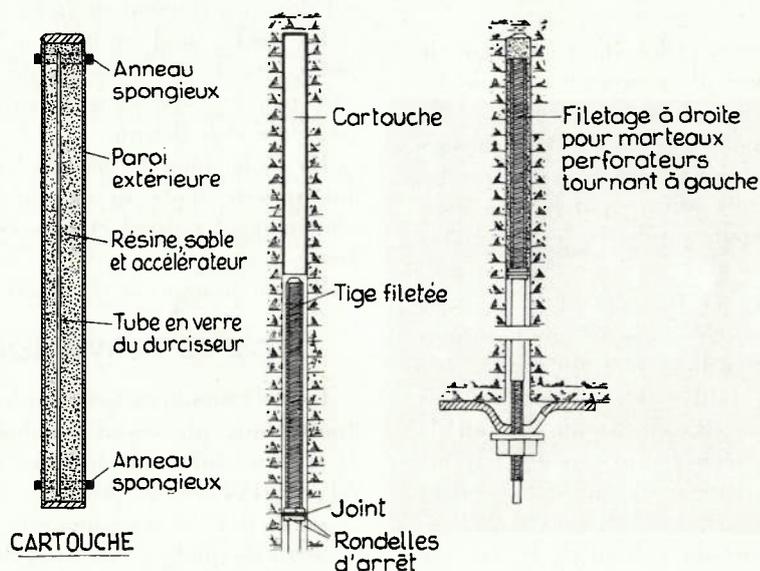


Fig. 40. — Boulons d'ancrage scellés à la résine synthétique. Principe de la mise en place.

sont ainsi intimement mélangés, ce qui déclenche le processus de durcissement. Un anneau d'étanchéité, fixé sur la tige du boulon d'ancrage, empêche le mélange gluant de sortir du trou. Vingt à trente minutes après la pose, la force d'ancrage est telle qu'elle dépasse la résistance à la traction de la tige du boulon. On peut donc serrer l'écrou et donner au boulon sa portance nominale.

L'auteur signale également les essais entrepris aux Etats-Unis avec des résines synthétiques en vue de consolider les parois des galeries.

L'injection de telles résines dans les vides et les fissures permettrait de rendre les roches plus aptes à supporter les contraintes et particulièrement les efforts de traction.

MM. CARDON et BUISSON (France) traitent également de la question du boulonnage du toit en voie. A la suite de visites de missions françaises aux U.S.A. vers 1946-1949, plusieurs essais de boulonnage du toit dans les voies furent effectués en France mais ils eurent des résultats très inégaux ; les mines de fer de Lorraine l'adoptèrent et ce nouveau procédé élimina rapidement tous les autres. Dans les bassins houillers français, on enregistra de nombreux déboires, ce qui incita à la prudence.

Toutefois, des essais furent repris au cours de ces trois dernières années, principalement par le groupe de Lens des Houillères du Bassin du Nord et du Pas-de-Calais, et on adopta une méthode de boulonnage dont l'emploi s'est étendu maintenant à plus de 5 km de galeries.

Le boulonnage est particulièrement intéressant dans les traçages en veine ; il augmente sensiblement la cohésion du toit immédiat. Il faut cependant se méfier de l'influence des exploitations voisines et de la présence de failles sensiblement parallèles à la voie.

Il tient encore bien pendant la phase d'approche de la taille, mais donne des convergences égales et même parfois plus importantes dans la phase d'éloignement de la taille.

Les auteurs recommandent donc spécialement l'emploi du boulonnage dans les traçages qui devront servir à des exploitations rabattantes et proposent quelques mesures de contrôle pour juger très tôt de l'efficacité du procédé. A cet effet, immédiatement après le creusement, on installe tous les 30 m environ des stations de mesures qui permettent de suivre la convergence des épontes, la courbure du toit, le rapprochement des mézières.

L'expérience a montré :

a) qu'une anomalie dans l'évolution de la convergence ou dans la courbure du toit indique toujours que le comportement ultérieur de la voie sera moins bon ;

b) qu'un mouvement des mézières est très défavorable à la tenue d'une voie boulonnée ;

c) que ces anomalies peuvent être décelées très tôt, environ 15 jours après le creusement ;

d) qu'il faut exercer une surveillance plus fréquente et plus attentive à l'approche d'une taille.

FACTEURS INFLUENÇANT LE SOUTÈNEMENT DES VOIES

M. STUFFKEN (Pays-Bas) étudie l'influence de la profondeur et d'autres facteurs sur la pression du terrain autour des galeries et sur leur entretien.

Parmi les facteurs les plus influents, il cite :

- l'épaisseur de la veine exploitée ;
- la profondeur topographique ;
- la profondeur géologique qui est liée au degré d'évolution du charbon, en admettant que les stampes sont d'autant plus lapidifiées que le rang du charbon augmente ;
- la durée de service de la galerie ;
- la qualité des roches encaissantes.

L'auteur estime que ce dernier facteur présente une influence certaine, mais qu'il n'a pu en déterminer l'importance numérique. Inchar est d'avis au contraire que ce facteur est capital, car le véritable soutènement d'une galerie est constitué par le terrain lui-même.

F. — OBSERVATIONS ET MESURES DANS LES TAILLES

PORTANCE DU SOUTÈNEMENT ET DES REMBLAIS

M. SIBEK (Tchécoslovaquie) traite des pressions du terrain et des déformations du massif tertiaire au cours de l'exploitation d'une couche puissante de lignite par grandes tailles chassantes en tranches unidescendantes foudroyées.

L'exploitation a lieu à 70 m de profondeur. La couche a 8 à 12 m d'ouverture, mais comporte des intercalations stériles de sorte que les 2 tranches exploitées ont chacune environ 2 m d'ouverture et sont distantes de 5 m.

La 1^{re} tranche est exploitée directement sous l'argile, mais on abandonne une planche de 20 à 30 cm de lignite pour améliorer le toit. On pratique le foudroyage sur étauçons métalliques coulissants de 55 t de portance. On place, sur la sole de la 1^{re} tranche, un garnissage en treillis métalliques pour faciliter l'exploitation de la 2^e tranche.

Les mesures avaient pour objectif d'adapter le soutènement aux qualités des épontes et de fournir des données pour permettre de choisir entre les deux méthodes d'exploitation suivantes :

a) exploitation simultanée de la 1^{re} et de la 2^e tranche, c'est-à-dire à environ 15 m d'intervalle ;

b) exploitation de la 2^e tranche environ 1 an après la première.

Les mesures sur les étaçons ont montré que les charges qu'ils portent sont extrêmement faibles (comprises entre 7 et 14 t) et que, par contre, leur pénétration dans le mur peut atteindre 40 à 75 cm.

Les essais de poinçonnage du mur ont montré sa très faible portance (30 à 50 kg/cm²) et celle-ci diminue encore rapidement en fonction du temps de découverte.

gisement, adopter des méthodes d'exploitation qui permettent un avancement journalier de 2 à 4 m.

Par contre, un arrêt de l'exploitation de 3 à 4 jours n'augmente que faiblement les charges sur les étaçons arrière, mais les lignes voisines du front et le massif ont tendance à se charger et à se fissurer.

Par des dynamomètres abandonnés dans la zone foudroyée, l'auteur a pu déceler que, jusqu'à 7,5 m du front, le bas-toit seul s'éboule. Au-delà de cette distance, la charge s'élève rapidement par paliers et, à 25 m du front, elle atteint déjà 80 % du poids des terrains sus-jacents (fig. 41).

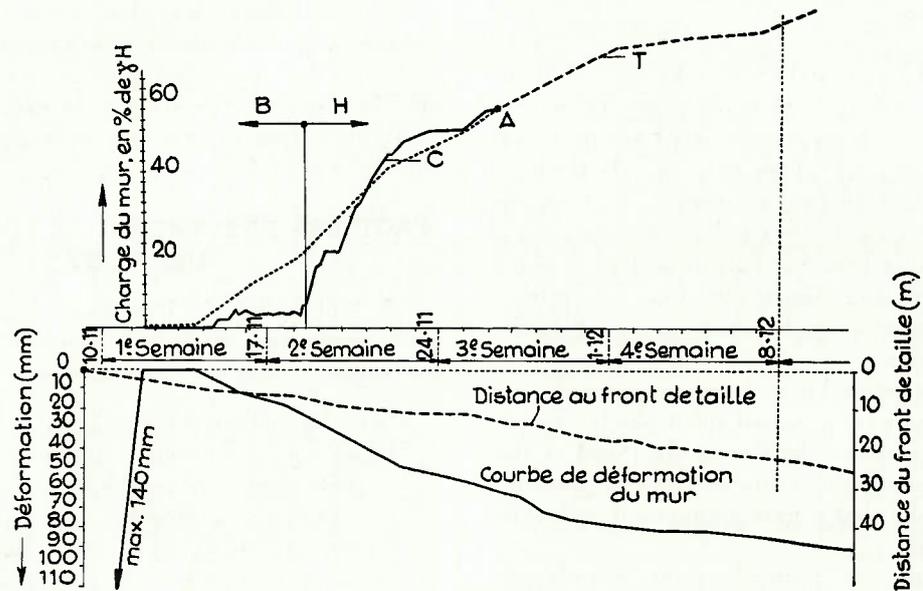


Fig. 41. — Courbes donnant la charge du mur et sa déformation dans la zone foudroyée.

B : zone d'affaissement des couches du bas-toit

H : zone d'appui des couches du toit supérieur

C : courbe de la charge du mur en fonction du temps, enregistrée dans le foudroyage

A : avarie du dynamomètre

T : courbe théorique de la charge sur le mur d'après sa déformation.

Les étaçons utilisés dans le chantier ont une portance nominale élevée (de 55 t) mais, comme leur surface de base n'est que de 120 cm², ils s'enfoncent profondément dans le mur. Il est donc indispensable d'adapter la portance des étaçons et leur surface d'assise à la qualité des roches du mur.

L'auteur recommande également l'emploi d'étaçons à charge de pose élevée (de 10 t par exemple) principalement pour le renforcement de la ligne de foudroyage.

Les mesures des charges reprises par les piles de bois de chêne équarris ont montré leur faible utilité par suite de l'impossibilité de les serrer convenablement aux épontes. L'auteur estime qu'il y aurait intérêt à les remplacer par de lourdes piles métalliques de 60 à 100 t de portance, équipées d'un dispositif de préserrage permettant d'obtenir une charge de pose de 10 à 30 t.

Quand la vitesse de défilage diminue, la charge sur les étaçons augmente ; il faut donc, dans ce

Les mesures dans les traçages ouverts dans la 2^e tranche avant le passage de la 1^{re} ont montré l'existence d'une zone de détente jusqu'à 7 à 8 m derrière le front de la 1^{re}. Celle-ci est suivie d'une zone de recompression qui se manifeste à mesure de la progression du foudroyage dans les bancs du haut-toit de la 1^{re} tranche.

Les données fournies par ces mesures peuvent être mises à profit pour déterminer la distance optimum entre les deux fronts de taille et disposer, sur le front de la 2^e tranche, de la pression la mieux adaptée à l'engin d'abatage utilisé.

LOIS DE LA CONVERGENCE EN TAILLE

Les mesures de convergence faites dans de nombreuses tailles de tous les bassins miniers français ont permis à M. DUBOIS (France) de mettre en évidence l'influence primordiale de certains facteurs naturels, telle l'ouverture de la veine, et de certains

facteurs d'exploitation, tels la vitesse d'avancement, le mode de contrôle de l'arrière-taille et le type de soutènement utilisé.

Le but final de ces mesures est d'établir la loi de convergence qui s'applique à chaque bassin de façon à prédéterminer les convergences auxquelles on doit s'attendre dans un chantier.

Pour le bassin du Nord et du Pas-de-Calais, la loi pour les tailles foudroyées s'exprime par la formule :

$$C_j = 0,36 V_a + 0,34 W - 32 \text{ mm.}$$

C_j est la convergence calculée.

V_a est la vitesse d'avancement journalière.

W l'ouverture de la veine.

Dans 52 % des cas, les écarts entre les valeurs calculées et mesurées sont inférieurs à 15 % ; il y a cependant des écarts beaucoup plus importants qui sont difficiles à expliquer.

L'auteur considère que la vitesse d'avancement est un des facteurs qui influent le plus sur la convergence ; plus un chantier avance vite, plus la convergence en un point de la taille est grande.

Ceci paraît contraire à certaines acceptions anciennes qui veulent qu'un avancement rapide facilite le contrôle du toit. (N.d.I.R. Nous sommes cependant portés à croire, comme l'auteur, qu'une grande vitesse d'avancement peut conduire à une convergence plus grande en taille, car le volume de roche affecté par l'exploitation est d'autant plus grand qu'on avance vite et les mouvements des bancs pour revenir à un état d'équilibre doivent se faire en un temps beaucoup plus court).

D'après l'auteur, le soutènement peut avoir une action sur la convergence, mais celle-ci est d'autant plus grande que les épontes sont tendres, c'est-à-dire, en définitive, que le soutènement avait au départ moins d'action. Dans ce cas, pour le rendre efficace, il faut l'empêcher de pénétrer dans les épontes et principalement dans le mur en utilisant des semelles suffisamment larges.

Les étançons à portance rapide n'ont qu'une faible influence sur la convergence journalière ; en exerçant rapidement une résistance suffisante, ils permettent un léger freinage du mouvement des épontes.

Les autres facteurs tel que par exemple la profondeur, la pente de la veine, la longueur de la taille, la nature des terrains encaissants, ont peu d'influence, sauf évidemment les épontes immédiates qui influencent directement le comportement du soutènement dans le sens dont il vient d'être question ci-dessus.

M. RUPPENEIT (U.R.S.S.) essaie comme M. Dubois de prédéterminer la préconvergence en avant du front de taille et la convergence dans l'atelier de travail.

D'après l'auteur, la préconvergence U_0 est fonction du poids des terrains surincombants (γh), du caractère de déformabilité de la couche fonction de son module d'élasticité E_0 , des propriétés mécaniques du charbon de la couche (données par les tensions extrêmes du cercle de Mohr tangent à la courbe intrinsèque de la roche) et de l'ouverture de la couche (h_0).

$$U_0 = \frac{\alpha \gamma h h_0}{E_0}$$

Le coefficient α sans dimension doit être déterminé d'après des observations dans les sièges.

La convergence U_1 à l'extrémité de l'atelier de travail dépend également du poids des terrains surincombants (γh), du caractère de déformabilité de ces terrains (soit E le module d'élasticité moyen des terrains surplombants), de la largeur de l'atelier de travail (S), de la portance du soutènement (p) et de la préconvergence (U_0). La formule est assez compliquée mais, d'après l'auteur, on obtient, dans 50 % des cas, des écarts inférieurs à 15 % entre les valeurs mesurées et calculées. Ce résultat est conforme à ceux obtenus par M. Dubois.

MANIFESTATION EN AVANT, AU-DESSUS ET EN ARRIERE DE LA TAILLE

M. CARTER (Grande-Bretagne) fait une synthèse des nombreuses observations qui ont été effectuées au cours de ces trente dernières années, principalement dans les gisements du centre de la Grande-Bretagne. Celles-ci ont eu lieu dans un grand nombre de chantiers de longueur variable, dans toute une gamme de terrains et à des profondeurs diverses.

L'auteur divise son exposé en trois parties :

1) Observations faites en avant du front de taille.

Les premiers mouvements dans des traçages creusés en avant d'une taille s'observent parfois à grande distance du front. Dans le cas extrême, ces manifestations se sont fait sentir à 66 m en avant de la taille. Les cassures parallèles au front et perpendiculaires à la veine se marquent à moins grande distance et au maximum à 27 m. Plus les terrains sont solides et la profondeur faible, plus cette zone se rapproche de la taille. Ce premier réseau de fractures est souvent recoupé par un autre formant un angle de 45° avec le premier.

Les cassures sont moins marquées dans une taille courte ou en bordure d'une longue taille qu'au centre de celle-ci (on en a observé à 14 m en avant au centre d'une longue taille et à 2,5 m seulement à 18 m de la bordure).

Les dislocations de terrains et les désordres sont les plus graves là où les bancs voisins de la veine

sont peu résistants. S'il existe un banc tendre entre les bancs plus durs, c'est là que la fracturation se concentre. Celle-ci affecte cependant un paquet de bancs important aussi bien au-dessus qu'en dessous de la veine exploitée.

2) Observations faites en taille.

A l'arrivée du front de taille, au moment de l'enlèvement du charbon, les épontes peuvent être déjà fortement fracturées ou seulement fissurées. Le long du front, le toit et le mur sont soumis à des efforts tranchants, d'autant plus intenses que le charbon est plus dur. Cependant quand les clivages principaux sont sensiblement parallèles au front, le charbon s'éboule localement et les efforts tranchants diminuent par suite d'une dispersion des sollicitations.

3) Observations faites dans l'arrière-taille.

Dans le contrôle du toit par épis de remblais, les charges se concentrent d'abord sur les épis bien faits, aussi bien au centre de la taille qu'en bordure des voies.

Toutefois, quand la pression dépasse ce que peut supporter le terrain, il se produit un important déplacement du mur ou des parois (suivant le banc qui offre le moins de résistance) vers l'intérieur des galeries et des vides qui subsistent dans la région de l'arrière-taille. Le déplacement des roches vers l'intérieur de la galerie soulage son voisinage d'une partie de la charge et il se produit un transfert de pression vers d'autres épis de remblai ou vers les tas d'éboulis (fig. 42).

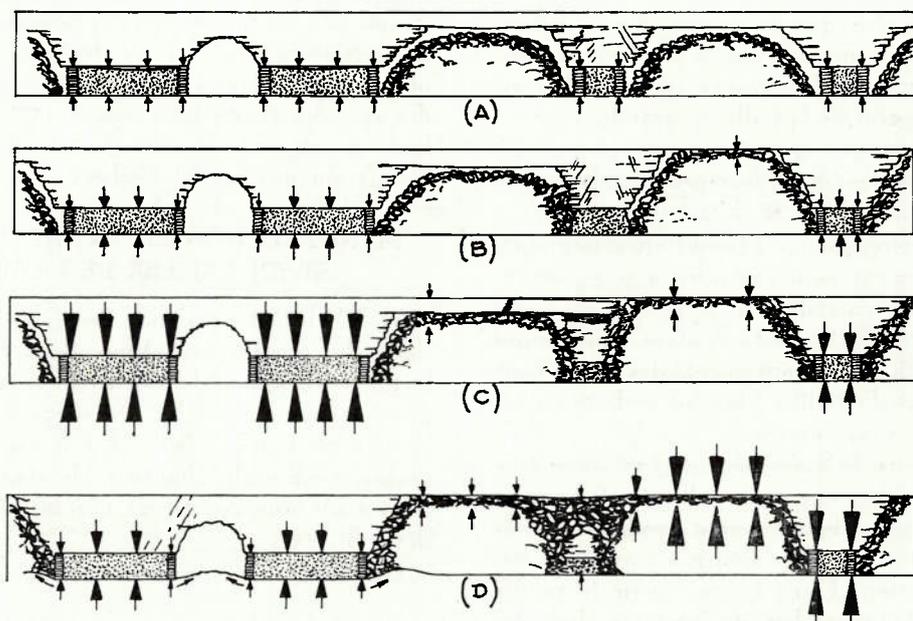


Fig. 42. — Représentation schématique en coupe verticale du développement de la charge derrière le front.

- A : quelques mètres derrière le front, les bancs se séparent, les épis de remblai commencent à résister
 B : à quelques mètres plus en arrière, les décollements des bancs se referment au-dessus des épis de remblai, sauf au-dessus d'un épi mal construit qui s'est éboulé
 C : à quelque 30 à 60 m en arrière du front, les décollements de bancs sont refermés au-dessus des épis de protection des voies, sur lesquels se concentre la charge
 D : encore plus loin du front, les terrains du mur sous les épis de protection des voies cèdent et fluent vers l'intérieur des voies; la charge est transférée sur les autres épis et sur les tas d'éboulis résultant de l'effondrement dans les bassins de foudroyage.

Les bancs se décollent les uns des autres au-dessus de l'atelier de travail et leur flexion est rendue possible grâce à leur fissuration préalable (voir à ce sujet les études du Professeur Labasse).

Le soutènement de la taille ne porte que de faibles charges du fait que l'atelier de travail est en grande partie déchargé du poids des bancs supérieurs, ceux-ci prenant appui d'une part sur le charbon en place et d'autre part sur les remblais.

Des essais de laboratoire pour étudier l'efficacité des épis de remblais ont montré qu'après un tassement de 5 % seulement, ils étaient capables de supporter une charge de 21 t/m².

MM. BORECKI et SALUSTOWICZ (Pologne) commentent quelques résultats obtenus dans une vingtaine de chantiers à des profondeurs variant de 200 à 700 m. Le programme comportait :

1) La mesure des pressions sur l'ensemble des éléments qui portent le toit, à savoir :

a) mesure des pressions sur la couche vierge en avant du front d'abatage ;

b) mesure des charges sur le soutènement en taille ;

c) mesure des pressions sur les remblais ou les éboulis de foudroyage dans l'arrière-taille ;

d) mesure des charges sur le soutènement des voies en avant et en arrière de la taille.

2) La mesure des mouvements des épontes par nivellement de paires de broches (doublets).

3) La mesure des contraintes dans le massif de charbon et dans les parois des galeries en avant du front de taille.

Les mesures ont porté sur une zone variant de 50 à 200 m en avant du front de taille et de 200 à 300 m en arrière. Dans un chantier en couche tendre et friable à 540 m de profondeur, l'augmentation de pression commence à environ 80 m en avant de la taille et le maximum de 80 t/m² s'observe à 10 ou 15 m en avant du front.

Dans un autre chantier en couche dure cette fois, l'augmentation de pression se fait déjà sentir à 100 m en avant de la taille, la charge monte d'abord lentement jusqu'à 125 t/m² à 2 ou 3 m du front de taille, puis monte très brusquement à 500 t/m² immédiatement contre le front.

Les mesures des charges dans les épis de remblais en bordure de la voie d'une taille foudroyée à 460 m de profondeur montrent une augmentation progressive de la charge jusqu'à 120 m en arrière du front de taille (soit 6 mois). La charge atteint alors 560 t/m² et ne change plus jusqu'à 155 m, point qui marque la fin des mesures. La convergence est alors de 60 cm pour une veine de 2 m d'ouverture, soit un affaissement de 30 % seulement.

A la suite des exposés consacrés aux observations et mesures dans les tailles, le Steinkohlenbergbauverein a présenté un film très didactique sur la formation des réseaux de fractures dans les toits des longues tailles et sur les moyens de les combattre. Les fractures peuvent être, soit perpendiculaires à la stratification, soit obliques à celle-ci et inclinées vers l'arrière ou vers le massif en place. La conjugaison de 2 réseaux découpe dans le bas-toit des triangles de roche qui peuvent s'ébouler localement, principalement dans les tailles à front dégagé ; une convergence exagérée conduit à un basculement des blocs du bas-toit et peut entraîner un renversement du soutènement.

Dans chaque cas, l'auteur montre qu'un soutènement adéquat et efficace peut s'opposer à ces désordres ou tout au moins en réduire les conséquences graves.

G. — INFLUENCE DE LA METHODE D'EXPLOITATION SUR LE COMPORTEMENT DES TERRAINS - COUPS DE TERRAINS

INFLUENCE DU CONTROLE DU TOIT SUR L'ABATAGE ET LA TENUE DES EPONTES

M. LABASSE (Belgique) traite de l'influence du contrôle du toit sur l'abatage et la tenue des épontes. Nous ne pouvons mieux faire connaître les idées développées dans cette note qu'en reprenant le résumé de l'auteur.

« Le contrôle du toit joue un rôle primordial dans » le comportement d'une taille. C'est de lui que dépendent non seulement la tenue des épontes, mais » aussi l'abatage plus ou moins aisé du charbon. » L'analyse de très nombreuses observations faites » au fond, tant en Campine que dans les vieux bassins, permet d'énoncer les faits suivants :

» — Le remblayage, lorsqu'il est bien fait, c'est-à-dire lorsqu'il est serré au toit, incompressible et » immédiatement portant, donne un meilleur contrôle » que le foudroyage. Les épontes restent plus saines, » il y a moins d'éboulements locaux et on peut se » permettre de plus grands porte-à-faux. Cependant, » il est préférable de foudroyer les toits raides qui » donnent des coups de charge. Les remblais ne paraissent pas dans ce cas être assez immédiatement » portants.

» — Lorsqu'on foudroie, les meilleurs résultats » sont obtenus lorsque le soutènement est suffisamment rigide. Les éboulis sont de plus grosses dimensions, s'arc-boutent mieux, soutiennent plus » rapidement et plus efficacement le haut-toit. De » plus, ces éboulis se répandent moins dans les allées » de travail.

» Toutefois, un soutènement trop rigide peut retarder la chute du toit et de là compromettre le » foudroyage.

» — Le contrôle des toits raides est plus difficile » que celui des mauvais toits.

» — En couche dure, les clivages du charbon » s'ouvrent mieux et l'abatage est plus facile lorsque » la taille est remblayée que lorsqu'elle est foudroyée.

» — L'abatage est d'autant plus difficile, lorsqu'on foudroie, que les étançons sont plus rigides.

» De ces faits, on peut conclure :

» Les étançons, dans une taille foudroyée, doivent » satisfaire à des conditions opposées. Ils doivent » être rigides pour assurer un contrôle convenable » du toit et fournir des éboulis de dimensions suffisantes. Ils doivent cependant avoir une certaine

» souplesse pour éviter que la chute du toit ne se fasse mal ou que la couche ne reste trop dure.

» Dans le choix du procédé de contrôle du toit à appliquer dans chaque cas particulier, il faut tenir compte, en dehors des questions de sécurité, non seulement du coût du traitement, mais aussi des frais d'abatage. C'est le prix de revient de l'ensemble des deux opérations qui doit faire décider. On connaît des tailles où le remplacement du foudroyage par le remblayage a permis de supprimer le havage préalable à l'abatage au marteau-piqueur et a ainsi réduit fortement le prix de revient, tout en rendant l'organisation du chantier plus souple. »

M. SPRUTH (Allemagne) étudie l'influence du procédé de remblayage sur le rapprochement du toit et du mur perpendiculairement aux plans de stratification et se limite principalement à une comparaison entre le remblayage pneumatique et le foudroyage.

Le tableau statistique des procédés de contrôle de l'arrière-taille dans les mines d'Europe occidentale montre, au cours de ces dernières années, une évolution lente en faveur du remblayage pneumatique, principalement dans la Ruhr, la Campine, la France et la Grande-Bretagne. L'auteur estime que ce procédé de contrôle du toit exerce une influence favorable sur la température de l'air de ventilation et qu'il est donc particulièrement indiqué dans les gisements profonds. Pour un même débit, de l'air entrant dans une taille à la température de 25° atteindra 28° après avoir parcouru 120 m de front en taille foudroyée et 240 m en taille remblayée.

La convergence des épontes est toujours plus grande dans le cas du foudroyage que dans celui du remblayage pneumatique. Dans une dizaine de chantiers où des mesures comparatives ont eu lieu, elle était en moyenne de 56,6 mm/m dans le premier cas contre 38,8 mm dans le second. Les toits apparaissent généralement moins fracturés dans les parties remblayées et la différence est d'autant plus marquée que l'ouverture de la couche exploitée est grande. Le remblai total et déjà les épis de remblai s'opposent au basculement des blocs de roche du bas-toit vers l'arrière, ce qui réduit certainement la dislocation du toit au-dessus des allées de travail.

Ce meilleur contrôle du toit se répercute sur tous les travaux en taille, ce qui en définitive améliore généralement le rendement global des chantiers traités par remblayage pneumatique.

Pour réduire la consommation de bois lors du retrait du soutènement dans les allées à remblayer, M. Spruth préconise de laisser les allonges métalliques en porte-à-faux vers l'arrière en raidissant l'articulation par la clavette, comme dans les tailles à front dégagé.

COUPS DE TOIT ET COUPS DE MUR

Dans les mines de charbon.

M. AVERCHINE (U.R.S.S.) donne connaissance des résultats d'une série de recherches sur les causes des coups de charges et les moyens de les combattre.

Des mesures de pression ont été effectuées dans les couches de charbon à l'aide de capsules dynamométriques. Les couches sujettes à coup de charge avec projections de charbon sont constituées de charbon solide très élastique (300 kg/cm²) capable d'emmagasiner de fortes charges sans déformation.

Aucune déformation plastique notable n'est visible avant la dislocation des échantillons et celle-ci s'accompagne d'une véritable détonation (micro-coup de charge).

Des mesures de fluage du charbon du massif vers le front de taille, combinées à des mesures de convergence, ont été exécutées dans différents chantiers. L'indicateur de convergence est relié par des tiges à des repères enfoncés à plusieurs mètres dans le massif (jusqu'à 6 m). L'auteur a établi une relation entre la vitesse de fluage du charbon et la profondeur à laquelle elle commence, d'une part, et la nature et le mode de soutènement en taille, d'autre part. En plaçant un soutènement à très haute portance près du front de taille, après le passage d'un engin d'abatage par exemple, on facilite le fluage du charbon, on fait reculer dans le massif la zone à forte concentration de charge et on évite les coups de charge. Dans ces veines à épontes raides, l'utilisation d'un soutènement à forte charge de pose et à forte portance améliore les conditions de travail et réduit ou supprime les coups de charge. (N.d.I.R. Au charbonnage du Gosson à Liège, l'emploi d'une double rangée de solides piles métalliques a permis de supprimer les coups de charge périodiques qui se produisaient dans la veine Stenaye). L'auteur cite également des exemples de coups de charge qui affectent de vastes régions et, dans certains cas, on a déjà observé une augmentation brutale des pressions et des déformations dans un rayon de 200 m. Des variations rapides dans les vitesses de mise en charge constituent un indice de l'apparition d'un coup de charge. Les stots de charbon abandonnés dans les couches supérieures peuvent donner lieu à des coups de charge dans les couches sous-jacentes lors du passage d'un chantier (taille ou voie). L'exploitation d'une couche égide sous-jacente est un moyen efficace de prévention grâce à la détente des terrains qu'elle occasionne.

A l'avenir, on envisage de placer, en différents points du champ d'exploitation, des capsules dynamométriques enregistrant les compressions du massif et des sismographes de façon à mieux connaître les variations de distribution des charges et leurs causes.

Des essais sur modèles réduits en matériaux équivalents ont déjà fourni des enseignements intéressants.

sants sur la répartition des charges dans le massif au voisinage d'une exploitation. A titre d'exemple, on a étudié les variations de concentration de charges dans des terrains situés sous une veine exploitée.

Les recherches ont montré que la présence dans ces terrains d'un banc raide conduit à une diminution brusque de concentration dans les bancs sous-jacents (fig. 43).

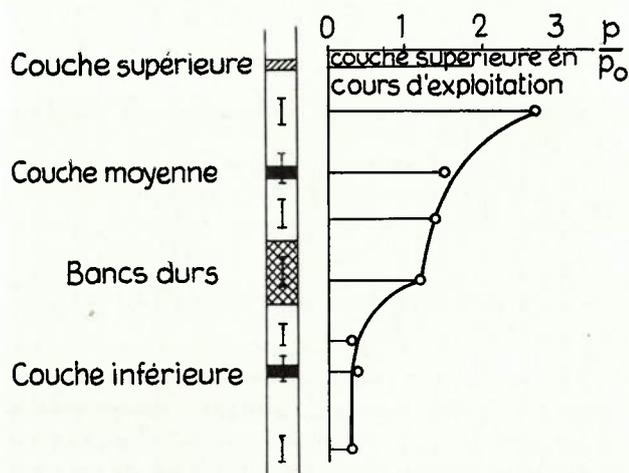


Fig. 43. — Importance des bancs durs dans les terrains entre les couches.

Dans les mines de sel.

MM. VIGIER et PANCZUK (France) étudient les mouvements des bancs et recherchent les anomalies éventuelles qui seraient des indices susceptibles de faire prévoir le risque d'un coup de mur dans les Mines Domaniales de Potasse d'Alsace. Ce gisement comprend deux couches :

- 1) la couche supérieure de 1,50 m à 2 m de puissance ;
- 2) la couche inférieure, de 4 m de puissance moyenne, située à 20 m au mur de la couche supérieure.

Elles sont exploitées, soit par chambres et piliers, soit par longues tailles avec foudroyage intégral. La profondeur des zones en exploitation est comprise entre 450 et 900 m.

Au mur et au toit des deux couches, on trouve des bancs de sel gemme alternant avec des bancs de schiste et d'anhydrite. Certaines formations schisteuses sont assez poreuses et contiennent du gaz, essentiellement du méthane.

Les formations du mur des deux couches donnent lieu à des manifestations très violentes et brutales : les coups de mur, qui se traduisent par l'éclatement et la projection de masses très importantes des bancs du mur ainsi que par l'émission de quantité de gaz très appréciable qui, dans certains cas, a pu atteindre plusieurs dizaines de milliers de mètres cubes.

Une trentaine de ces coups de mur ont éclaté dans les quarante dernières années, dont 11 depuis 1952.

Les cratères d'éclatement sont de dimensions variables. En général, ils prennent naissance en bordure du foudroyage. En coupe horizontale, ils ont une forme d'ellipse dont les axes peuvent atteindre 20 m et 10 m. En coupe verticale, on trouve des cuvettes bien délimitées, dissymétriques avec bord abrupt côté taille, et pouvant atteindre jusqu'à 6 à 7 m de profondeur.

Les manifestations sont inattendues. Aucun signe appréciable de pression préalable ne permet de les détecter. Toutefois, on peut préciser les phases suivantes dans le processus conduisant à l'éclatement :

- 1) craquements soudains dans le toit ;
- 2) période de silence, brève en général ;
- 3) dégagement de gaz et éclatement.

Les localisations des cratères dans les tailles paraissent a priori absolument distribuées au hasard, quelles que soient les méthodes d'exploitation. Afin de découvrir les causes de ces phénomènes, diverses études ont été entreprises et sont en cours.

Elles comportent :

- 1) des recherches sur les anomalies de mouvement au moyen de mesures de convergence ;
- 2) des études photo-élastiques et sur modèles réduits ;
- 3) des études sismographiques.

Les moyens mis en œuvre mettent en relief divers éléments :

- l'importance de la géométrie du panneau, ainsi que l'uniformité des mouvements et de la continuité dans les méthodes d'exploitation ;
- l'existence de points ou de zones où les mouvements prennent un caractère anormal que l'on peut, semble-t-il, repérer et dont il faut chercher l'origine ;
- l'importance des impulsions qui peuvent suivre des tirs de foudroyage et l'importance des mouvements d'ensemble des bancs qui peuvent se faire sentir sur tout un quartier, provoquant ainsi des variations de contrainte très sensibles ;
- l'intérêt de pénétrer plus avant dans la connaissance des mouvements d'ensemble, d'une part, et des fluctuations locales, d'autre part.

MM. SPACKELER, GIMM, HOFER et DUCHROW (Allemagne) ont essayé de déterminer les causes du coup de charge survenu à la mine de potasse « Ernst Thälmann I/II » à Merkers dans le bassin de la Werra, le 8 juillet 1958. Ce coup de charge a affecté deux couches de potasse de 2 à 4 m d'épaisseur, distantes en verticale de 60 m et comprises entre de puissantes couches de sel. Il a donné lieu à un véritable ébranlement sismique qui s'est fait sentir jusqu'à 2.000 km du foyer (en Turquie, Espagne, Suède, Moscou). Il peut être considéré, d'après son étendue, comme le plus important du monde et a infirmé dans ses principes la théorie de l'immunité du bassin de la Werra contre les coups de charge.

L'étude des auteurs apporte donc des enseignements nouveaux pour l'explication de ces phénomènes.

D'après l'expérience acquise dans les mines de charbon et de fer, les bancs pouvant donner lieu à coups de charge doivent se trouver au voisinage immédiat du gisement exploité. Or le gisement de Merkers est surmonté d'une épaisse couche de sel (110 m) et le sel est considéré comme plastique et fluant. Cependant, malgré son module d'élasticité faible, une couche suffisamment épaisse peut atteindre une grande raideur et le calcul montre que la couche de sel de 110 m d'épaisseur avec un module E de 276.000 kg/cm² peut avoir une raideur 15 fois plus grande qu'une couche d'anhydrite de 30 m d'épaisseur, considérée comme très dangereuse avec un module E de 927.000 kg/cm².

On admet donc actuellement, comme cause déterminante du coup de charge de Merkers, le changement de charge survenu après dépassement de la résistance à la déformation par flexion des puissantes couches de sel gemme dans le toit. Par suite du bombement de ces couches, les piliers de carnallite, particulièrement fragiles, sont le plus fortement affectés, surtout lorsque la charge s'exerce rapidement.

Apparemment, la carnallite, malgré une résistance à la rupture inférieure à celle d'autres roches salifères, est en mesure d'emmagasiner, surtout en cas de grande vitesse de mise en charge, des quantités importantes d'énergie potentielle en un temps très court et de les restituer subitement lors de la rupture.

L'éclatement des piliers ne doit pas être considéré comme une cause mais comme un effet. Mais, pour que le bombement puisse dégénérer en choc, il faut qu'il existe dans le gisement un matériau fragile. Avec des piliers de sel dur de dimensions courantes, la pleine charge pourra, même si elle agit rapidement, être supportée avec seulement de faibles dégâts. Il en est de même pour des piliers de carnallite quand la charge spécifique reste inférieure à une certaine limite.

Ainsi le cas de Merkers constitue un exemple désormais classique du fait que même des couches sus-jacentes de faible résistance mécanique comme le sel gemme peuvent, si leur épaisseur est suffisante et si elles surmontent des piliers à matériaux fragiles, provoquer des coups de charge, si la conduite de l'exploitation ne tient pas compte de leurs particularités.

Dans les mines de fer.

MM. TINCELIN et SINOU (France) étudient, dans les mines de fer de Lorraine, les circonstances qui conduisent à des effondrements brutaux dans les zones exploitées par petits piliers. Depuis le début du siècle, 7 quartiers exploités par petits piliers se sont effondrés soudainement et brutalement. Ce ca-

ractère de soudaineté a été mis en évidence par la secousse sismique qui en résulte et qui a pu être enregistrée par des stations sismologiques situées à plus de 400 km du lieu de l'effondrement. Cette secousse est provoquée par la masse énorme des terrains mis en mouvement en un très court laps de temps.

Les caractéristiques communes des quartiers incriminés peuvent s'énoncer comme suit :

a) Les quartiers sont défruités à un taux élevé et compris entre 60 et 75 %. Les piliers ont des formes voisines du carré ou du losange.

b) Le toit immédiat de ces quartiers est excellent et solide.

c) La hauteur des petits piliers est supérieure ou égale à 5 m.

d) La hauteur du recouvrement est la même et voisine de 140 m.

e) La zone exploitée par de petits piliers est limitée par des bords fermes.

D'après les auteurs, le comportement du toit dépend des différences qui peuvent exister entre t contrainte de cisaillement et l'expression $n \times \operatorname{tg} \varphi$ où n est la contrainte de compression normale au plan de stratification (donc fonction de la profondeur) et φ l'angle de frottement externe entre bancs. Cet angle est très variable car il dépend de l'état des surfaces des bancs en contact et de leur lubrification par l'eau.

Quand la dalle de recouvrement est unique et égale à la profondeur H, les frottements entre bancs sont pour ainsi dire infinis et les contraintes de cisaillement horizontales sont toujours inférieures aux résistances de frottement entre bancs

$$t < n \operatorname{tg} \varphi$$

Quand la dalle unique vient à être feuilletée, les frottements entre bancs sont vaincus et on est alors dans un domaine très voisin de celui appelé par les auteurs « cas du frottement nul » caractérisé par

$$t \geq n \operatorname{tg} \varphi$$

La rupture brutale semble devoir survenir, pour une profondeur critique donnée, au moment où la dalle stratifiée formée par le recouvrement sort du domaine dit à frottement infini entre bancs pour entrer dans le domaine dit à frottement nul.

En d'autres termes, les piliers cèdent brutalement à cause du feuilletage soudain du recouvrement. La dalle formée par les terrains de recouvrement perd sa rigidité de flexion initiale pour en acquérir une nouvelle bien plus faible. Il en résulte, dans certains cas, un accroissement brutal de la flèche du recouvrement qui fait voler, sous le choc, les piliers en éclat.

H. — EVOLUTION ET TENDANCES DU CONTROLE DU TOIT DANS LE MONDE

La dernière journée était consacrée à une vaste synthèse sur l'évolution et les tendances du contrôle du toit dans le monde. Cette synthèse était présentée par M. VIDAL, Professeur à l'Ecole Nationale Supérieure des Mines de Saint-Etienne et rédigée d'après les rapports nationaux de 12 pays.

L'auteur résume ainsi l'ensemble des tendances des méthodes d'exploitation et du soutènement telles qu'elles résultent des statistiques nationales :

« Celles-ci montrent qu'en dehors des États-Unis, » la méthode normale de dépilage en plateaux est » la méthode des tailles entre toit et mur. Même en » Angleterre, à 300 m de profondeur moyenne seule- » ment, les tailles représentent 95 % de la produc- » tion et la méthode des chambres et piliers est en » recul.

» Les longueurs de tailles, lorsque la régularité du » gisement est suffisante, varient en moyenne de 130 » à 200 m. Quant à l'avancement journalier moyen, » il est encore très faible et souvent peu supérieur à » 1 m/jour.

» La tendance est à la généralisation des fronts » dégagés. L'exploitation chassante est, d'autre part, » plus employée que l'exploitation rabattante. Celle- » ci est réservée à des gisements de faible profon- » deur. L'exploitation rabattante reste cependant fort » intéressante dans les bassins irréguliers comme » celui du Nord et du Pas-de-Calais, dont elle per- » met en même temps la reconnaissance.

» Le cadre de bois disparaît des mines et le sou- » tènement métallique rigide est en régression. Par- » mi les soutènements non rigides, deux principes se » partagent les voies de chantier : le soutènement » coulissant et le soutènement articulé, générale- » ment sur piliers de bois. Le choix de l'une ou de » l'autre de ces solutions est cas d'espèce. On peut » dire que la construction de piles est tout à fait

» justifiée malgré son coût élevé, si elle permet de » supprimer les recarrages. Certains soutènements » sont d'autre part à la fois coulissants et articulés.

» En ce qui concerne le traitement du toit de la » taille, le remblai partiel est en régression. On lui » substitue le foudroyage qui ne se fait plus que très » rarement sur piles mobiles. Le plus souvent, c'est » le soutènement même de la taille qui constitue la » ligne d'arrêt du foudroyage. D'autre part, là où » l'on remblaie, le remblai à main disparaît, sauf en » dressants et le remblai pneumatique tend à deve- » nir le procédé général. Son seul concurrent est » pratiquement le remblai hydraulique, lorsque les » conditions du fond s'y prêtent et qu'il existe des » gisements de sable favorables.

» En taille, le soutènement métallique se généra- » lise, le bois ne subsistant que dans des cas parti- » culiers : dressants, couches très minces ou de puis- » sance changeante. 97 % des étaçons du conti- » nent sont à frottement, mais l'étaçon hydraulique » progresse et est appelé à s'y développer comme en » Angleterre. Quant au soutènement marchant, bien » que d'apparition récente, il se répand beaucoup, » surtout en Angleterre et en Ruhr. Dès mainte- » nant, il apparaît souvent comme le moyen permet- » tant d'utiliser à plein la mécanisation de l'abatage, » trop souvent freinée par les poses et déposes ma- » nuelles d'éléments de soutènement. Il est très pro- » bable que le développement du soutènement mar- » chant sera dans la mine le phénomène marquant » des 5 ou 10 années à venir ».

M. Vidal passe alors brièvement en revue les essais et les recherches en matière de pressions de terrains mais dans ce domaine, nous ne pourrions mieux faire que de renvoyer le lecteur aux résumés des communications présentées au Congrès.

Journée du Chauffage au Charbon

organisée par CEDOCOS à Charleroi,
le 23 septembre 1960

VOORWOORD

De studiedag over de verwarming door steenkolen, ingericht door Cedocos, onder de auspiciën van de Associatie der Steenkolenmijnen van het bekken van Charleroi en van de Neder-Samber, ging door op 23 september 1960 te Charleroi, in het raam van de internationale technische en industriële tentoonstelling 1960.

Een groot aantal afgevaardigden van de voortbrengers, van de groot- en kleinhandelaars in steenkool, van de openbare besturen, evenals architecten en andere personen die bij de bouwnijverheid betrokken zijn, namen er aan deel.

De Heer Ligny, Voorzitter van de Associatie, leidde de besprekingen in, dankte de talrijke persoonlijkheden voor hun belangstelling en zette bondig het doel en de redenen van de studiedag uiteen, namelijk de mogelijkheden van de kolenverwarming aantonen en haar verspreiding bevorderen.

De Heer Ligny legde vooral de nadruk op de mogelijkheden die aan de verbruikers geboden worden door het Centrum voor documentatie over de vaste brandstoffen (Cedocos) : « Het voornaamste doel » van dit Centrum is een kosteloze technische voorlichting te verschaffen aan de verbruikers van steenkool. » Zowel in de zetel te Brussel, als in de agentschappen van Charleroi, Gent, Hasselt, Luik en Bergen, » beschikt het over gespecialiseerde ingenieurs inzake huishoudelijke en industriële verwarming. Deze be- » studeren op plan, of zo nodig ter plaatse, alle verwarmingsproblemen die gesteld worden. Cedocos wisselt » regelmatig haar ervaringen uit met soortgelijke organen in Duitsland, Frankrijk, Groot-Brittannië, Nederland en Zwitserland ».

De voormiddag werd besteed aan bezoeken van de bovengrondse inrichtingen der kolenmijnen en van de volgende verwarmingsinrichtingen :

- Gebouwen van de « Caisse Commune d'Assurance de l'Industrie Charbonnière » : Ketel Antverpia Prima Ventocalor van 125.000 kcal/h - anthraciet nootjes 5/10, voeding door schraapketting Cérac.
- Provinciale Kliniekschool te Montignies-sur-Sambre : 5 ketels Antverpia Prima Ventocalor voor 605.000 kcal/h - anthraciet 5/10 - voeding door zwaartekracht vanuit bunker boven de ketels.
- Gebouwen van de Unie der Centrales van Henegouwen, te Charleroi : 2 ketels Ideal-Standard van ieder 225.000 kcal/h - half vet 5/10 - branders met archimedische schroef Will-Burt die rechtstreeks in de reserve put.
- Université du Travail, te Charleroi : 2 pijpenketels Bailly-Mathot, met mechanische roosters Walter - 10 t/h stoom aan 12 kg/cm² en 250° - magerkolen 0/10 - mechanische lading en asverwijdering.
- Stadsverwarming te Charleroi : 3 pijpenketels op 14 kg/cm² voor 12.500.000 kcal/h bij normale werking - mechanische rooster - half vet 0/10 - mechanische lading en asverwijdering - productie van overhit water onder druk voor verwarming op afstand. In de bediende gebouwen geschiedt de distributie onder atmosferische druk dank zij een warmtewisselaar hoge druk - lage druk.

In de namiddag werden de tentoongestelde verwarmingsapparaten bezocht, vervolgens werden lezingen, gevolgd door besprekingen, gehouden door de HH. Biname, Administratief Secretaris van Cedocos, en J. Renard, Ingénieur-Directeur van dit Centrum.

Het lijkt ons nuttig de uiteenzetting van de Heer Renard, gericht tot de vertegenwoordigers van de openbare besturen, architecten en andere personen betrokken bij de bouwnijverheid, in de « *Annalen der Mijnen van België* » op te nemen wegens zijn technisch karakter en wegens de belangrijke becijferde gegevens die ze bevat.

AVANT-PROPOS

La Journée du Chauffage au Charbon, organisée par Cedocos sous le patronage de l'Association Charbonnière des Bassins de Charleroi et de la Basse Sambre, s'est tenue le 23 septembre 1960 à Charleroi au cours de l'Exposition internationale technique et industrielle 1960.

Elle réunissait de nombreux délégués des producteurs, des négociants grossistes et détaillants en charbon, des mandataires de services publics et enfin des architectes et autres professionnels du bâtiment.

M. Ligny, Président de l'Association Charbonnière, fit l'exposé introductif. Après des remerciements adressés aux personnalités présentes et à divers administrations et services, il exposa brièvement les motifs et les objectifs de cette Journée. Elle vise à montrer les possibilités du chauffage au charbon et à promouvoir son développement.

M. Ligny insiste spécialement sur les possibilités offertes aux usagers par le Centre de Documentation sur les Combustibles solides (Cedocos) : « Son but essentiel est d'accorder une aide technique » gratuite aux utilisateurs de charbon. Tant au siège de Bruxelles que dans ses agences de Charleroi, Gand, Hasselt, Liège et Mons, il dispose d'équipes d'ingénieurs spécialisés en matière de chauffage domestique et industriel. Ces ingénieurs étudient, soit sur plan, soit sur place quand il y a lieu, tous les problèmes de chauffage qui leur sont posés. Cedocos échange le fruit de son expérience avec ceux que lui communique les organismes similaires étrangers, notamment d'Allemagne, de France, de Grande-Bretagne, des Pays-Bas et de Suisse ».

Le programme de la Journée comportait, le matin, des visites de surface de charbonnage et la visite des installations de chauffage ci-après :

- Immeuble de la Caisse Commune d'Assurance de l'Industrie Charbonnière des Bassins de Charleroi et de la Basse-Sambre à Charleroi : chaudière Antverpia Prima Ventocalor de 125.000 kcal/h - grains 5/10 anthracites - alimentation de la chaudière par transporteur à raclettes Cérac.
- Ecole clinique provinciale à Montignies-sur-Sambre : 5 chaudières Antverpia Prima Ventocalor pour 605.000 kcal/h - grains 5/10 anthracites - alimentation par gravité à partir d'un silo situé au-dessus des chaudières.
- Immeuble de l'Union des Centrales Electriques du Hainaut à Charleroi : 2 chaudières Idéal Standard chacune de 225.000 kcal/h - grains 5/10 demi-gras - brûleurs à vis Will-Burt qui puisent directement dans la réserve du charbon.
- Université du Travail à Charleroi : 2 chaudières multitubulaires avec surchauffeurs Bailly-Mathot, à grilles mécaniques Walter - 10 t/h de vapeur à 12 kg/cm² et 250° - charbon maigre 0/10 - mécanisation du chargement et du déchargement.
- Installation de chauffage urbain à Charleroi : 3 chaudières multitubulaires à 14 kg/cm² pour 12.500.000 kcal/h en marche normale, à grilles mécaniques - charbon 0/10 demi-gras - mécanisation du chargement et du déchargement - production d'eau chaude surpressée destinée au chauffage urbain. Dans les immeubles desservis, la distribution se fait à la pression atmosphérique par le truchement d'un échangeur haute pression - basse pression.

Le programme comportait l'après-midi la visite d'appareils de chauffage exposés et enfin des conférences par MM. Biname, Secrétaire Administratif de Cedocos, et J. Renard, Ingénieur-Directeur de cet organisme, suivies d'échanges de vues.

Il nous paraît opportun de reproduire, dans les « *Annales des Mines de Belgique* », l'exposé fait par M. Renard aux mandataires des services publics, architectes et autres professionnels du bâtiment, en raison de son caractère technique et des intéressantes précisions chiffrées qu'il contient.

LE CHAUFFAGE MODERNE AU CHARBON

par J. RENARD,
Directeur de CEDOCOS.

SAMENVATTING

De moderne huishoudelijke kolenverwarmingstechniek beantwoordt ten volle aan de huidige eisen van de gebruikers op gebied van comfort, hygiëne, veiligheid en zuinigheid.

De factoren die het comfort van een brandstof bepalen zijn de regeling van de warmteafgifte, het onderhoud en het toezicht op de ketels. Ieder automatisch regelingssysteem kan toegepast worden op een moderne kolenverwarmingssinrichting, door inwerking op de voeding in kolen en op de toevoer van verbrandingslucht! De werking op waakregime vertegenwoordigt slechts een uiterst geringe fractie van de maximale warmteafgifte en kan gedurende zeer lange periodes gehandhaafd worden.

Dank zij een goede opstelling van de ketels en een oordeelkundige keuze van de warmtegeneratoren en van de bijbehorende apparatuur, wordt het onderhoud en het toezicht op de ketels tot een minimum herleid. Men kan namelijk de kolenvoeding, zowel als de asverwijdering volledig automatiseren.

De hygiëne van de moderne verwarming door kolen wordt volledig verzekerd, zowel binnen als buiten de woningen. De kolen zijn zonder geur en kunnen stofvrij gemaakt worden door een behandeling met calciumchloride. De bezoedeling van de atmosfeer door de huisverwarming is te wijten aan de ontwikkeling van stof en schadelijke gassen, waaronder zwavelverbindingen, kooloxyde en koolwaterstoffen.

De vorming van zwavelverbindingen is onvermijdelijk. Zij hangt af van het zwavelgehalte van de brandstof. De Belgische kolen zijn zeer gunstig geplaatst onder dit oogpunt. Hun gemiddeld zwavelgehalte bedraagt minder dan 1 %.

De overige oorzaken van verontreiniging kunnen geheel of gedeeltelijk vermeden worden dank zij een moderne uitrusting en een behoorlijk onderhoud. Het stofgehalte van ketels voor centrale verwarming is begrepen tussen 10 tot 30 mg per m³ rookgassen in de installaties met gedwongen trek. De stofdeeltjes hebben een doormeter van 10 micron en bezinken gemakkelijk.

Een goede regeling van de verbranding, die gemakkelijk te bereiken is, laat toe de vorming van kooloxyde en van koolwaterstoffen te vermijden.

De veiligheid van de kolenverwarming is gelegen op het dubbel vlak van de nationale en lokale bevoorrading en van de veilige en bedrijfszekere werking.

Eindelijk vertoont de verwarming met kolen op gebied van de economische bedrijfsvoorwaarden tastbare voordelen: betrekkelijk goedkope inrichtingen, lange levensduur van het materieel, weinig onderhoudskosten en geringe vreemde energiekosten, hoog warmterendement.

Voor een normale woning, met een moderne inrichting uitgerust, bedraagt het gemiddeld verbruik voor een seizoen 240 kg per duizend geïnstalleerde kilocalorieën.

RESUME

Le chauffage domestique moderne au charbon répond pleinement aux exigences actuelles des utilisateurs, à savoir le confort, l'hygiène, la sécurité et l'économie.

Les facteurs du confort qui dépendent du combustible sont la régulation de l'émission de la chaleur, l'entretien et la surveillance des chaudières. Tous les types de régulations automatiques peuvent équiper une chaufferie moderne au charbon par action sur l'alimentation du foyer en charbon et en air de combustion. Le fonctionnement en veilleuse ne représente qu'une très faible fraction de l'émission maximale de chaleur et peut être maintenu pendant une très longue période.

Grâce à une conception heureuse de la chaufferie et à un choix judicieux des unités de chauffage et des appareillages annexes, l'entretien et la surveillance des chaudières se réduisent à peu de chose. Ainsi, on peut réaliser l'automatisation de l'alimentation en charbon, celle du décendrage et même celle de l'évacuation des cendrées.

L'hygiène du chauffage moderne au charbon est assurée tant à l'intérieur des habitations que dans l'environnement. Le charbon n'a pas d'odeurs et il peut être traité contre les poussières par une solution de chlorure de calcium. La pollution de l'atmosphère par les foyers domestiques est due à l'émission de

poussières et de gaz nocifs, notamment les composés sulfureux, l'oxyde de carbone et des hydrocarbures. L'émission de composés sulfureux est inéluctable. Elle dépend de la teneur en soufre du combustible. Les charbons belges sont bien placés à cet égard, avec une teneur moyenne en soufre inférieure à 1 %.

Les autres polluants peuvent être évités totalement ou en grande partie, grâce au choix d'un appareillage moderne et à un entretien convenable. Ainsi l'émission de poussières des chaudières de chauffage central est comprise entre 10 et 30 mg par m³ normal de fumées dans les unités à tirage naturel et entre 50 et 150 mg par m³ normal dans les unités à tirage forcé. Les particules ont un diamètre supérieur de 10 microns et se déposent facilement.

Par un bon réglage de l'appareil — opération peu délicate — on évite tout dégagement d'oxyde de carbone ou d'hydrocarbures.

La sécurité du chauffage au charbon est multiple : elle se situe sur les plans des approvisionnements national et local et celui du fonctionnement sans aléas et sans danger.

Le dernier volet des impératifs d'un chauffage moderne est l'économie d'exploitation. Là encore le charbon apporte des avantages tangibles : un coût d'installation relativement faible, une durée de vie très longue du matériel, peu de frais d'entretien et d'énergie annexe, des rendements élevés d'exploitation.

Pour un chauffage normal d'une habitation équipée d'une chaufferie moderne, la consommation moyenne de charbon par saison de chauffe est de l'ordre de 240 kg par 1.000 kcal installées.

L'évolution de la technique du chauffage domestique au cours des dernières années est essentiellement conditionnée par les impératifs de la vie moderne, que l'on peut résumer en quatre mots :

- confort ;
- hygiène ;
- sécurité ;
- économie.

Au cours des nombreux contacts avec Messieurs les installateurs, architectes ou autres responsables du choix des combustibles pour le chauffage des habitations, il nous fut souvent affirmé que le charbon ne pouvait pas satisfaire à ces impératifs de la vie moderne et que son emploi était périmé.

La propagation de cette opinion auprès du grand public résulte — comme on vient de le dire — de la méconnaissance des possibilités du chauffage moderne au charbon.

Le propriétaire d'une installation nouvellement convertie à un autre combustible ne peut manquer de comparer favorablement cette dernière avec la précédente, souvent vieillotte et désuète tant dans la conception de la chaufferie que dans l'appareillage.

Dans son esprit, le chauffage au charbon se confond avec ce qu'il en a connu.

Pour être objectif, il faut cependant admettre la comparaison entre deux chaufferies équipées, l'une et l'autre, d'un appareillage moderne, pour lesquelles on a consenti des débours similaires.

Utilisés dans ces conditions, le charbon est un combustible moderne, bien « dans le siècle », qui peut soutenir la comparaison avec ses concurrents. Il présente même des avantages qui lui sont propres.

Le confort.

Le confort thermique des habitations résulte d'un choix judicieux de la température sèche de l'air ambiant, de son humidité relative et de sa vitesse de

circulation, ainsi que de la température de surface des parois et du sol. Dans ce choix, entrent en jeu des considérations d'orientation et d'exposition du bâtiment, d'isolation thermique et d'inertie calorifique des parois, d'autres considérations concernant la nature et la température du fluide chauffant, la nature et la disposition des corps de chauffe et d'autres encore qui nous intéressent plus spécialement aujourd'hui parce qu'elles dépendent totalement ou en partie des combustibles utilisés, à savoir la régulation de l'émission de la chaleur, l'entretien et la surveillance des chaudières. Toute chaufferie moderne au charbon peut être équipée d'une régulation automatique de la chauffe avec tous les servomécanismes connus, tels les aquastats de chaudières, les thermostats d'appartements, les sondes extérieures, les horloges programmes, etc...

Cette régulation se fait pratiquement toujours suivant le principe du « tout ou très peu » en agissant sur l'alimentation du foyer en charbon et en air de combustion. Deux positions seulement sont possibles pour le régulateur : le foyer se trouve, soit en activité, soit en veilleuse. Lorsque la demande de chaleur est nulle, une certaine quantité de combustible est maintenue en combustion lente. Pendant les heures de chauffage, cette incidence est favorable car elle atténue les fluctuations de la température du fluide chauffant et donc l'amplitude des variations de la température des locaux. Pendant le ralentissement nocturne, l'émission de chaleur qui y correspond ne représente que quelques pour-cents de l'émission normale et la consommation de combustible est insignifiante. Si, a priori, on peut affirmer que l'arrêt total du chauffage pendant cette période est plus économique, l'expérience montre que, pour le type des constructions habituelles du pays où l'inertie calorifique des parois est importante, ce faible débit de chaleur retarde l'abaissement de la température intérieure et diminue en conséquence

les besoins de chaleur pour remettre, le matin, les locaux à la température voulue. La consommation globale reste du même ordre de grandeur que pour un arrêt complet et une remise à température plus longue, le matin.

La marche en veilleuse du foyer peut, dans certaines circonstances, être de très longue durée et, pour éviter l'extinction il est souvent nécessaire de prévoir un dispositif d'entretien du feu. Ce dispositif peut être commandé par la température des fumées ou du fluide chauffant, lorsque celle-ci tombe au-dessous d'une valeur déterminée, ou bien par une minuterie de recharge qui met impérativement le foyer en activité pendant quelques minutes à des intervalles de temps fixés au préalable, par exemple, toutes les 3 ou 4 heures.

Le confort thermique nécessite aussi un entretien et une surveillance faciles des chaudières. Pour cela il faut deux conditions :

- le choix d'unités de chauffage et d'un appareillage de manutention modernes ;
- une bonne conception de la chaufferie.

M. Biname vous a décrit les solutions modernes de chauffage au charbon. Elles sont multiples et variées et elles peuvent assurer l'emploi de toutes les catégories et sortes de charbons domestiques. Une sélection de ce matériel avec des dispositifs de manutention du charbon et de décendrage du feu est exposée dans le stand de Cedocos à cette exposition.

Les nouvelles réalisations font appel à des techniques très diverses, telles que le transport pneumatique du charbon et des cendrées, le décendrage par servo-moteur, lui-même commandé par un système de détection de la quantité de charbon consommé, du temps de fonctionnement du ventilateur de soufflage d'air ou de la température sous grille.

Actuellement la station d'essais de Cedocos étudie, en collaboration avec des constructeurs et les Associations Charbonnières de Bassins, de nouveaux appareillages et de nouveaux dispositifs toujours meilleurs et plus automatiques, afin d'assurer aux utilisateurs de charbon des possibilités de chauffage encore plus efficaces.

Mais pour assurer pleinement ce confort thermique lors de l'emploi du charbon, il y a une condition préalable essentielle : une bonne conception des chaufferies. Ici je me permets de faire appel aux mandataires publics, architectes et toutes autres personnes à qui cette mission incombe.

Certaines installations de chauffage central — techniquement parfaites — sont incommodes parce que, lors de la réalisation, on ne disposait pas des surfaces nécessaires. Quant on s'en aperçoit, il est trop tard pour modifier le gros œuvre sans engager des frais importants, et l'utilisateur doit continuer à subir les inconvénients qui résultent de l'erreur initiale.

C'est donc lors de l'élaboration de l'avant-projet de construction, qu'il faut prévoir les dimensions minimales et l'agencement de la chaufferie, de la soute à combustible, des conduits de fumées et d'aération ainsi que des accessoires.

La difficulté provient de ce que, à ce moment, on n'a qu'une vague idée de la puissance calorifique à installer et de la consommation annuelle probable de combustible. L'expérience fournit les données nécessaires à cet effet : pour les conditions climatologiques moyennes de la Belgique et pour les constructions normales, sans orientation défavorable, la puissance calorifique à installer se situe à

- 50 kcal par m³ chauffé, pour une maison unifamiliale isolée ;
- 30 kcal par m³ chauffé, pour un immeuble à appartements.

D'autre part, dans une installation moderne avec régulation automatique, la consommation annuelle approximative pour un hiver moyen est environ de 240 kg de charbon par 1.000 kcal installées.

Sur la base de ces données et suivant le nombre des approvisionnements annuels, suivant le nombre et l'encombrement de chaudières, suivant l'espace libre à aménager devant et entre les différentes unités, on peut déterminer aisément les dimensions de la soute à combustibles et celles de la chaufferie.

En plus de ces règles de bonne pratique, il est toujours à conseiller de mettre à profit les particularités du terrain et de l'implantation de l'immeuble afin de faciliter l'automatisation des opérations d'alimentation en combustibles et d'évacuation des cendrées.

L'hygiène.

Après le confort thermique, le chauffage doit garantir une bonne hygiène, tant à l'intérieur des habitations que dans le voisinage.

A l'intérieur des habitations, il peut s'agir de poussières et d'odeurs. A l'inverse de certains combustibles concurrents, le charbon n'a pas d'odeurs et, dans une chaufferie moderne, l'alimentation du charbon et le décendrage peuvent s'effectuer en circuit fermé, sans nécessiter l'entrée dans la soute à combustible ou l'ouverture de la porte foyer. Ces opérations s'effectuent donc sans poussière.

En outre, le traitement anti-poussière des charbons domestiques se développe de plus en plus. Une solution de chlorure de calcium, en quantité infime, est pulvérisée sur le charbon avant la livraison. Cette solution enrobe tous les grains d'un film protecteur, qui se met en équilibre hygrométrique avec l'air ambiant, assurant ainsi la rétention des poussières pendant plusieurs mois de stockage.

Mais c'est surtout à cause de la pollution de l'air qu'il provoque dans les agglomérations, que le chauffage domestique doit retenir notre attention.

La pollution de l'atmosphère remonte à l'origine des temps, mais elle n'a posé des problèmes qu'avec l'apparition de concentrations humaines de plus en plus denses. L'élaboration de plus en plus massive et variée des produits de consommation et surtout l'utilisation de quantités accrues de combustibles pour les usages domestiques, l'industrie et le transport, ont en effet donné lieu à une augmentation rapide de l'émission de produits malsains et nocifs.

Jusqu'à présent, on a pu dénombrer plus de 150 substances polluantes, parmi lesquelles on peut retenir :

- les poussières et les suies dont la taille varie de plus de 1.500 microns à un millième de micron. Les particules suffisamment petites ne tombent pratiquement jamais et se dispersent au loin par les vents. Dans certaines conditions, elles peuvent s'agglomérer et provoquer autour d'elles une condensation de vapeur d'eau, parfois chargée d'autres substances ;

citons encore :

- les germes microbiens emportés par les poussières ;
- les dérivés sulfureux ;
- le gaz carbonique et l'oxyde de carbone ;
- les dérivés d'azote ;
- les hydrocarbures et leurs dérivés.

Les effets de la pollution atmosphérique concernent l'être humain, les animaux, les végétaux et les matériaux.

Les êtres vivants respirent les fines poussières en suspension dans l'air. Celles-ci peuvent atteindre les cavités pulmonaires et donner lieu à des bronchites ou des pneumonies. Souvent les poussières servent de support à des germes microbiens et sont ainsi une source de propagation de maladies contagieuses.

L'anhydride carbonique n'est à craindre que dans des circonstances spéciales où sa concentration dans l'air atteint des taux élevés.

L'oxyde de carbone est très toxique. Le temps d'intoxication est en moyenne de 3 à 5 heures pour une concentration de trois pour mille. Aux carrefours encombrés et dans les tunnels, on rencontre des teneurs de trois dixièmes pour mille.

Les composés sulfureux, tels que les anhydrides sulfureux et sulfuriques, ont surtout un effet irritant. Dans les cas aigus, ils peuvent provoquer des pneumonies et des oedèmes du poumon. Lors de la formation d'un brouillard, il apparaît un aérosol d'acide sulfurique, qui amène des gênes respiratoires, des spasmes bronchiques, des troubles cardiaques et des irritations oculaires.

Les hydrocarbures et leurs dérivés provoquent des vertiges et des nausées. Les hydrocarbures aromatiques et surtout les 1-2 et 3-4 benzopyrènes ont une action cancérigène bien prouvée. Leur concentration dans l'atmosphère est très faible, mais leur effet to-

xique est irréversible et cumulatif, même pour les substances cancérigènes absorbées par d'autres voies.

Les végétaux sont attaqués directement par les dérivés du soufre et de l'azote. Ils y sont même très sensibles.

Sous l'influence des radiations ultra-violettes, les hydrocarbures non saturés s'oxydent en présence de traces d'oxydes d'azote et provoquent la formation de brouillard et d'ozone, qui attaquent directement les plantes.

Les suies et les poussières bouchent les pores des plantes et empêchent leur croissance normale.

Les matériaux exposés à l'air pollué se recouvrent d'un dépôt de poussières, suies et fumons. Les composés sulfureux corrodent les surfaces métalliques. Ils attaquent les isolants thermiques, les peintures sur bois et à l'huile, les papiers, les cuirs, ... Certains éléments des pierres naturelles ou reconstituées sont dégradés par l'action de ces gaz sur leurs surfaces humides. Citons par exemple la sulfatation des pierres calcaires.

Cette nomenclature des polluants et de leurs effets n'est pas complète, mais elle est déjà suffisamment éloquente pour stigmatiser le mal. Les causes principales de la pollution atmosphérique sont les émanations des établissements industriels, des véhicules à moteur et des foyers domestiques dont les incidences respectives sont de 20, 30 et 50 %. On oublie trop souvent que le chauffage domestique intervient pour la moitié dans la pollution globale du pays et que cette situation est aggravée par :

- la concentration des sources d'émission dans les agglomérations ;
- la mauvaise dispersion des fumées domestiques par des cheminées peu élevées et souvent de qualité médiocre ;
- la concentration des émissions sur la période de chauffage, soit environ sept mois par an.

Quelle est la part des divers combustibles ou moyens de chauffage dans cette pollution domestique ?

Par ordre croissant du degré de pollution, on trouve successivement :

- l'électricité ;
- le chauffage urbain ;
- le gaz de ville ;
- les combustibles solides ;
- les combustibles liquides.

Le chauffage intégral à l'électricité ne provoque aucune pollution. Celle du chauffage urbain est limitée à la centrale de production, mais on peut écarter la chaufferie des quartiers habités, réaliser une épuration soignée des fumées et entretenir et surveiller efficacement la combustion.

Le gaz de ville est un combustible peu polluant. Sa teneur en soufre est faible. Il faut soigner le montage des brûleurs et veiller régulièrement à maintenir un bon rendement de la combustion.

Les foyers domestiques au charbon peuvent émettre des composés sulfureux, de l'oxyde de carbone et des poussières.

L'émission de composés sulfureux dépend de la teneur en soufre des charbons, qui varie de 0,5 à 1,5 %. La teneur moyenne est de 1 %. Ce soufre se transforme au cours de la combustion en anhydride sulfureux et sulfurique et se mélange aux fumées rejetées dans l'atmosphère. Encore faut-il défalquer le soufre retenu dans les cendres, ce qui peut représenter 20 % du soufre total. Cette émission est inéluctable, mais elle est faible vis-à-vis de celle résultant de l'emploi des huiles combustibles.

De nombreuses mesures ont montré que l'émission de poussières et de suies des chaudières de chauffage central au charbon est comprise entre 10 et 30 mg par m³ normal de fumées dans les unités à tirage naturel et entre 50 et 150 mg par m³ normal dans les unités à tirage forcé. Ces chiffres sont d'autant plus satisfaisants que ces particules ont presque toutes un diamètre supérieur à 10 microns et qu'elles se déposent facilement dans les carneaux au lieu d'être évacuées dans l'atmosphère.

L'oxyde de carbone provient d'une combustion incomplète du carbone. Dans les appareils modernes, bien conduits, cette émission est nulle. Comme le réglage des appareils au charbon est simple, sûr et peu délicat, il n'y a guère de danger d'une perturbation quelconque.

Les règles essentielles à observer pour éviter la pollution avec les appareils à charbon sont :

- le choix d'un bon appareil moderne ;
- le choix d'une qualité de combustible qui convient à cet appareil, en évitant de vouloir à tout prix utiliser un charbon de moindre valeur, qui n'apportera d'ailleurs qu'une économie illusoire ;
- le bon entretien de l'installation.

Cedocos met ses ingénieurs à la disposition des utilisateurs pour vérifier gracieusement le bon état de l'installation et le réglage des appareils et assurer de la sorte un fonctionnement parfait.

D'autre part, dans sa station d'essais, il contrôle le bon fonctionnement des appareils du marché avec les diverses qualités de charbon pour en faire bénéficier les utilisateurs. Dans le domaine des appareils indépendants, poêles et cuisinières, son laboratoire est agréé par l'Institut Belge de Normalisation pour octroyer la marque de conformité Benor aux appareils qui ont satisfait aux essais suivant la norme NBN 301. Cette estampille garantit une combustion convenable sans production d'oxyde de carbone ni de poussières. Ces actions de Cedocos cadrent bien avec celles entreprises sur le plan na-

tional par le Comité National contre la Pollution de l'Air.

Viennent ensuite les huiles combustibles qui peuvent donner lieu à une pollution de l'air par des composés sulfureux, des suies, des imbrûlés gazeux, tels que l'oxyde de carbone et les hydrocarbures. La teneur en soufre, qui varie de 1 % pour le gasoil à plus de 5 % pour les fuels lourds, détermine le degré d'émission des composés sulfureux. Pour les fractions les plus légères de la distillation, l'émission des anhydrides sulfureux et sulfurique est du même ordre de grandeur que celle due à l'emploi du charbon, mais il n'en est plus de même pour les fractions lourdes, où cette émission peut être 3 ou 4 fois plus importante.

Les émissions de suies sont en rapport avec la qualité de l'huile et avec le type d'installation. Pour les appareils indépendants (poêles et cuisinières), il s'agit de brûleurs à vaporisation réglés uniquement par le débit de mazout. Le fonctionnement normal donnera toujours lieu à un excès d'air important et donc à un rendement médiocre. La production de suies sera fréquente. En chauffage central, avec l'emploi des fractions de distillation les plus légères, la production de suies sera faible dans les installations bien conçues. Elle sera cependant inévitable lors des extinctions et des allumages et par dérèglement des brûleurs. Elle devient plus importante si l'on utilise des fractions plus lourdes. Les suies ainsi produites sont constituées de particules très fines de dimensions comprises entre un micron et un centième de micron. Elles sont d'une nature très différente de celle des poussières de charbon et il ne faut pas les comparer quantitativement. Une teneur très faible en suies de mazout peut être beaucoup plus gênante et plus nocive. Ces fines particules s'agglomèrent facilement et se présentent alors sous la forme de petites sphères. Elles tombent par leur poids à proximité du point d'émission et provoquent des souillures très désagréables. Ces flocons absorbent des hydrocarbures imbrûlés libérés par la combustion et sont ainsi collants et difficiles à enlever. Ils absorbent également les composés de soufre des fumées en quantité telle que leur teneur en soufre est généralement supérieure à celle du fuel utilisé. Ils acquièrent ainsi des propriétés corrosives très marquées sur les métaux, les peintures et les textiles.

Enfin ces particules jouent le rôle de noyaux de condensation et provoquent la formation de brouillards malsains. On rencontre également des agglomérats d'une autre nature : les dépôts sur les parois de la chaudière ou les carneaux se décollent et sont entraînés par les fumées sous la forme de plaques relativement minces et sèches.

La production d'imbrûlés gazeux, comme l'oxyde de carbone et les hydrocarbures, se présente lors d'une combustion incomplète. Un tel fonctionne-

ment est inévitable au moment des arrêts et des allumages et lors du dérèglement des brûleurs. Parmi ces hydrocarbures, on trouve des produits cancérigènes, tels les benzopyrènes.

Le problème de la pollution atmosphérique par les foyers domestiques devient si aigu dans les grandes agglomérations que certaines villes étrangères n'ont pas hésité à limiter la teneur en soufre des combustibles domestiques à une valeur de 2,5 %. On constate actuellement dans ce domaine une tendance à utiliser de plus en plus des combustibles de déchet, ce qui procure une exploitation plus économique, mais aussi par contre une pollution de l'air beaucoup plus importante, qui porte atteinte à la santé publique et à la propreté des bâtiments et des sites. Il ne faut pas perdre de vue que, contrairement aux installations industrielles, les cheminées des habitations et des buildings se trouvent en pleine agglomération et n'ont pas des hauteurs adéquates. Souvent aussi la surveillance de la combustion laisse à désirer.

La sécurité.

Après le confort thermique et l'hygiène, la troisième qualité d'un chauffage moderne est la sécurité.

La sécurité du chauffage au charbon est multiple. Sécurité d'approvisionnement d'abord, sur le plan national, parce que le charbon est le seul combustible extrait sur le territoire et qu'en période de conflit ou de tension internationale, il serait le seul à faire face aux besoins industriels et domestiques du pays. Cette tâche à laquelle il a toujours satisfait jusqu'à présent, serait bien difficile à remplir si l'on continue à réduire nos capacités de production ; sur le plan local, où, si le charbon présente un certain handicap de manutention vis-à-vis d'un combustible liquide ou gazeux, il a par contre l'avantage de toutes les possibilités de stockage, tant chez le particulier que dans les chantiers du négoce. Ces derniers sont dispersés sur tout le territoire près de l'utilisateur et sont à même de satisfaire tous les besoins dans les délais les plus brefs et dans les conditions atmosphériques les plus draconiennes. En outre les distributeurs de charbon forment chacun une société indépendante, ce qui met l'utilisateur à l'abri de tout danger de grève généralisée des transporteurs ou de certains services de distribution comme cela peut être le cas pour les autres combustibles.

La sécurité de fonctionnement ensuite. Nous avons déjà signalé la robustesse du matériel de chauffe au charbon et le peu de danger qu'il y a de tomber brusquement en panne sans que l'on puisse y porter remède. Même en cas de panne de courant électrique, le chauffage moderne au charbon peut être assuré par tirage naturel à une allure voisine de 25 % de la puissance nominale, simplement en réduisant l'épaisseur de la couche de charbon en combustion.

Enfin, la sécurité contre l'incendie, les explosions et l'intoxication. S'il fallait classer les divers modes de chauffage, à ce point de vue, on pourrait établir la liste suivante, dans le sens de la progression du danger :

- le chauffage urbain (basse pression) ;
- l'électricité ;
- le charbon ;
- le chauffage urbain (haute pression) ;
- le gaz de ville ;
- les huiles combustibles ;
- les gaz de pétrole liquéfiés.

L'économie.

Nous ne nous étendons pas plus sur ce point, pour aborder le dernier volet des impératifs d'un chauffage moderne, à savoir l'économie d'exploitation. Cet aspect du problème du chauffage prend actuellement d'autant plus d'importance que chacun désire mieux se chauffer, ce qui entraîne une utilisation plus importante de combustible, et que le niveau des prix des divers combustibles est élevé. En moyenne, le chauffage intervient dans les dépenses globales d'un ménage pour 7 à 10 %, suivant que l'on ne fait pas ou que l'on fait intervenir les frais d'installation.

Le calcul du prix de revient d'un système de chauffage doit faire intervenir :

- le coût d'installation ;
- la durée de vie du matériel ;
- les frais d'exploitation.

Le coût d'installation d'une chaufferie au charbon est toujours relativement faible, si les locaux pour l'abriter sont bien conçus. En général, la charge financière annuelle d'amortissement ne représente que peu de chose vis-à-vis de frais d'exploitation. C'est pourquoi il est presque toujours préférable de réaliser une chaufferie automatique avec des générateurs de bonne qualité pour réduire les frais de combustible. Ce n'est que pour les installations de faible puissance qu'il est parfois plus économique d'admettre une installation moins onéreuse.

Un autre avantage d'une installation au charbon est sa longue durée de vie. Le matériel est robuste et peu délicat. La combustion du charbon ne donne pas lieu à des alternances brusques et répétées de contraction et de dilatation, à cause du maintien d'un fonctionnement en veilleuse et d'une reprise progressive du feu lors des demandes de chaleur. Les corrosions sont minimales parce que le charbon contient peu de soufre et qu'il ne donne lieu à des condensations corrosives d'acide sulfurique qu'à des températures très basses qu'il est facile d'éviter.

Les frais d'exploitation sont déterminés par les frais d'entretien et de main-d'œuvre, par la consommation d'énergie électrique et surtout par la dépense de combustible.

Si l'installation est bien entretenue, les réparations sont minimales. On peut les négliger. Les frais de main-d'œuvre qui peuvent être très importants dans des anciennes installations mal conçues, sont au contraire très minimales dans les chaufferies modernes, réalisées suivant les principes et avec l'appareillage que nous avons indiqués. Dans les chaufferies très importantes de l'ordre de 10.000.000 kcalories et plus, il faut un chauffeur en permanence quel que soit le combustible. Dans les chaufferies de buildings, le concierge suffit pour la surveillance et l'entretien. Dans les habitations unifamiliales, l'usager lui-même s'occupe de l'entretien qui ne nécessite qu'un passage journalier de quelques minutes. Pendant les week-ends ou les périodes d'absence prolongée, la réserve de combustibles de la chaudière est largement suffisante pour maintenir le feu sans interventions et assurer un chauffage mitigé.

La dépense d'énergie électrique est minime. Elle est variable suivant l'automatisation du chargement et du déchargement. Elle se situe à environ 15 kWh par tonne de charbon consommé.

Le poste le plus important du bilan est celui de la dépense du combustible. Il dépend du prix unitaire du combustible, de son pouvoir calorifique et de la consommation annuelle de combustible.

Pour la commodité des comparaisons, il est d'usage de calculer le coût du million de kcalories brutes à partir du prix des combustibles et de leurs pouvoirs calorifiques. Ici deux remarques s'imposent. Il y a lieu d'homogénéiser les unités de mesures. Pour le charbon, il est normal de donner le prix et le pouvoir calorifique au kg, mais pour certains combustibles on donne souvent le prix au litre et le pouvoir calorifique au kg. Il faut alors tenir compte de la densité du combustible qui est inférieure à l'unité.

De même, comme les combustions se font à pression constante et que la vapeur d'eau produite est évacuée sous forme de vapeur à la cheminée, il y a lieu d'adopter le pouvoir calorifique inférieur à pression constante, c'est-à-dire en déduisant la chaleur de condensation de la vapeur d'eau produite. Pour le charbon, cette différence entre les pouvoirs calori-

fiques supérieur et inférieur est de l'ordre de 230 kcal/kg, soit environ 2,5 %, tandis que pour les combustibles liquides, la différence est de l'ordre de 700 kcal/kg soit environ 7 %.

On passe du coût de la calorie brute au coût de la calorie utile dans les locaux à chauffer, en tenant compte des rendements de la combustion, de la distribution, de la répartition et du réglage de l'émission.

Le rendement de la combustion à considérer n'est pas celui obtenu en laboratoire, mais bien celui en exploitation. Interviennent le salissement normal du réseau de récupération, le rendement aux différentes allures et la facilité de maintenir un bon réglage. Les chaudières modernes au charbon bien entretenues fournissent des rendements d'exploitation très élevés, variables suivant le type des installations et compris entre 75 et 80 %.

Le niveau des rendements de la distribution, de la répartition et du réglage de l'émission ne dépend pas du combustible, mais bien de la qualité du système de chauffage et de la régulation de la chaleur. Il tient compte des pertes en tuyauteries, des défauts d'équilibrage et de la disparité entre l'émission de chaleur et les besoins effectifs. Pour de bonnes installations, l'incidence de ces pertes réduit le rendement utile au radiateur à des valeurs comprises entre 70 et 75 %. Ces valeurs d'expérience sont confirmées par la norme allemande VDI 2067, établie de commun accord entre les représentants qualifiés des différents producteurs et vendeurs d'énergie. Elles ne sont dépassées pour aucun autre combustible liquide ou gazeux.

C'est grâce à ce niveau élevé du rendement global d'utilisation, que la consommation moyenne par saison de chauffe est de l'ordre de 240 kg par 1.000 kcal installées pour une chaufferie moderne au charbon. La consommation réelle dépend, bien entendu, des déperditions calorifiques du bâtiment considéré, de sa situation, des variations climatiques de l'année, du régime de chauffage et des habitudes des usagers. Le facteur humain peut y jouer un rôle important.

La réglementation belge en matière d'aérage des mines (*)

par G. COOLS,

Directeur Divisionnaire des Mines,
Rapporteur au Conseil Supérieur de la Sécurité Minière

SAMENVATTING

De Commissie voor de Herziening van de Mijnreglementen, die gesticht werd in 1879, werd te dien tijde gelast met de grondige herziening van het reglement over de mijnpolitie. Haar werkzaamheden leidden tot het koninklijk besluit van 28 april 1884 dat gedurende drie kwart eeuw de hoeksteen van onze reglementering in zake mijnpolitie vormde. Verscheidene hoofdstukken van dit reglement werden later naar gelang de ontwikkeling der techniek herzien. Het hoofdstuk betreffende de luchtverversing hoefde echter tot nog toe in zijn hoofdlijnen niet te worden gewijzigd.

In 1958 werd de Commissie voor de Herziening van de Mijnreglementen met de studie van een nieuwe reglementering in zake luchtverversing gelast. Hetzelfde jaar werd echter de « Hoge Raad voor Veiligheid in de Mijnen » gesticht, waarvan de z.g. « Wetgevende Sektie » de werkzaamheden van de voormalige commissie voortzette en een ontwerp op punt stelde, dat door de « Hoge Raad voor Veiligheid in de mijnen » op 19 november 1959 werd goedgekeurd. De Hoge Raad stelt voor de voornaamste beginselen alsook de onderverdeling van het reglement van 1884 te behouden. De teksten werden echter herzien en verscheidene bijkomende schikkingen zijn voorgesteld; gecijferde nauwkeurigheden worden echter zoveel mogelijk geweerd.

De beweegredenen die aan de basis van deze voorstellen liggen zijn namelijk de aanbevelingen van de Conferentie met betrekking tot de Veiligheid in de Steenkolenmijnen, gehouden te Luxemburg in 1957, de noodzakelijkheid rekening te houden met de evolutie der techniek, de gepastheid sommige bestaande voorschriften tot de rang van koninklijk besluit te verheffen, en eindelijk het streven naar vereenvoudiging inzake afwijkingen.

Onder de nieuwe schikkingen die worden voorgesteld, dienen aangestipt het principe van de verdeling der luchtverversing met bepaling van het begrip « onafhankelijke luchtstroom », de wijziging van het begrip « beoedelde luchtstroom », de elementen waarmee rekening moet worden gehouden voor de beoordeling van de hoedanigheid van de mijnlucht, de bijkomende voorschriften inzake luchtdeuren, de kwesties in verband met de wijzigingen van het regime der luchtverversing, de begrippen « hoofdventilator », « hulpventilator » en « secondaire ventilator », de aansluiting op twee verschillende bronnen van drijfkracht en de nooduitrusting in zake hoofdventilatoren, het onderscheid tussen « tijdelijk stilgelegde werken » en « voor goed verlaten werken », eindelijk de zending van de speciale dienst gelast met de controle der luchtverversing.

Betreffende de mijngashoudende mijnen, dienen bovendien vermeld het bedrijfsprogram, de beperkingen in zake luchting « in serie » van pijlers, de melding van de verdiepingen en van de dalpijlers de aanvullende schikkingen in verband met de luchting der voorbereidende werken, de aanneming door het Mijnwezen van de mijngasaanwijzers, van de secondaire ventilatoren, van de persluchtejecteurs en van de persluchtdarmen, eindelijk de verplichting de werkplaatsen te ontruimen waar het mijngasgehalte 2 % overtreft.

(*) Avec quelques variantes, ce texte reproduit l'exposé présenté par M. Cools au Comité du Grisou du Steinkohlenbergbauverein, qui a tenu une séance à Inichar, à Liège, le 6 septembre 1960.

Wat de mijngashoudende mijnen der tweede en der derde kategorie betreft, stelt de Hoge Raad geen belangrijke wijzigingen voor, behalve deze die voortspruiten uit de wijzigingen van de vorige hoofdstukken.

Het ontwerp eindigt met algemene bepalingen, waar bijzonder dient aangestipt de uitvaardiging, door de bedrijfsleider, van voorschriften die aan de mijnningenieur worden medegedeeld.

RESUME

La Commission de Révision des Règlements Miniers, qui a été instituée en 1879, fut chargée à l'époque d'une refonte complète du règlement sur la police des mines. Ses travaux aboutirent à l'arrêté royal du 28 avril 1884 qui constitua pendant trois quarts de siècle la pierre angulaire de notre réglementation en matière de police des mines. Le chapitre de ce règlement qui traite de l'aérage ne dut jusqu'à présent guère être modifié dans sa structure.

En 1958, la Commission de Révision des Règlements Miniers fut chargée de préparer le projet d'une nouvelle réglementation en matière d'aérage. Mais, au cours de la même année, fut constitué le Conseil Supérieur de la Sécurité Minière, dont la section dite « de législation » reprit les attributions de l'ancienne commission. Cette section acheva la mise au point d'un projet qui fut approuvé par le Conseil Supérieur de la Sécurité Minière en sa séance du 19 novembre 1959.

Le Conseil Supérieur propose de maintenir les grands principes, ainsi que la subdivision du règlement de 1884. Mais l'énoncé de ces principes a été revu et de nombreuses dispositions additionnelles sont proposées ; des précisions chiffrées furent toutefois évitées autant que possible.

Les motifs qui sont à la base de ces propositions sont, notamment, les recommandations de la Conférence sur la Sécurité dans les Mines de Houille, tenue à Luxembourg en 1957, la nécessité de tenir compte de l'évolution de la technique, l'opportunité d'élever certaines prescriptions existantes au rang d'arrêté royal, enfin le souci de simplification en matière de dérogations.

Parmi les nouvelles dispositions proposées, il convient de souligner la définition du « courant d'air indépendant », la nouvelle signification donnée à la notion « d'air vicié », les éléments dont il faudra tenir compte pour apprécier la qualité de l'atmosphère des mines, les prescriptions nouvelles en matière de portes d'aérage, les questions en rapport avec les modifications du régime de l'aérage, les notions de « ventilateur principal », « ventilateur auxiliaire » et « ventilateur secondaire », l'alimentation par deux sources d'énergie distinctes et l'équipement de réserve en matière de ventilateurs principaux, la distinction entre « travaux momentanément inactifs » et « travaux définitivement abandonnés », enfin la mission du service spécialisé chargé du contrôle de l'aérage.

Pour les mines grisouteuses, il y a lieu de signaler, en outre, le planning d'exploitation, les limitations en matière de ventilation « en série » des tailles, la notification des niveaux d'étage et des tailles en défoncement, les dispositions additionnelles en matière d'aérage des travaux préparatoires, l'agrégation des indicateurs de grisou, des ventilateurs secondaires, des éjecteurs et des flexibles à air comprimé, enfin l'obligation d'évacuer les chantiers où la teneur en grisou excède 2 %.

Pour les mines de 2^{me} et 3^{me} catégorie, le Conseil Supérieur ne propose pas de modifications importantes en-dehors de celles qui résultent de la modification des chapitres précédents.

Le projet se termine par des dispositions générales parmi lesquelles il y a surtout lieu de signaler les consignes à établir par le directeur des travaux et à notifier à l'ingénieur des mines.

A. HISTORIQUE

L'étude de l'aérage des mines et de l'atmosphère qui y règne constitue un des éléments les plus importants de l'art d'exploiter les mines. C'est dire aussi toute l'importance que prend dans les règlements sur la police des mines le chapitre qui concerne l'aérage.

Le décret impérial du 3 janvier 1813 relatif à la police des exploitations de mines, pris en application de la loi du 21 avril 1810, ne contenait que des mesures générales en ce qui concerne la sécurité des ouvriers mineurs et celle des travaux. Ce décret, qui a établi les principes qui sont encore à la base du

règlement général actuel du 5 mai 1919, ne contenait pas encore de prescriptions spéciales relatives à la police des mines.

Certains arrêtés partiels de police furent pris ultérieurement par diverses autorités, mais ce n'est que le 21 janvier 1841 que parut le premier règlement d'ensemble, arrêté par le Conseil provincial du Hainaut et approuvé par le Roi. Ce règlement, bien que relativement sommaire encore, était néanmoins remarquable pour l'époque. C'est avec intérêt qu'on y retrouve entre autres, dans le chapitre relatif à l'aérage, l'idée d'un porion pour chaque bure d'exploitation spécialement chargé de la surveillance journalière des moyens d'aérage et de l'atmosphère

de la mine ; le nom de ce préposé devait être notifié à l'Administration des Mines.

L'arrêté royal du 29 juin 1844 approuve un règlement semblable pris par le Conseil provincial de Liège, mais ce n'est que le premier mars 1850 que paraît le premier règlement de police applicable au royaume concernant « l'aérage, l'éclairage et l'emploi de la poudre dans les travaux d'exploitation, notamment dans les houillères à grisou ».

Divers arrêtés partiels parurent ultérieurement jusqu'à ce que fut constituée, en 1879, la Commission de Révision des Règlements sur la Police des Mines.

Cette Commission, de caractère essentiellement technique, était initialement composée de membres représentant les employeurs et l'Administration des Mines ; les travailleurs y furent représentés à partir de l'année 1897, année au cours de laquelle furent institués les délégués ouvriers à l'inspection des mines de houille.

Dès sa constitution, cette Commission fut chargée d'une refonte complète du règlement sur la police des mines. Ses travaux aboutirent à l'arrêté royal du 28 avril 1884. Cette œuvre importante, jugée avec le recul des temps, fut sage et prudente ; elle constitua pendant trois quarts de siècle la pierre angulaire de notre réglementation en matière de police des mines.

Bien sûr, l'évolution de la technique a nécessité, au cours des temps, la révision de plusieurs chapitres de ce règlement.

Le chapitre relatif à l'aérage, toutefois, ne dut guère être modifié dans sa structure. Les auteurs du règlement de 1884 y avaient déjà introduit les grands principes qui, actuellement encore, sont généralement admis en matière de ventilation des mines. Les seules modifications importantes qui y furent apportées sont, en 1901, des précisions relatives à la division de l'aérage et, en 1924, la refonte des règles applicables aux mines à dégagements instantanés de grisou.

En 1958, la Commission de Révision des Règlements Miniers fut chargée de préparer la révision du règlement de police sur l'aérage des mines. Mais, au cours de la même année, fut constitué le Conseil Supérieur de la Sécurité Minière qui comporte, entre autres, une section dite « de législation », laquelle reprit les attributions de l'ancienne Commission de Révision qui fut supprimée. La composition de cette section législative ne diffère d'ailleurs pas beaucoup de celle de l'ancienne Commission et les travaux que celle-ci avait entamés furent poursuivis par la section législative. Celle-ci mit au point un projet qui fut approuvé par le Conseil Supérieur de la Sécurité Minière en sa séance du 19 novembre 1959. Ce projet est, en ce moment, au Conseil d'Etat.

B. ANALYSE SOMMAIRE DU REGLEMENT DE 1884 (1)

Ce règlement pose comme premier principe le classement des mines en « mines sans grisou » et « mines à grisou », celles-ci étant, à leur tour, classées en « mines de 1^{re} catégorie », c'est-à-dire peu grisouteuses, « mines de 2^{me} catégorie » ou franchement grisouteuses et « mines de 3^{me} catégorie » ou « mines à dégagements instantanés de grisou ».

Ce classement est établi par l'autorité provinciale, sur proposition de l'ingénieur des mines, l'exploitant entendu en ses observations.

De ce classement dérive la subdivision du règlement en quatre sections :

- la première section concerne toutes les mines ;
- la deuxième est applicable à toutes les mines à grisou ;
- la troisième s'adresse aux mines de 2^{me} et 3^{me} catégorie ;
- la quatrième ne concerne que les mines de 3^{me} catégorie.

* * *

Ce règlement impose pour toutes les mines l'observation de certains principes fondamentaux, notamment :

l'assainissement de tous les points accessibles aux ouvriers ;

le réglage de la quantité et de la vitesse de l'air ;
l'accessibilité des galeries ;

l'obligation de ventiler par des moyens mécaniques assurant la régularité et la continuité des courants d'air ;

l'écartement des courants d'air viciés et, par conséquent, la limitation de l'étendue des chantiers ;

la qualité et l'avancement des remblais en vue de diriger les courants d'air ;

l'obligation des portes multiples lorsqu'on ne peut pas éviter l'usage de portes ;

enfin la fermeture des chantiers abandonnés assurant l'inaccessibilité (l'obturation complète n'était pas encore exigée).

* * *

Parmi les dispositions complémentaires applicables à toutes les mines à grisou, nous mentionnerons le principe de la division de l'aérage, principe qui fut précisé, en 1901, comme suit :

« Est assimilé à un courant d'air vicié, tout courant d'air ayant ventilé une taille ou un groupe de tailles en exploitation dans une même couche entre les deux niveaux qui délimitent un étage ».

(1) Ce règlement, tel qu'il a été modifié ultérieurement, notamment en 1901 et 1924, est encore en vigueur à la date à laquelle a été rédigé le présent article.

Il résulte de ce texte que l'air ayant ventilé une taille ne peut plus servir à la ventilation d'un travail préparatoire, ni d'une taille exploitée dans une autre veine, ni d'une taille appartenant à un autre étage. La définition du « niveau d'étage » fut toutefois difficile à établir malgré les diverses circulaires interprétatives concernant cette question.

Mentionnons encore :

l'interdiction de l'aéragé à « rabat-vent » c'est-à-dire par aéragé descendant le long des fronts de taille ;

l'interdiction d'utiliser des « canars », c'est-à-dire des buses, pour l'aéragé des travaux autres que les travaux préparatoires ou de reconnaissance ;

la séparation des issues d'entrée et de retour d'air par un massif de roches suffisamment résistant ;

enfin, l'interdiction des feux nus à la surface, aux abords du puits d'appel.

* * *

Dans les mines de 2^{me} et 3^{me} catégorie, le courant d'air doit être ascendant, non seulement le long des fronts d'exploitation, mais aussi dans les retours d'air des chantiers d'exploitation.

De plus, l'air ayant ventilé un travail préparatoire est considéré comme étant vicié et ne peut donc plus aérer un autre chantier quelconque.

Les travaux préparatoires ventilés avec retour d'air descendant sont notifiés à l'ingénieur des mines.

Enfin, l'ouverture d'un nouvel étage ne peut se faire que lorsque les deux puits sont à profondeur ; si tel n'est pas le cas, des travaux préparatoires en roche peuvent néanmoins être effectués au niveau inférieur du nouvel étage, à condition d'avoir préalablement établi une communication d'aéragé entre les deux puits.

* * *

En ce qui concerne les mines à dégagements instantanés, il serait trop long d'entrer dans les nombreux détails du règlement. Nous nous bornerons à l'essentiel, notamment :

l'obligation d'effectuer des sondages au grisou en avant des fronts de travail ;

dans les travaux préparatoires, l'interdiction de l'aéragé par canars aspirants, ainsi que l'obligation d'entreposer des bonbonnes d'oxygène dans les travaux et de disposer de chambres-abris convenablement équipées.

Voilà, très brièvement esquissées, les prescriptions principales du règlement actuellement encore en vigueur.

* * *

C. ANALYSE DU PROJET ETABLI PAR LE CONSEIL SUPERIEUR DE LA SECURITE MINIERE ET DESTINE A REMPLACER LE REGLEMENT DE 1884

Le Conseil Supérieur de la Sécurité Minière propose de maintenir les grands principes, ainsi que la subdivision du règlement de 1884. Mais l'énoncé de ces principes a été revu et précisé et de nombreuses dispositions nouvelles sont proposées. Toutefois, l'introduction de précisions chiffrées, difficiles sinon impossibles à établir en une matière où chaque cas constitue un cas d'espèce, a été évitée.

Les motifs qui sont à la base des modifications proposées sont les suivants :

a) Tout d'abord, la nécessité d'introduire dans le règlement certaines prescriptions qui ont été recommandées par la Conférence sur la Sécurité dans les Mines, tenue en 1957 à Luxembourg, et que les Gouvernements faisant partie de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier ont pris l'engagement d'appliquer.

b) En second lieu, la nécessité de tenir compte de l'évolution de la technique, ainsi que du perfectionnement des moyens de contrôle.

c) D'autre part, l'opportunité d'élever au rang d'arrêté royal certaines prescriptions qui sont déjà consacrées par la pratique, souvent en vertu de circulaires émanant de l'Administration des Mines.

d) Enfin, le souci de la simplification des formalités administratives, notamment par l'adaptation de certaines prescriptions qui étaient justifiées à l'époque, mais qui sont actuellement dépassées par le progrès et qui, par conséquent, donnent lieu à de nombreuses autorisations de déroger.

Il n'est pas possible d'exposer en détail, dans ce bref commentaire, toutes les modifications proposées ; nous nous bornerons donc à en signaler les points saillants.

* * *

Prescriptions applicables à toutes les mines.

Citons d'abord l'extension aussi large que possible du principe de la division de l'aéragé à toutes les mines, même celles qui sont classées sans grisou. Le projet définit la notion de « courant indépendant », c'est-à-dire celui qui « se détachant du courant d'air frais, aère un chantier ou un local, puis rejoint directement le retour d'air ».

En ce qui concerne la qualité de l'atmosphère des mines, il sera admis qu'un courant d'air vicié ne doit pas être nécessairement écarté lorsqu'il peut être dilué de manière telle qu'il ne puisse mettre en danger ni la santé ni la sécurité du personnel.

Le projet fixe ensuite les éléments dont on devra tenir compte pour régler les débits d'air, c'est-à-dire le nombre d'ouvriers, l'étendue des travaux, les émanations naturelles de la mine et la température des roches. Enfin, la vitesse de l'air sera suffisante sans

être excessive au point de nuire à la santé et à la sécurité.

En ce qui concerne les critères de qualité de l'air, le projet se borne donc à l'énoncé de principes. Ces critères devront par conséquent être fixés par les consignes que prescrira le directeur des travaux. Celui-ci est en effet la personne qui est le mieux à même d'adapter ces critères aux conditions particulières de la mine. Mais ceci ne veut pas dire que les critères fondamentaux seront nécessairement différents de mine à mine, car pour leur fixation il devra être tenu compte des données acquises grâce aux travaux de nos instituts de recherche, ainsi que des directives des ingénieurs des mines, coordonnées éventuellement par l'Inspecteur Général des Mines et codifiées, au besoin, par le Directeur Général des Mines, lequel tiendra compte, le cas échéant, des recommandations qui pourraient être formulées par l'Organe Permanent de la C.E.C.A. à la suite des études des groupes de travail de cet organisme.

L'accessibilité des retours d'air ne sera pas exigée lorsqu'il s'agit de travaux autres que les chantiers d'exploitation, à condition que ces travaux soient branchés sur une entrée d'air. Ceci était d'ailleurs déjà toléré précédemment par une circulaire, notamment lorsqu'il s'agissait de travaux de récupération ou démantèlement.

En ce qui concerne les portes, de nombreuses prescriptions ont été ajoutées, entre autres la fermeture automatique des portes, sauf celles qui sont destinées à faire face à des éventualités particulières (on vise ici les cas d'incendie), le principe de la responsabilité de toute personne qui pourrait être amenée à se servir de ces portes, l'interdiction de faire varier systématiquement au cours de la journée le régime d'aérage des chantiers à l'aide de portes, enfin, l'enlèvement des portes qui sont sans objet.

Les modifications au régime de l'aérage ne se feront que sur ordre du directeur des travaux ou, en cas d'urgence, d'agents spécialement désignés à cet effet. Cette nouvelle prescription vise surtout à éviter des initiatives malencontreuses en cas d'incendie.

En ce qui concerne les ventilateurs, le projet introduit la notion de « ventilateurs principaux », ainsi que celle de « ventilateurs auxiliaires » qui renforcent l'effet des ventilateurs principaux. L'installation de ces ventilateurs devra être notifiée à l'ingénieur des mines.

Les ventilateurs principaux devront pouvoir être alimentés par deux sources d'énergie distinctes et il devra exister un équipement de secours capable d'assurer rapidement un aérage suffisant pour assurer la sécurité et la santé du personnel. Enfin, des dispositions devront être prévues pour éviter une inversion intempestive du courant d'air (cas des ventilateurs souterrains multiples), ainsi que pour pouvoir diminuer rapidement le débit d'air pénétrant dans la mine (cas d'incendie).

En ce qui concerne les travaux arrêtés, le projet distingue les travaux momentanément inactifs et les travaux définitivement arrêtés. Les premiers devront être ventilés et éventuellement interdits par une fermeture difficilement franchissable, les seconds devront être obturés par un barrage étanche. Signaux, notamment, que les barrages d'obturation devront être équipés de prises d'air en vue d'analyse, mais seulement lorsqu'ils intéresseront des travaux non démantelés. La réouverture de ces barrages ne pourra se faire qu'en accord avec l'ingénieur des mines.

Après un rappel des obligations, en matière d'aérage, des membres du personnel de surveillance, la première partie du projet se termine par des dispositions relatives au contrôle général de l'aérage. On tiendra à jour un plan général d'aérage et un agent ou un service spécialisé sera chargé du contrôle général de l'aérage comportant, au moins, des contrôles et jaugeages mensuels. Ces dispositions sont, en fait, mises en pratique depuis de nombreuses années, mais elles n'avaient pas, jusqu'à présent, été codifiées dans le règlement sur l'aérage ; certaines d'entre elles étaient d'ailleurs obligatoires en vertu du règlement sur l'usage des explosifs dans les mines, mais elles ne furent pas reprises, lors de la révision de ce règlement en 1955, afin de les réserver au règlement sur l'aérage.

* * *

Règles complémentaires relatives aux mines à grisou.

Le planning d'exploitation devra tenir compte de la nature grisouteuse du gisement. Ce texte est plus souple que celui du règlement de 1884, lequel impose l'exploitation par tranches prises successivement en descendant.

L'interdiction de ventiler en série des tailles qui ne sont pas situées dans la même couche ou qui n'appartiennent pas au même étage est maintenue. Mais la notion « d'air vicié » est modifiée. L'air qui sort d'une taille ne sera plus nécessairement vicié. Il ne sera vicié que lorsqu'il ne satisfera plus aux critères de qualité. Il est compréhensible qu'anciennement le règlement fût plus rigide à ce sujet parce qu'on ne disposait pratiquement que de la lampe à huile pour effectuer les contrôles, mais actuellement ce n'est évidemment plus le cas. Cette modification permettra de supprimer de nombreuses dérogations (2).

(2) Pour apprécier correctement la portée de cette modification, il est nécessaire de la mettre en parallèle avec le règlement sur l'emploi de l'électricité dans les mines qui prescrit que le courant doit être coupé lorsque la teneur en grisou atteint 1 % et avec le règlement sur l'emploi des explosifs dans les mines qui prescrit que le chargement et le tir des mines ne peuvent avoir lieu lorsqu'il y a du grisou visible à la lampe à benzine dans l'atelier de minage, ce qui correspond sensiblement à une teneur de 1 %.

Les tailles prises en défoncement sous un niveau d'étage pourront être considérées comme appartenant à l'étage, mais l'ingénieur des mines devra être averti préalablement.

La notion de « niveau d'étage » a souvent donné lieu à des contestations. On a tourné cette difficulté dans le nouveau projet en imposant la notification préalable de ces niveaux à l'ingénieur des mines, ce qui permettra d'éviter toute contestation ultérieure.

Le texte relatif à l'interdiction d'utiliser des « canars » pour l'aérage de travaux autres que les travaux préparatoires ou de reconnaissance est supprimé car des « canars » peuvent être utiles et sont en fait utilisés dans des travaux de tous genres. Mais cette prescription est évidemment maintenue dans son esprit, c'est pourquoi il a bien été spécifié dans la partie du projet applicable à toutes les mines que les voies d'entrée et de retour d'air des chantiers d'exploitation seront facilement accessibles, ce qui implique l'interdiction d'utiliser des canars pour la ventilation principale de ces chantiers. En outre, pour éviter tout abus, le projet explicite l'interdiction d'exploiter systématiquement par montages successifs.

L'aérage à rabat-vent le long des fronts de taille reste interdit. Ceci ne signifie pas que cette pratique doive être condamnée dans tous les cas, mais il a été jugé préférable que chaque cas d'espèce soit soumis à examen. Les contre-pentes locales et temporaires seront toutefois admises sans dérogation.

Le projet définit ensuite une troisième espèce de ventilateurs, c'est-à-dire les « ventilateurs secondaires » qui assurent l'aérage des endroits insuffisamment assainis par la ventilation principale. Ces ventilateurs, ainsi que les éjecteurs à air comprimé, devront subir des visites périodiques.

Chaque travail en cul-de-sac devra être aéré par un conduit autonome et l'emplacement des ventilateurs secondaires sera choisi de manière à éviter autant que possible les recyclages d'air. Ces prescriptions sont reprises de circulaires existantes.

En cas d'interruption de la ventilation dans un travail en cul-de-sac, l'évacuation sera obligatoire et le projet précise ce qu'il y a lieu de faire en pareil cas.

Le déplacement des canalisations en taille ne pourra pas compromettre la ventilation secondaire. Les chasses d'air comprimé ne seront effectuées qu'après contrôle de l'atmosphère et en l'absence de lampes à flamme.

Les appareils suivants seront agréés par le Directeur Général des Mines :

- les indicateurs de grisou ;
- les ventilateurs secondaires ;
- les éjecteurs à air comprimé ;

les canalisations d'air comprimé en matériau non métallique (3).

Nous arrivons enfin à l'article relatif à la teneur limite en grisou. Cette prescription, longuement discutée à Luxembourg, est exprimée comme suit dans le projet :

« Lorsque, en un endroit d'un circuit d'aérage, la teneur en grisou dépasse 2 % en plein courant d'air, le circuit en question est évacué par le personnel, à l'exception de celui qui est chargé de travaux indispensables ou de sauvetage ».

Cette règle assez rigide est de nature à causer des difficultés dans quelques rares mines qui sont très grisouteuses. Aussi a-t-il été nécessaire de prévoir, dans des cas exceptionnels, une tolérance allant jusque 3 % (limite qui est appliquée depuis longtemps en vertu d'une circulaire) moyennant des mesures de sécurité complémentaires et avertissement préalable de l'ingénieur des mines. En pratique, cette tolérance sera temporaire car il se fait que les mines très grisouteuses sont progressivement éliminées par suite de l'état du marché charbonnier.

* * *

Règles complémentaires applicables aux mines de 2^e et 3^e catégorie.

Le seul changement important résulte de la modification de la notion d'air vicié. L'air provenant d'un travail préparatoire pourra donc passer par d'autres chantiers, à condition qu'il soit satisfait aux critères de qualité, notamment par une dilution suffisante.

En ce qui concerne la communication d'aérage à établir entre les deux issues avant d'entamer des travaux quelconques au niveau inférieur d'un nouvel étage, le projet ne modifie rien quant au fond, mais il a été tenu compte de ce que les issues doivent aussi satisfaire au règlement du 10 décembre 1910 relatif aux puits et voies d'accès.

* * *

Règles particulières à la troisième catégorie.

Il a été nécessaire d'ajouter ici le principe du retour d'air distinct pour chaque chantier, qu'il soit d'exploitation, de préparation ou de reconnaissance. En effet, les facilités admises dans le projet pour les mines de 1^{re} et 2^{me} catégorie ne peuvent évidemment pas être étendues à celles de la 3^{me} catégorie. Une exception a toutefois été admise pour les travaux de faible longueur tels que les courts boueux de recoupe ou les rétablissements de front de taille, moyennant information préalable de l'ingénieur des mines.

(3) Il y a lieu de remarquer que l'Institut National des Mines agréé depuis longtemps déjà les ventilateurs secondaires, les indicateurs de grisou et les flexibles alimentant les marteaux-piqueurs.

D'autre part, le projet propose de scinder l'article 38ter du règlement actuel, qui est très long, en deux articles dont l'un traite des mesures à prendre lors de l'exécution d'un travail préparatoire ou de reconnaissance, tandis que l'autre groupe les conditions auxquelles doivent satisfaire les chambres-abris.

Parmi les mesures à prendre, il est proposé de prévoir des dispositifs permettant de disposer d'air frais à des distances judicieusement déterminées dans tous les tronçons en cul-de-sac, tandis que les chambres-abris seront disposées à une distance du front comprise entre 50 m et 150 m, quelle que soit la nature du travail préparatoire ; la longueur des montages sera ainsi pratiquement limitée à 150 m.

En ce qui concerne les chambres-abris, il est proposé de prévoir un dispositif permettant de couper, en cas de besoin, l'air comprimé vers les fronts, des dispositions pour parer aux dangers des étincelles électrostatiques et des mesures permettant aux ouvriers éventuellement réfugiés dans une chambre-abri de communiquer oralement avec l'extérieur.

Lors du creusement de puits, il est proposé de mettre à la disposition du personnel, soit une chambre-abri, soit un moyen d'évacuation rapide du front de travail.

Les consignes spéciales relatives aux mesures à prendre et les caractéristiques des trous de sonde forés chaque jour seront notées dans un registre particulier.

Signalons enfin que les dispositions du règlement actuel relatives aux feux nus et à l'incombustibilité des châssis à molettes ne sont plus reprises dans le projet, ces matières étant réglées par le règlement du 2 décembre 1957 sur la prévention des incendies.

Dispositions générales.

Les dispositions générales sont semblables à celles du règlement actuel, notamment en ce qui concerne le pouvoir de dérogation accordé à l'ingénieur des mines et au droit de recours ouvert aux intéressés contre les décisions prises.

Comme disposition nouvelle, il y a lieu de signaler l'obligation de communiquer à l'ingénieur des mines les mesures et consignes éventuellement prises en application du règlement. Les consignes notamment sont destinées à préciser les modalités d'application des principes contenus dans le règlement. Ces modalités peuvent ainsi être parfaitement adaptées aux divers cas d'espèce. Il est à noter d'ailleurs que, en vertu des lois minières, ces consignes ont force de règlement pour ceux qui sont chargés de les appliquer.

* * *

CONCLUSIONS

Le projet que nous venons d'esquisser nous paraît constituer un ensemble bien équilibré. Il touche à de nombreux détails tout en restant sur le plan des principes. Il se caractérise par une plus grande souplesse, malgré les sujétions nouvelles imposées par les circonstances. La révision des textes dans le sens d'une plus grande clarté, conjointement au regroupement rationnel des objets traités, nous paraît de nature à en faciliter la consultation. Ce projet a été adopté à l'unanimité par les membres du Conseil Supérieur de la Sécurité Minière et il y a lieu d'espérer qu'il favorisera la sécurité et la santé du personnel, tout en rendant service à ceux qui se soucient de ces problèmes primordiaux.

Septembre 1960

Règles essentielles pour l'obtention d'un grisou à haute teneur en méthane lors du captage du grisou (*)

par J. CREMER,

Ingénieur Divisionnaire,

Chef du Service de Captage du Grisou aux Charbonnages de Monceau-Fontaine.

SAMENVATTING

Schrijver toont eerst aan, hoe in de mijnbekkens van de Borinage, van het Centrum en van Charleroi, het probleem van het onttrekken van rijk mijngas omlijst wordt door de grenzen opgelegd door het behoud van de veiligheid in de ondergrondse werken en door de kontraktuele verkoopsvoorwaarden van het afgezo-gen gas. Hij onderzoekt vervolgens de vier voorwaarden, die, naar zijn mening, het verkrijgen van een maximum debiet van rijk mijngas mogelijk maken zonder bovenvermelde grenzen te overschrijden.

De technische evolutie van het afdichten der gasboringen en de verbazende praktische resultaten die in de Koolmijnen van Monceau-Fontaine verwezenlijkt werden op het gebied van het afzuigen van rijk mijngas hebben reeds het voorwerp uitgemaakt van vorige publicaties ; schrijver beperkt er zich toe, deze pro memoria aan te halen en beschrijft vervolgens een kunstgreep, die de trapsgewijze afdichting van gas-boringen toelaat. Deze bijzondere techniek kan met vrucht benuttigd worden in het geval dat twee gasrijke kolenlagen op korte afstand van de monding van het boorgat doorboord werden.

In de Koolmijnen van Monceau-Fontaine werd het afdichtingsmaterieel gestandardiseerd onder de vorm van afdichtingselementen van 1 1/2" doormeter, van 1,50 m lengte, door moffen aaneengeschroefd. Dank zij de geringe doormeter en het montagegemak van deze elementen, kan de lengte van de afdichtings-buis virtueel onbeperkt opgevoerd worden en schrijver maakt gewag van een rekord van 52,50 m.

Tenslotte wijst schrijver erop, dat de verwezenlijking van luchtdichte netten gepaard moet gaan met een degelijke controle en regeling der gasboringen. Hieromtrent somt schrijver de controletoeestellen op, die in de Koolmijnen van Monceau-Fontaine gebruikt worden en geeft de hoofdlijnen aan van de aldaar toegepaste « regelingspolitiek ».

RESUME

Après avoir situé le problème du captage de grisou riche dans les bassins miniers du Borinage, du Centre et de Charleroi dans le cadre des limites posées par le maintien de la sécurité des travaux souterrains et le respect des conditions contractuelles de vente du gaz extrait, l'auteur analyse les quatre principes qui, selon lui, permettent d'obtenir un débit maximum de grisou riche tout en restant endéans les limites précitées.

L'évolution de la technique du tubage et les résultats pratiques étonnants obtenus aux Charbonnages de Monceau-Fontaine dans le domaine du captage de grisou riche ont fait l'objet de publications antérieures ; l'auteur se borne à les rappeler et décrit ensuite un artifice permettant de réaliser le scellement progressif du tubage. Cette technique particulière peut être utilisée avantageusement dans le cas d'une recoupe de deux couches grisouteuses à faible distance de l'orifice du trou.

(*) Avec quelques variantes, ce texte reproduit l'exposé présenté par M. Cremer au Comité du Grisou du Steinkohlenbergbauverein qui a tenu une séance à Inchar à Liège, le 6 septembre 1960.

Aux Charbonnages de Monceau-Fontaine, le matériel de tubage est actuellement standardisé sous la forme d'éléments de diamètre 1" 1/2, de 1,50 m de longueur, assemblés par manchons à visser. Vu le diamètre réduit et la facilité de montage de ces éléments, la longueur de tubage peut virtuellement être portée à n'importe quelle valeur et l'auteur cite le record de 52,50 m.

Enfin, un contrôle et un réglage appropriés des sondages s'imposent au fur et à mesure de la réalisation de réseaux étanches. Dans cet ordre d'idées, l'auteur énonce le matériel de contrôle utilisé aux Charbonnages de Monceau-Fontaine et indique les grandes lignes de la « politique du réglage » qui y est appliquée.

Les charbonnages belges des bassins du Borinage, du Centre et de Charleroi n'utilisent pas le grisou capté pour leurs besoins propres, mais l'évacuent dans un réseau collecteur, installé et exploité par la « Société Anonyme de Distribution du Gaz » (Distribgaz). Pour des raisons économiques (réduction des frais de transport du grisou) et techniques (cracking et valorisation chimique ou métallurgique du mélange), cette Société exige généralement que la teneur en méthane du gaz fourni par chacun des sièges atteigne au minimum 80 %. L'extraction de grisou riche constitue donc pour les bassins belges précités une obligation contractuelle de vente, plutôt qu'un but ou un principe. Cependant, loin de freiner le développement du captage dans ces charbonnages, la clause sévère des 80 % CH₄ a, au contraire, stimulé ces derniers dans leurs efforts en vue d'améliorer les résultats du dégazage par le perfectionnement de la technique.

Si les règles essentielles exposées ici sont susceptibles d'assurer l'extraction maximum d'un mélange à 80 % CH₄, elles conviennent, *a fortiori*, aux régimes de captage où la teneur minimum imposée est nettement inférieure.

L'exposé est limité au cas classique des trous de sonde au toit, pratiqués à partir de voies de tête.

I. Principes de la méthode de captage de grisou riche.

Isolée des exigences de la sécurité et du rapport économique, l'extraction de grisou riche ne pose pas, en elle-même, de problèmes très ardues : pour enrichir un mélange air-grisou, il suffit, en effet, en principe, de réduire le débit brut aspiré. Mais le véritable problème du captage « industriel » de grisou riche se pose, en fait, sous une forme très différente : il réside dans la difficulté de réaliser, *simultanément et harmonieusement*, deux conditions apparemment contradictoires, qui sont :

A) L'assainissement convenable des chantiers par l'extraction d'un débit maximum de méthane, c'est-à-dire, par l'application d'une dépression maximum à l'orifice des sondages.

B) Le respect du % CH₄ minimum imposé (par exemple : 80 % aux Charbonnages de Monceau-Fontaine).

La première de ces conditions est, certes, la plus importante : elle constitue le but primordial du captage. Pour la réaliser, il y a lieu d'aller chercher le grisou à sa source, c'est-à-dire, d'appliquer une dépression maximum à proximité immédiate des couches grisouteuses détendues par l'exploitation et recoupées par les sondages (fig. 1).

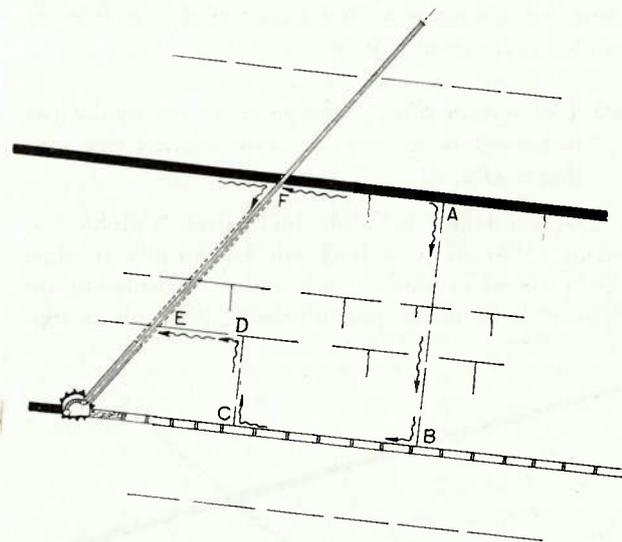


Fig. 1.

Une dépression aussi élevée que possible doit être appliquée au point F.

Je me permets de rappeler cette évidence élémentaire dans le but de combattre une conception, à mon avis erronée, du mécanisme du captage, qui est parfois admise comme un dogme. Ce raisonnement trompeur est le suivant :

« Hormis le gaz provenant directement de l'abatage, le grisou répandu dans le retour d'air d'un chantier émane des remblais ; efforçons-nous donc de capter le grisou des remblais en l'aspirant dans des sondages, via des cassures de terrains, symboliquement représentées par le tracé CDE. Pour ce faire, gardons-nous de tuber les sondages sur une grande longueur, afin que la majeure partie du réseau de cassures soit soumise au vide créé par les sondages ».

L'erreur manifeste de ce raisonnement réside dans le fait que l'on perd de vue que le grisou émanant des remblais provient en réalité de cassures du type AB, c'est-à-dire d'une couche grisouteuse AF.

Le captage « rationnel » doit donc tendre vers l'élimination de telles fuites AB et ce, par la création d'un mouvement de grisou dirigé dans le sens AF. Ce mouvement peut être créé par l'application d'une dépression suffisante au droit du point F.

Après cette mise au point, nous croyons pouvoir définir les principes du captage de grisou riche comme suit :

- 1°) *Pour capter du grisou riche, il y a lieu de tuber les sondages sur une grande longueur.*

D'après notre expérience personnelle, une longueur minimum de 20 m s'impose. Nous considérons tantôt le cas particulier où une couche grisouteuse est recoupée à une distance de l'orifice du sondage inférieure à 20 m.

- 2°) *L'obtention d'un mélange riche est également fortement influencée par l'inclinaison des sondages (fig. 2).*

Des sondages de faible inclinaison « alpha 2 », même tubés sur une longueur L_2 jusqu'à recoupe de la première couche grisouteuse, fournissent un débit total de grisou pur inférieur à celui qu'un trou

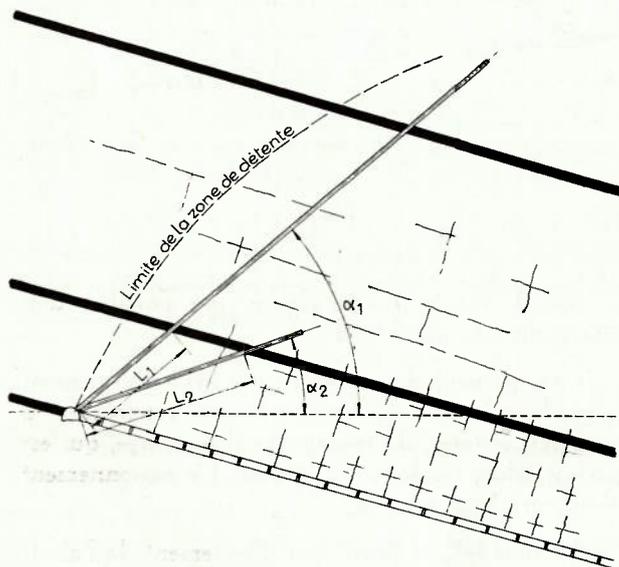


Fig. 2.

d'inclinaison « alpha 1 » et tubé sur une longueur L_1 est à même de livrer. Ceci peut paraître paradoxal si l'on considère que le trou « alpha 2 - L_2 » recoupe la couche grisouteuse en un point plus détendu, donc plus « productif » que celui rencontré par le trou « alpha 1 - L_1 ».

Ce paradoxe s'explique cependant facilement par le fait que le sondage « alpha 2 - L_2 » recoupe la couche grisouteuse en un point plus « fissuré » que le sondage « alpha 1 - L_1 » et que la dépression maximum qu'il est capable de supporter, pour un % CH_4 minimum donné, est inférieure à celle d'un sondage du type « alpha 1 - L_1 ». De plus, la perte d'étanchéité d'un tubage « alpha 2 - L_2 » est plus rapide que celle d'un tubage « alpha 1 - L_1 », le danger de cisaillement et de dislocation du tubage étant plus grand.

Toutefois, dans de nombreux cas où la recoupe de la première couche grisouteuse s'effectue à faible distance de l'orifice du sondage, nous avons axé notre « politique du captage » sur la réalisation d'un réseau mixte de sondages, composé de trous courts et plats alternant avec des sondages longs et inclinés à 45° sur l'horizontale. Cette politique répond harmonieusement aux impératifs primordiaux de la sécurité et aux intérêts économiques du captage. Les sondages courts et plats sont à même de fournir un débit momentané sensiblement égal à celui des sondages longs et inclinés à 45° , mais leur durée de vie ne dépasse guère un à deux mois.

- 3°) *Une grande longueur de sondage favorise généralement le captage de grisou riche.*

Nous y voyons deux explications :

a) Il est évident, qu'en règle générale, le nombre de couches grisouteuses recoupées est d'autant plus élevé que les trous sont longs. Pour un % CH_4 minimum à respecter, le débit « captable » sera donc plus élevé pour un réseau de longs sondages que dans le cas de trous de faible longueur.

Il est difficile d'indiquer une longueur minimum valable pour tous les cas. Aux Charbonnages de Monceau-Fontaine, il s'est révélé inutile de pousser les sondages de certains chantiers au-delà d'une longueur de 80 à 90 m (inclinaison : 40 à 45°). Par contre, dans de nombreux cas et avec la même inclinaison, le grisou n'est apparu qu'à l'issue du creusement d'une longueur de 180 à 190 m ; certains sondages ont même été poussés avec profit jusqu'à la profondeur de 220 à 225 m.

Ceci prouve l'intérêt offert par l'exécution de très longs sondages de prospection (au nombre de 1 ou 2) au démarrage d'une campagne de captage : elle permet de déterminer empiriquement et efficacement la longueur minimum à donner aux sondages suivants.

b) Lorsque les sondages sont longs, ils sont très étanches sur une grande partie de leur longueur. Ce facteur joue, à nos yeux, un rôle plus important que le fait que leur partie supérieure agit sur une zone moins détendue.

4°) Pour qu'un réseau de captage puisse acquérir et conserver une bonne étanchéité pendant une longue période, il y a lieu — à notre avis — de limiter le nombre de sondages au strict minimum.

En effet, s'il est vrai qu'à l'origine, chaque sondage représente une source de grisou quasi pur, il est tout aussi évident qu'au bout d'un certain temps (un an pour la plupart des sondages), il devient une rentrée d'air d'importance croissante, d'une part, en raison du tarissement de la venue de grisou et, d'autre part, en raison de la fissuration de plus en plus prononcée des terrains recoupés. Or, par suite de l'intercommunication qui, tôt ou tard, prend naissance entre des sondages trop rapprochés — via des décollements de bancs, cassures, couches de charbon, etc. — un seul sondage « malade » risque de contaminer partiellement ou totalement un réseau de captage.

Le nombre optimum de trous à creuser — ou, si l'on veut, la distance minimum entre sondages — doit être déterminée empiriquement dès le creusement des premiers trous d'un nouveau chantier. Cette détermination pratique peut s'effectuer en espaçant les sondages de façon telle qu'il n'y ait plus d'intercommunication entre trous voisins lorsqu'on leur applique la dépression maximum compatible avec le % CH_4 minimum imposé. Aux Charbonnages de Monceau-Fontaine, la distance minimum moyenne entre deux sondages est de l'ordre de 40 m, mais cet écart est progressivement augmenté au fur et à mesure de l'avancement du chantier, lorsqu'on constate que le débit individuel des trous fraîchement creusés va en diminuant.

La limitation du nombre de trous est d'ailleurs nécessaire non seulement pour le captage d'un vo-

lume maximum de gaz riche, mais également pour la réalisation de l'objectif primordial du captage, qui reste la sécurité. Cette thèse peut paraître paradoxale, voire même troublante pour certains ; elle se justifie cependant, à nos yeux, de la manière suivante.

Dans le cas du captage à % CH_4 élevé imposé, les sondages appauvris, soit par épuisement, soit par perte d'étanchéité, doivent impitoyablement être partiellement ou complètement fermés si l'on veut éviter qu'ils n'entraînent le refoulement à l'air libre — en pure perte — de l'ensemble de la production de grisou ou une réduction sensible de celle-ci. Or, les sondages malades ainsi éliminés se mettent souvent en surpression par rapport à l'atmosphère de la galerie, créant, de ce fait, des émanations de grisou parfois gênantes dans le retour d'air. Leur nombre et leur action néfaste seront donc automatiquement réduits si l'on établit les réseaux de captage avec un nombre de trous aussi faible que possible. Dans certains chantiers grisouteux, le ralentissement de la progression des fronts de taille, entraîné par le chômage économique actuel, pose le problème des sondages éliminés de façon particulièrement aiguë du point de vue de la sécurité. Dans un des chantiers des Charbonnages de Monceau-Fontaine, les premiers sondages d'un chantier exploité depuis près de 4 ans ont dû être fermés après deux ans de service à la suite d'une perte d'étanchéité excessive. L'assainissement du retour d'air, au droit de ces sondages éliminés, n'a pu être maintenu qu'au prix du creusement de nouveaux trous dans le voisinage des anciens, les trous « jeunes » prenant la relève des « anciens ».

En résumé : comme mesure de base pour le captage à % CH_4 élevé, nous préconisons le tu-

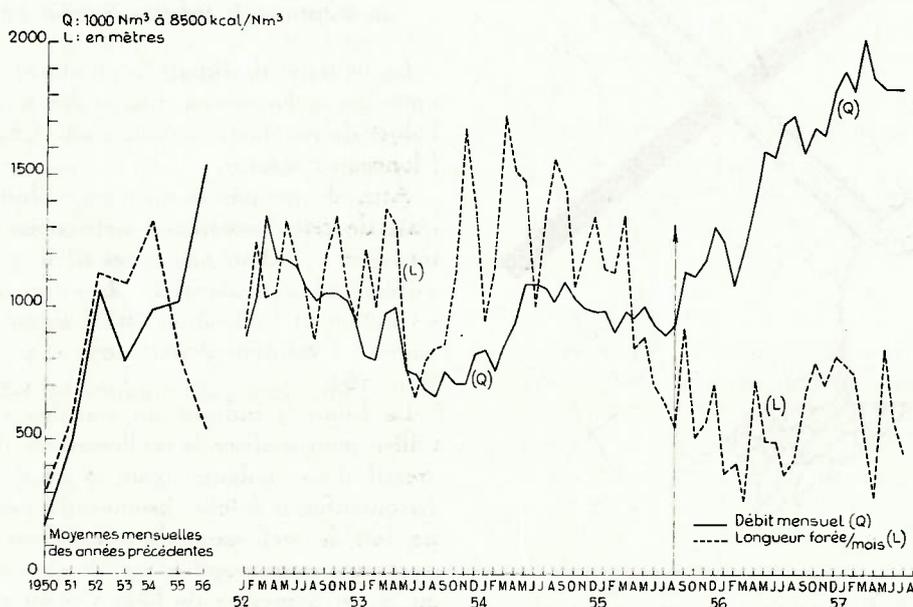


Fig. 3. — Evolution de la longueur forée et du débit de grisou capté.

bage des sondages sur une grande longueur. Les autres formes du captage idéal de gaz riche en découlent automatiquement, à savoir :

- une dépression élevée, d'où un débit capté élevé et un assainissement efficace ;
- un grand rayon d'action des sondages ;
- un grand espacement des trous ;
- un nombre réduit de trous ;
- une diminution des risques d'émanation de grisou de la part des sondages éliminés ;
- une grande stabilité de la qualité du gaz extrait ;
- une augmentation substantielle du « rendement » du captage (m^3 extraits par mètre foré). A la figure 3, on remarque qu'à partir du moment où la longueur du tubage a été portée de 10 à 21 m (mois d'août 1955), le débit capté a sensiblement augmenté pour une longueur mensuelle forée décroissante.

Remarque.

Par le croquis de la figure 4 — et, plus spécialement, par les flèches *f* et *f'* — nous avons voulu souligner que le tubage d'un sondage au-delà de la première couche grisouteuse recoupée ne signifiait nullement que l'on abandonnait volontairement le grisou dégagé par cette couche. Nous croyons que, dans le cas d'un tubage de faible longueur, limité au mur d'une première couche grisouteuse très proche de l'orifice du trou, l'étanchéité du sondage et, par conséquent, la dépression qu'il peut supporter seraient tellement faibles, qu'une grande partie du grisou s'échapperait par les trajets du type

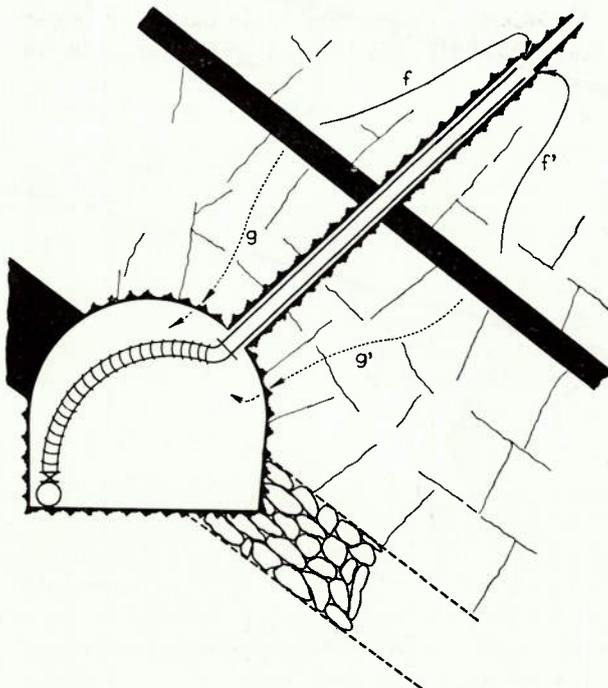


Fig. 4. — Tubage d'un sondage au-delà d'une couche grisouteuse recoupée.

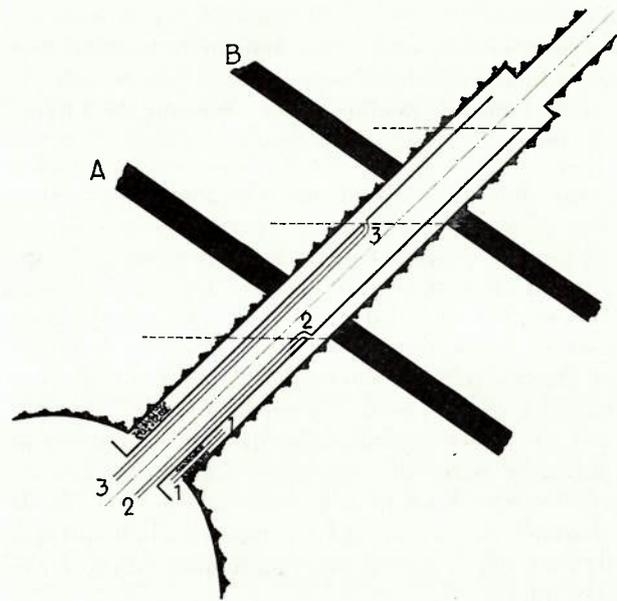


Fig. 5. — Scellement fractionné d'un tubage.

g et *g'*, plutôt que de rejoindre le sondage. Par contre, en tubant le sondage au-delà de cette première couche grisouteuse, on peut, à % CH_4 minimum égal, soumettre ce trou à une dépression nettement supérieure et, de ce fait, créer un véritable « appel » de gaz vers le haut, comme indiqué par les flèches *f* et *f'*.

Il existe, bien sûr, d'autres solutions au problème du captage du grisou riche dans le cas de recoupe de couches grisouteuses à faible distance de l'orifice du trou. Nous les indiquons plus loin.

II. Evolution de la technique du tubage et résultats pratiques obtenus aux charbonnages de Monceau-Fontaine dans le domaine du captage à teneur élevée en méthane.

Le matériel de tubage à employer et la longueur optimum à donner au tubage des sondages ont fait l'objet de nombreuses études aux Charbonnages de Monceau-Fontaine.

Afin de ne pas donner un volume excessif au texte de cette conférence, nous nous permettons de renvoyer le lecteur aux notes n° 2, 3 et 6 que nous avons publiées dans la brochure de l'O.E.C.E. « Captage et Utilisation du Méthane des Charbonnages - Evolution depuis 1956 », pages 71 - 89 et 100 - 105.

La figure 5 indique un « artifice » pouvant être utilisé pour réaliser le scellement fractionné et progressif d'un sondage ayant recoupé deux couches grisouteuses à faible distance de l'orifice du trou. En fait, le scellement du tubage sur une longueur croissante correspond à un allongement du tubage au fur et à mesure de l'épuisement des sources de grisou constituées par les veines A et B.

L'ordre des injections de lait de ciment est le suivant :

a) *Injection par la tuyauterie 1.*

Le retour du ciment par la tuyauterie 2 signifie que le tubage est scellé jusqu'au mur de la couche A.

b) *Injection par la tuyauterie 2.*

Cette opération doit être effectuée dès que l'on constate que le grisou extrait s'appauvrit ; le retour du ciment excédentaire par la tuyauterie 3 indique que le tubage est maintenant scellé jusqu'au mur de la couche B.

c) *Injection par l'intérieur de la tuyauterie 3.*

Par cette injection finale, le tubage est scellé sur toute sa longueur, soit 21 m en général. Le retour du lait de ciment par l'intérieur du tubage indique que le tubage est scellé jusqu'à son extrémité supérieure.

Depuis le mois de mai 1960 et ce, dans le but de simplifier et de standardiser l'exécution des tubages tout en réduisant leur prix de revient, les Charbonnages de Monceau-Fontaine utilisent exclusivement des éléments de tubage de diamètre 1" 1/2, de 1,50 m de longueur. Le nombre d'éléments utilisés atteint généralement 14, ce qui donne une longueur de tubage finale de 21 m ; mais, en fait, par son montage extrêmement simple et rapide, ce nouveau type de tubage permet de porter la longueur finale du tubage à des valeurs nettement supérieures. Le dernier « record » atteint est de 52,50 m (durée approximative du placement : 1 heure 50 minutes). Seules les extrémités du tubage sont scellées sur une longueur de 3 à 5 m ; le scellement de l'extrémité supérieure s'effectue par une injection de ciment au travers du tubage, le lait de ciment qui déborde étant retenu par deux ou trois bourrages successifs en corde de chanvre, enroulée préalablement autour du tubage. Le scellement de l'extrémité inférieure est opéré à l'aide d'une tuyauterie de 1/2" de diamètre, de 3 m de longueur, placée au travers d'un bouchon annulaire d'argile et de ciment, qui enrobe l'extrémité inférieure du tubage.

Le coût approximatif de tels éléments de tubage ne s'élève qu'à 70 FB/pièce.

Précisons que ces éléments sont assemblés à l'aide de manchons à visser.

III. Contrôle et réglage des sondages.

Il est évident que, pour extraire du grisou riche en grande quantité, il ne suffit pas de tuber les sondages sur une longueur élevée et de les soumettre à une dépression élevée. Les trous de sonde doivent également faire l'objet d'un contrôle individuel « vigilant » au point de vue qualité et quantité du gaz extrait.

A. Matériel employé.

1. Pour les mesures de débits.

L'appareil Luga (Luft-Gasmesser), de la firme Gothe de Bochum, donne entière satisfaction. C'est un indicateur de vitesse du type « Tube de Prandtl ». Il a été décrit dans plusieurs publications notamment dans le Bulletin Technique « Mines » d'Inichar (1).

J'ai également rédigé une note sur l'emploi de l'appareil Luga (2). L'intérêt de cette étude réside principalement dans l'exposé d'une méthode graphique, permettant de déterminer le débit normal (0° C - 760 mm Hg) à 8.500 kcal/Nm³ d'un sondage ou d'une tuyauterie à grisou au départ des mesures préalables habituelles (pression barométrique dans la galerie, dépression du sondage ou de la tuyauterie par rapport à la galerie, indication de l'appareil Luga, température et teneur en méthane du mélange extrait, diamètre de la tuyauterie de mesure).

Les abaques présentées dans cette étude peuvent facilement être utilisées au fond par l'opérateur chargé du contrôle et du réglage individuel des sondages et des tuyauteries collectrices ; cette personne peut ainsi vérifier immédiatement sur place si son réglage permet de « tirer » le maximum du réseau de captage.

2. Pour les mesures de la qualité du mélange.

Pour la détermination du pourcentage en méthane, nous avons longtemps employé la méthode indirecte consistant à considérer le mélange extrait comme un mélange binaire air-méthane et à mesurer la teneur en oxygène à l'aide de l'appareil bien connu Fyrite. Cet appareil a rendu et continue à rendre de précieux services au stade des ouvriers et surveillants spécialisés. Toutefois, au niveau de l'ingénieur, nous disposons actuellement d'un interféromètre Riken-Keiki à échelle 0 - 100 % CH₄. Par rapport à l'appareil Fyrite, cet instrument présente les avantages suivants :

- encombrement et poids moindres ;
- précision supérieure ;
- lecture directe et plus rapide ;
- entretien plus aisé.

3. Pour les autres mesures.

- *Pression barométrique au fond* : un baromètre anéroïde portatif compensé Casella ;
- *Dépression* : déprimomètres à mercure à tube de lecture unique en plastic rigide (échelles, 0-200 mm Hg et 0-400 mm Hg).
- *Température* : un simple thermomètre à mercure.

(1) Bulletin Technique « Mines » Inichar n° 65, décembre 1958.

(2) Documentation n° 73 des Charbonnages de Monceau-Fontaine : « Détermination du débit de tuyauteries à grisou à l'aide de l'appareil indicateur de vitesse Luga ».

4. Pour le prélèvement d'échantillons.

A des dépressions élevées, atteignant parfois 300 mm Hg et plus, le prélèvement d'un échantillon de grisou pose évidemment un problème d'étanchéité. Nous avons longtemps utilisé, à défaut de mieux, une pompe de bicyclette aspirante-foulante. Ce dispositif a également été décrit dans plusieurs publications d'Inichar et nous croyons superflu d'y revenir. Depuis deux ans environ, nous avons remplacé la pompe de bicyclette par une pompe à essence, à diaphragme, pour voiture automobile ; cet appareil donne des garanties quasi absolues d'étanchéité, ce qui n'était pas souvent le cas pour la pompe de bicyclette.

B. « Politique » du contrôle et du réglage.

Pour tirer le maximum d'un réseau de captage, il ne suffit pas de disposer de bons appareils de mesure. Il faut employer ces derniers à bon escient et dans le cadre d'une « politique de réglage » bien définie et basée sur de nombreuses expériences. Il est évidemment impossible de donner des règles généralement valables en cette matière. Chaque chantier, chaque sondage parfois, constitue un cas particulier et présente des réactions souvent fort différentes aux réglages effectués par l'opérateur.

Certains praticiens du captage estiment que les sondages doivent être contrôlés et réglés quasi quotidiennement. Nous ne sommes pas de cet avis.

Dans un chantier de captage, le débit de grisou disponible à une période donnée est, en effet, pratiquement une constante, du moins si le réseau est constitué de sondages relativement étanches. L'expérience a prouvé que, lorsqu'on supprime un mauvais sondage dans le but d'accroître le débit d'un chantier, la dépression sur les autres sondages augmente souvent à un point tel que le débit normal et ramené à 8.500 kcal/Nm³ reste quasi stationnaire ou diminue même parfois, en raison de la chute du rapport dé-

bit corrigé - débit brut. Dans d'autres cas, la fermeture d'un sondage pauvre entraîne automatiquement l'appauvrissement excessif des sondages voisins par l'augmentation de la dépression et le résultat final de l'opération est négatif ou nul.

Aux Charbonnages de Monceau-Fontaine, nous appliquons généralement la politique de contrôle et de réglage suivante :

a) Nous fermons progressivement les sondages situés à l'arrière, au fur et à mesure de l'avancement du chantier et de l'épuisement des trous de sonde. Un contrôle et un réglage mensuels suffisent largement, à notre avis.

b) En cas d'anomalie brusque dans le régime d'extraction du grisou à la surface, nous effectuons un contrôle immédiat. Si ce contrôle exige le maintien d'une dépression convenable, nous refoulons éventuellement le grisou temporairement appauvri à l'air libre, à l'aide des extracteurs.

C. Précautions techniques particulières.

L'extraction de grisou riche exige évidemment des tuyauteries bien étanches. Quelques points méritent un soin tout particulier :

a) L'étanchéité des purgeurs hydrauliques automatiques des tuyauteries de puits (danger de désamorçage par évaporation de l'eau ou pour d'autres causes).

b) L'étanchéité des joints entre tuyaux dans le réseau collecteur. Nous utilisons souvent une pâte bitumineuse (Walker's Joint) pour le colmatage des rentrées d'air qui ne peuvent être éliminées par le « resserrage » des boulons.

c) L'écrasement éventuel des flexibles de raccordement des sondages sous l'action d'une dépression élevée. Aux Charbonnages de Monceau-Fontaine, nous tendons vers la généralisation de l'emploi de flexibles en caoutchouc équipés d'une *armature métallique intérieure*, noyée dans le caoutchouc.

Amélioration de l'abatage des charbons durs à l'aide d'un engin auto-percutant adaptable aux installations de scraper à chaîne

par P. TAMO,
Ingénieur à INICHAR.

SAMENVATTING

De winning door middel van niet-geleide tuigen, getrokken door kabels of kettingen, heeft een aanzienlijke uitbreiding genomen in het gebied der dunne lagen.

In harde kool wordt beroep gedaan op winning door percussie, veroorzaakt door de variatie van de kinetische energie van het tuig.

In sterk hellende lagen, waar de afvoer der kolen door zwaartekracht geschiedt, verhoogt de stootkracht met de snelheid van translatie.

In licht hellende lagen is de snelheid van de schaafschraper echter beperkt (0,9 m/sec) door het nodige vermogen. De sleep van de schraperbakken, die zowel de winning als het vervoer moeten verzekeren, moet verlengd worden om een voldoende debiet te verkrijgen. Aldus verhoogt de zijdelingse stijfheid van het stel, hetgeen het winningseffekt vermindert en dit des te meer naarmate het front neiging vertoont een boogvorm aan te nemen.

Ingevolge talrijke proeven uitgevoerd in de laag « Bomebac » in de kolenmijn Bonnier en in de laag « Veiniat » in de kolenmijn Gouffre, werd aan de sleep bakken een zelfstotend tuig, met trage snelheid toegevoegd, dat de winning verzekert.

Dit tuig werkt als volgt : een belangrijke variatie van de kinetische energie wordt verkregen door de rotatie van een massa rond een voorsnijmes, totdat het eindmes in het kolenmassief dringt. Op het einde van deze penetratie komt een ketting onder spanning, die het mes terugtrekt en de kool losrukt.

Drie varianten van dit tuig worden beschreven. De twee eersten werden met succes gebruikt. Formules werden opgesteld die de uitwerking uitdrukken in functie van de constructieve gegevens en van de gebruiksvoorwaarden.

RESUME

La technique d'abatage, au moyen d'engins non guidés entraînés par chaîne ou câble, a pris une extension considérable dans le domaine des couches minces.

En charbons durs, cette technique doit faire appel à l'abatage par percussion, basé sur une variation d'énergie cinétique de l'engin.

Dans les couches fortement pentées, avec écoulement du charbon par gravité, l'accroissement de la vitesse de translation accroît la force de percussion.

Mais en couches de pente faible, la vitesse des scrapers-rabots est limitée (0,9 m/s) parce que la puissance est elle-même limitée. Le train de caissons, abatteur et chargeur à la fois, doit s'allonger pour évacuer le charbon en débit convenable. A ce moment, sa grande rigidité latérale diminue l'efficacité de l'abatage, d'autant plus que le front a tendance à s'incurver.

Après de nombreux essais en couche « Bomebac » au Charbonnage du Bonnier et « Veiniat » au Charbonnage du Gouffre, on a adjoint au train de caissons un engin dit « auto-percutant » à vitesse lente, auquel l'abatage est confié.

Le principe du fonctionnement est le suivant : une variation importante d'énergie cinétique s'obtient par rotation de l'engin autour de son couteau préhenseur jusqu'à pénétration en massif de son couteau d'extrémité. Au terme de cette pénétration, une chaîne de rappel se tend et retire le couteau en arrachant le bloc de charbon attaqué.

L'auteur décrit trois variantes d'engin, dont les deux premières fonctionnent avec succès. On a pu traduire le phénomène en formules adéquates, dépendant des données constructives ou d'essai.

0. INTRODUCTION

Jusqu'à présent la méthode d'abatage des charbons durs consistait à entraîner, à l'aide d'une chaîne marine, une lourde masse frappante munie de couteaux effilés. Celle-ci se déplaçait à grande vitesse le long du front de taille en ricochant sur les saillies qu'elle créait dans la veine. L'énergie cinétique obtenue par la masse elle-même et sa grande vitesse de translation, est libérée à chaque impact et transformée, d'une part, en déformation et abatage du charbon par les couteaux, d'autre part, en rebondissements élastiques de la masse vers l'arrière.

La fraction d'énergie cinétique utilisée à l'un ou l'autre de ces effets varie suivant la résistance et l'élasticité de la masse frappante et du charbon. Le contact de l'engin avec le front se rétablit ensuite sous l'effet de l'élasticité de la chaîne et de la gravité pour autant que la couche exploitée ait une pente suffisante et que le front de taille soit couché sur l'ennoyage, c'est-à-dire que la tête de taille soit en avant du pied de taille.

La variation d'énergie cinétique ou énergie de frappe peut s'exprimer par

$$\frac{1}{2} m \int_{t_0}^t dv^2 \times \sigma$$

et la variation par unité de surface par

$$\frac{1}{2} \frac{m}{S} \int_{t_0}^t dv^2 \times \sigma \quad \text{où}$$

m est la masse frappante constituée par l'engin d'abatage et une partie de la chaîne ;

v est la vitesse résultant de la vitesse de translation parallèle au front et de la vitesse perpendiculaire à celui-ci ;

$t-t_0$ est la durée de l'impact ;

σ est un facteur résumant les propriétés du front aux environs de l'impact : résistance, élasticité, état de la surface de contact, etc. ;

S est la surface de contact des couteaux avec le front.

De cette équation, on peut conclure que la masse frappante m et la vitesse v doivent être les plus élevées possible ; la variation d'énergie étant proportionnelle au carré de v , on voit l'intérêt d'augmenter la vitesse. La surface S doit être la plus faible possible, compatible avec la résistance mécanique du couteau afin de concentrer au maximum l'énergie

disponible. Le facteur σ augmente avec l'irrégularité du front et la dureté du charbon.

Il existe cependant une combinaison optimum de ces valeurs. En effet, on peut écrire

$$\frac{1}{2} m \int_{t_0}^t dv^2 \times \sigma = T_{dch} + T_e \quad \text{où}$$

T_{dch} est le travail de déformation et de destruction du charbon ;

T_e est le travail élastique du système (rebondissement).

T_{dch} s'obtient aux dépens de T_e et inversement. Le maximum de $(T_{dch} + T_e)$, c'est-à-dire la variation maximum d'énergie cinétique, a lieu, dans chaque cas d'espèce, pour des valeurs déterminées des grandeurs suivantes :

- masse de l'engin ;
- vitesse de translation ;
- pente ;
- disposition, nombre et forme des couteaux ;
- résistance et élasticité de la masse frappante et de la chaîne.

Cette théorie, appliquée avec grand succès dans les gisements pentés de la mine de Peissenberg en Haute-Bavière, devient de plus en plus difficilement réalisable lorsque la pente des couches diminue et ce, pour les raisons suivantes :

— La composante normale au front de taille, obtenue en couchant ce front sur l'ennoyage, diminue rapidement lorsque la pente de la couche décroît et dans certains cas s'annule ou devient même négative. En effet, en faible pendage, les variations d'orientation de la ligne de plus grande pente peuvent entraîner rapidement des relevages locaux le long du front ; l'avancement de celui-ci devient irrégulier, tandis que les chaînes tendues restent alignées, on se heurte alors à des difficultés de boisage de la taille.

— En faible pendage, le charbon abattu ne s'écoule plus par simple gravité dans la taille ; il doit être transporté par un train de bacs de scraper. Dans ce cas, le débit de la taille est proportionnel à la longueur de ce train ; plus la pente est faible, plus ce train s'allonge. En général, la mise en mouvement de ces longs trains absorbe une puissance telle qu'il devient rapidement impossible de fonctionner à la vitesse de translation de 1,80 m/s, même avec des treuils équipés de moteurs électriques de 42 kW.

Il fallait donc trouver un engin capable de fournir une énergie de frappe suffisante et supérieure à celle obtenue en appliquant le principe originel utilisé en veines pentées. Cette énergie devait être obtenue si possible à partir d'une vitesse de translation de l'ordre de 0,90 m/s.

Le premier modèle d'engin auto-percutant fut alors construit et placé à 5 m en amont du train de bacs ; il résolut aussitôt le problème d'abatage.

L'engin (fig. 1) est constitué d'une face frontale très lourde (a) formée d'un empilage de plaques verticales soudées sur une plaque d'assise (b) servant de patin de glissement sur le mur. Un couvercle horizontal (c) est soudé sur la face frontale et à l'arrière sur un très court bout de tube destiné au passage du brin de retour de la chaîne.

Afin de ramener le centre de gravité vers la face frontale, on a donné à l'engin une forme sub-triangulaire. Un couteau préhaveur (f), fixé par 2 boulons et maintenu en place par une glissière soudée sur l'empilage, sert surtout de centre de pivotement et confère aux couteaux d'extrémité (g) l'énergie de frappe recherchée. Celui des couteaux d'extrémité qui est enfoncé dans le massif en est extrait par l'un des tronçons de chaîne (e) correspondant et qui à ce moment est mis sous tension. Le retrait du couteau provoque l'arrachement d'un bloc de charbon.

Le pivotement de l'engin autour du préhaveur est facilité par la fixation centrale de la chaîne de traction principale, fixée à un maillon soudé au centre du couvercle. Les brins de chaîne auxiliaire sont raccordés, d'une part, aux maillons soudés sur l'empilage et, d'autre part, à la chaîne de traction principale. La longueur de ces brins doit être choisie en fonction de l'amplitude de rotation désirée, elle-même déterminée par les caractéristiques de la couche.

Enfin, 2 portillons (h) font de l'engin un scraper-bélier qui ramène le charbon abattu sur les 6 m supérieurs de la taille vers les bacs de scraper assurant le transport.

Après ces essais concluants, la longueur de taille fut portée à 120 m. L'abatage est actuellement effectué par 2 engins identiques accrochés à la chaîne de traction et disposés l'un à l'aval, l'autre à l'amont du train de bacs qui n'assure plus que le transport du charbon.

Le front de taille progresse normalement et conserve une allure rectiligne. La vitesse de translation utilisée est de 0,90 m/s ; les treuils sont commandés par des moteurs électriques de 42 kW. En fonctionnement normal, l'ampèremètre indique 20 à 30 A.

12. Principes fondamentaux de la méthode.

La course de l'engin peut se représenter par une somme de séquences identiques et rapides ; chacune comprend une translation et un pivotement.

Le préhaveur (f) rencontre une aspérité du front et se cale autour de ce point fixe ; l'engin, entraîné par le brin de chaîne de traction attaché au centre du couvercle, décrit un arc de cercle et amène violemment le couteau (g) au contact du massif où il s'enfonce comme un coin. A ce moment, la chaîne de rappel (e), située du même côté que (g), se tend, parce que son point d'attache au couvercle s'est écarté du brin de traction (écart réglable). Grâce à cet effort brusquement appliqué, le couteau peut détacher le bloc de charbon, qu'il entraîne en se libérant.

Le couteau préhaveur est dégagé au même moment, il glisse sur la paroi du massif en traçant une légère saignée jusqu'à l'aspérité suivante où le mouvement de pivotement recommence.

Toute cette séquence se passe durant un intervalle de temps très court.

L'efficacité de l'abatage par engin à percussion demande un front dentelé, qui s'obtient d'ailleurs naturellement après un certain temps de fonctionnement. Mais elle n'est plus ici liée à l'envoyage des fronts ni à la vitesse de translation et ce, grâce à l'action combinée du préhaveur (f) et des chaînes de rappel (e) (nous développons la théorie de ces principes en annexe).

2. NOUVEAUX PROTOTYPES D'ENGIN AUTO-PERCUTANT POUR COUCHES PEU PENTEES

Le premier modèle réalisé et décrit ci-dessus (fig. 1) était très large et conduisait à des porte-à-faux incompatibles avec la tenue de certains toits.

Une première transformation consista à réduire sa largeur de 0,40 m ; on dut sacrifier la section d'entrée des portillons (h) (fig. 1). Cette diminution de section provoqua des engorgements à l'entrée de l'engin en course montante. Les produits trop volumineux, en particulier des plaques de faux-toit, se calaient à l'entrée et étaient repoussés parfois sur toute la longueur de la taille, risquant de déboiser celle-ci ou de bloquer l'installation. Pour remédier à ces inconvénients, nous avons imaginé deux nouveaux types d'appareil.

21. Engin pour couches extra-minces.

Cet engin est constitué de deux éléments distincts (fig. 2). L'ensemble de ces deux éléments remplace un bac de scraper porte-couteaux de modèle standard.

L'élément (I) (fig. 2) s'accouple directement aux éléments intermédiaires du train de bacs par des jumelles d'assemblage et des pivots du type courant, qui s'emboîtent dans les fourches (a). La face avant de ce bac intermédiaire a été renforcée à l'aide d'une tôle supplémentaire, soudée sur la paroi frontale. La découpe du couvercle, côté engin d'abatage,

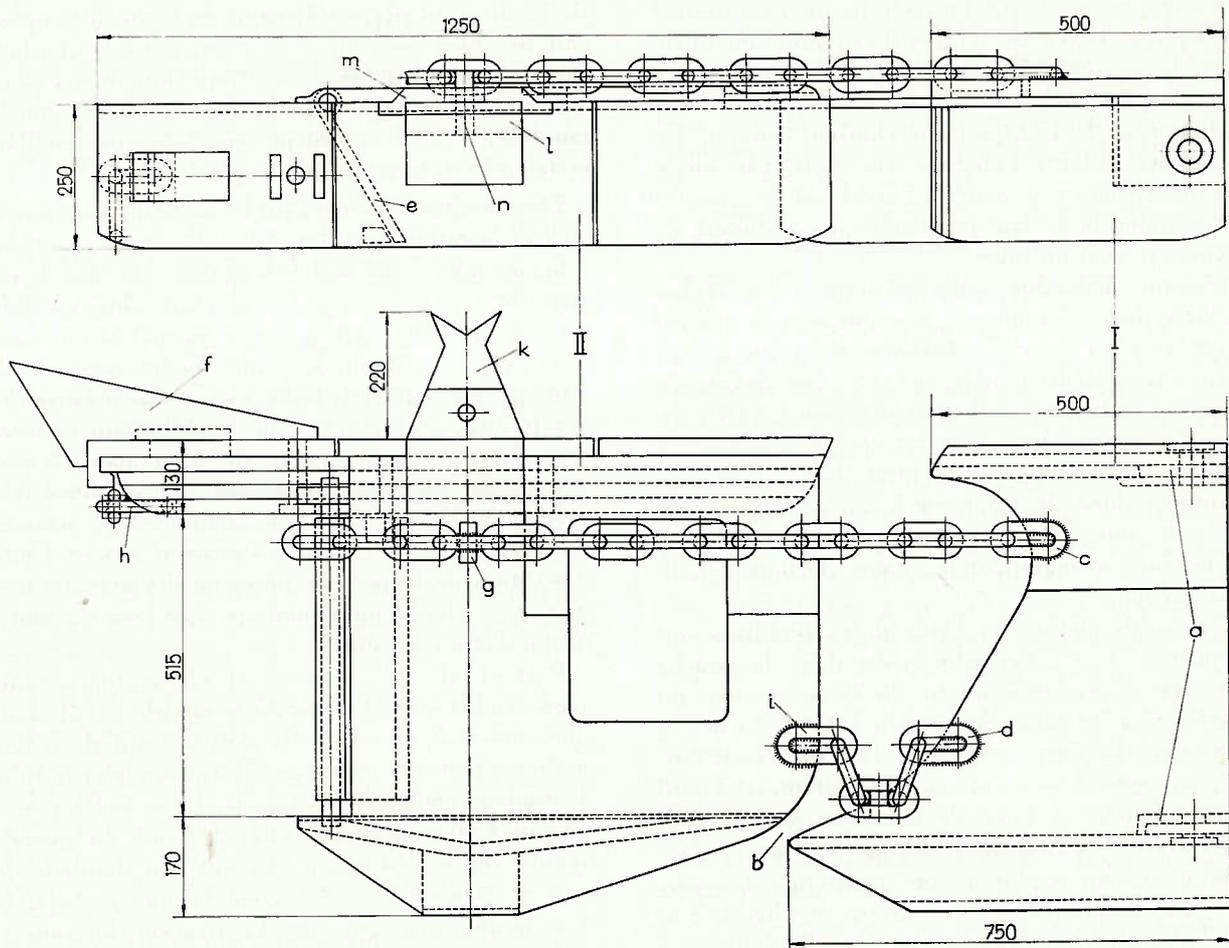


Fig. 2. — Engin d'abatage auto-percutant spécialement conçu par Inichar pour l'abatage des charbons durs en veines peu pentées. La vue de profil représente l'engin non muni de ses couteaux.

a été tracée de façon à laisser osciller librement celui-ci et à réduire au minimum le jeu (b) (fig. 2) côté remblais, afin d'éviter les pertes de charbon transporté en course descendante. L'élément intermédiaire est muni de 2 maillons de chaîne soudés sur le couvercle, l'un (c) sert d'attache à la chaîne de traction, l'autre (d) permet de réduire à la valeur désirée l'amplitude des oscillations de l'engin d'abatage.

L'élément II (fig. 2) est construit en fortes tôles empilées à l'avant qui servent de support aux couteaux, une tôle horizontale est soudée sous l'empilage et sert de patin de glissement sur le mur. Comparée au modèle primitif, la largeur de l'empilage a été ramenée à 130 mm et sa longueur à 1250 mm. La forme et les dimensions du tube de guidage du brin de retour ont été dessinées de façon à conserver à l'engin une liberté de mouvement suffisante, lors du pivotement, et une continuité latérale, côté arrière, ne permettant pas de perte de charbon au transport. Le tube de guidage n'est fermé côté remblais que sur une faible longueur.

Les portillons de retenue du modèle primitif ont été remplacés par un clapet (e) basculant autour

d'un axe horizontal, ce qui a permis de conserver une largeur d'entrée équivalente à celle des bacs porte-couteaux standard à portillons. Le couvercle est arrêté contre le clapet afin de faciliter l'accès au boulon de fixation du couteau d'extrémité (f). Un maillon de chaîne (g), soudé et en partie noyé dans le couvercle, sert à raccorder l'engin à la chaîne de taille et à le solidariser à l'élément intermédiaire I.

Le maillon d'attache (h) de la chaîne de rappel, côté couteau d'extrémité, est soudé sur la face intérieure de l'empilage et noyé dans celui-ci, l'autre maillon de réglage (i) est soudé au couvercle.

Le couteau (f) est fixé à l'empilage, suivant un système identique à celui que nous avons adopté pour les bacs de scraper ; ainsi on peut réutiliser les mêmes plaques porte-couteaux. Le couteau pré-haveur (k) s'appuie en partie sur une console soudée (l) à l'avant de l'empilage et en partie sur l'empilage lui-même ; il est coiffé par une tôle à glissière (m) qui s'encastre au sommet de l'empilage. Le tout est maintenu en place latéralement par le pivot (n). Ce pré-haveur n'est plus découvert que sur une faible longueur, ce qui augmente sa rigidité.

L'engin tel qu'il est représenté figure 2 est destiné à remplacer le bac de scraper d'extrémité amont du train. Il n'assure l'abatage qu'en course montante ; en course descendante, il se stabilise et assure alors parfaitement le transport du charbon abattu. En course descendante, l'abatage sera confié à un engin identique (mais non pourvu d'un clapet de retenue) qui remplacera le bac porte-couteaux ordinaire de l'extrémité aval du train.

L'engin d'abatage auto-percutant ainsi réalisé s'adapte donc parfaitement aux allonges de scraper et conserve au train sa continuité. Bien que la liaison des 2 éléments I et II (fig. 2) ne soit pas rigide, ils conservent entre eux leur écartement. En effet, en course montante, tout arrêt brusque de l'élément II entraîne automatiquement l'arrêt de la chaîne de liaison et donc de l'élément I. En course descendante, le frottement du couteau préhaveur (k) contre le charbon maintient la chaîne de liaison I, II, sous tension.

Les essais au fond à l'aide de ce prototype ont commencé le 1^{er} décembre 1960 dans la couche « Veiniat », au siège n° 10 du Charbonnage du Gouffre. La longueur de la taille est de 130 m ; la veine dans la partie centrale de la taille s'était durcie ; sa puissance ayant en outre diminué, l'outil devait abattre un banc de faux-mur pour assurer une ouverture suffisante. L'abatage par scrapers ordinaires n'assurait plus qu'une production dérisoire. Le centre de la taille était en arrière de plus de 8 m sur l'alignement entre pied et tête de taille ; ce décalage s'accroissait de plus en plus. L'introduction du nouvel engin en taille opéra le redressement du front au cours des 4 premiers postes de rabotage. La progression mesurée au centre de la taille atteignit 6 m et fut obtenue sans avancer les treuils.

Etant donné les résultats obtenus avec cet appareil, on prévoit actuellement le remplacement du bac d'extrémité aval par un appareil semblable.

22. Engin pour couches de petite et moyenne ouvertures.

Au cours des essais effectués à l'aide d'une installation d'Inichar en veine 9 Paumes au siège n° 4 de la S.A. des Charbonnages de Monceau-Fontaine, nous avons été amenés à porter la hauteur des bacs de scraper à 0,50 m. L'ouverture moyenne de cette couche est de l'ordre de 1,10 m, la longueur de taille atteint 220 m, la pente varie entre 16° et 22°. Afin d'assurer un débit suffisant, la taille fut équipée d'un train de bacs de scraper de 7 éléments.

Les éléments d'extrémité étaient munis de porte-couteaux de 0,50 m de hauteur à 3 lames, dont une à la base, une au centre, l'autre débordant légèrement la hauteur des bacs. On constata que l'augmentation de hauteur des porte-couteaux diminuait fortement l'efficacité du rabotage. Un engin percutant du modèle représenté à la figure 1 et de 0,30 m

de hauteur fut placé à l'amont du train. Il remplissait très bien son rôle d'abatteur, mais le charbon sous-cavé tombait en blocs trop volumineux pour entrer dans les portillons de l'appareil. En course montante, ces blocs étaient repoussés aux remblais et la taille se remplissait de charbon.

Des mesures effectuées sur les moteurs électriques, en collaboration avec les A.C.E.C., nous menèrent à la conclusion que l'effet de poussée du brin de retour de la chaîne sur l'outil était plus nuisible qu'utile. En effet, cette poussée est maximum et atteint environ 7 t sur quelques mètres (1,50 m à 2 m) en tête et pied de taille, c'est-à-dire à proximité des treuils ; ceci provient de la différence d'entre-axes des 2 brins de chaîne sur le scraper (± 800 mm) et du diamètre du tourteau (± 320 mm). En s'éloignant des extrémités de la taille, cette poussée diminue fortement et tombe à environ 500 kg. Cette répartition de la poussée nécessite des moteurs une puissance élevée au démarrage qui, par la suite, risque d'être mal utilisée.

Partant de ces mesures et observations, nous avons établi à Inichar un autre modèle simplement constitué d'un empilage de tôles servant de masse et de support aux couteaux. Le couvercle et le tube de guidage du brin de retour de chaîne ont été supprimés. Les couteaux d'extrémité sont du modèle adopté sur nos scrapers ; ils ont une hauteur de 0,25 m et sont fixés à travers l'empilage à l'aide d'un boulon à longue tige. La fixation du couteau préhaveur est semblable à celle du type précédent (fig. 2).

Le brin de chaîne de traction est également attaché à un maillon soudé au centre de l'appareil. Afin de régler l'amplitude des oscillations, l'empilage est percé de trous verticaux qui peuvent recevoir un cavalier qui se fixe à l'un des maillons verticaux de la chaîne de traction.

L'engin est rendu solidaire d'un petit caisson renforcé qui se raccorde par jumelles et fourches aux éléments d'allonge du train de bacs. Le caisson de tête est muni d'un clapet de retenue.

La liaison de l'engin d'abatage au caisson intermédiaire est réalisée, d'une part, par un brin de chaîne, d'autre part, par un assemblage à la cardan en acier spécial, dont les axes verticaux se trouvent sur les éléments et l'axe horizontal au centre de la pièce.

L'abatage est ainsi réalisé par un engin de faible hauteur qui ne repousse plus les blocs de charbon au remblai.

Cet appareil pourrait également être utilisé en couches minces en diminuant la hauteur du caisson intermédiaire. La construction en est terminée, l'essai au fond a été retardé par suite de la rencontre d'un dérangement en taille, de 1,50 m de rejet, nécessitant le remontage de la partie supérieure de celle-ci. Cet essai sera entrepris très prochainement.

3. CONCLUSIONS

Les engins de rabotage utilisent mieux la puissance installée que les engins travaillant par percussion en raison de la régularité de travail des copeaux. Cependant à partir d'une certaine dureté de la couche, seule la percussion donne des résultats ; la mise en jeu des efforts dynamiques confère à l'outil une grande énergie instantanée.

En charbons durs, l'énergie de frappe était obtenue originellement par des béliers, d'autant plus actifs qu'ils étaient animés d'une plus grande vitesse de translation. Cette technique, applicable en gisements pentés, s'est révélée inopérante en couches peu pentées, où l'absence de pente automotrice oblige l'engin de taille à transporter lui-même le charbon abattu. L'abatage et l'évacuation étaient confiés jusqu'à présent à de longs trains de bacs articulés verticalement, mais d'une grande rigidité latérale. Ces longs trains résistaient mal aux réactions violentes créées par les charbons durs.

En rabotage pur, le front de taille s'incurvait de plus en plus, la convexité du front devenait telle qu'après un certain temps seule la partie centrale du train s'appuyait sur le massif en place (rigidité latérale), les copeaux entamaient alors de moins en moins la veine et la situation se détériorait rapidement.

La mise en mouvement à grande vitesse (1,80 m/s) d'un train lourd nécessiterait des treuils puissants non disponibles actuellement sur le marché. Encore faudrait-il que les puissances en jeu restent compatibles avec l'exploitation des couches très minces.

Les engins d'abatage auto-percutants décrits peuvent maintenant résoudre le problème. Ils s'adaptent directement aux éléments d'allonge du train de bacs, tout en conservant leur autonomie de mouvement et en assurant une continuité parfaite au train. Les éléments de scraper, servant au transport, sont ainsi libérés des réactions du front qui sont seules supportées par des éléments abatteurs conçus pour y résister.

Ces engins peuvent fournir une énergie de frappe suffisante, non plus conditionnée par la vitesse de translation, mais par la valeur de l'effort de traction dans le brin tendu de la chaîne principale. Cette valeur est fonction de la force d'ancrage des copeaux dans le massif ; elle dépend donc de la forme, des dimensions et de la disposition des copeaux. La valeur de l'effort de traction tend à augmenter lorsque la vitesse diminue ; toutefois, celle-ci doit rester assez rapide pour conférer aux rotations élémentaires engendrant la percussion, une durée suffisamment faible (moins d'une seconde).

Bien entendu une augmentation de vitesse sera toujours favorable au débit de la taille, puisque celui-ci est fonction de la vitesse de l'élément transporteur.

En couches tendres, peu pentées et régulières, le scraper-rabot ordinaire fonctionne bien à des vitesses de 1,20 m/s et même 1,40 m/s. Les faibles réactions du front, dans ce cas, ne soumettent pas le matériel de taille à des sollicitations exagérées.

Dans l'état actuel de la technique, on peut établir le tableau résumé I pour les puissances de treuils actuellement disponibles.

TABLEAU I.

Puissance installée : 2 treuils de 60 ch				
Caractéristiques du charbon	Pente des couches	Engin d'abatage en taille	Vitesse de translation	Transport en taille
Charbons tendres	0° - 35°	Scraper-rabot ordinaire	0,90 ; 1,20 ; 1,40 m/s	scraper
	35° - 90°	Bélier ou rabot	0,90 à 1,80 m/s	gravité
Charbons durs	0° - 35°	Engin auto-percutant	0,90 ; 1,20 m/s	scraper
	35° - 90°	Bélier	1,80 m/s	gravité

Ce tableau est établi en fixant arbitrairement la limite de pente automotrice à 35° ; cette limite varie suivant les conditions particulières de la couche. Les

engins d'abatage seront choisis en fonction du mode de transport en taille.

ANNEXE

Principes théoriques de l'abatage par percussion à faible vitesse

par J. BOXHO,
Ingénieur à INICHAR.

Soit (fig. 1) un engin d'abatage xyz dont les caractéristiques sont :

- a la demi-longueur parallèlement au front ;
- h la longueur en porte-à-faux de couteau pré-haveur DO ;
- h' l'écartement du point d'attache de la chaîne d'entraînement par rapport à l'arête xy ;
- l la distance initiale entre les 2 points d'attache de la chaîne de rappel : A à la chaîne d'entraînement, X à l'engin.

1. Détermination de l'angle de rotation β (fig 1).

La pointe O du couteau préhaveur glisse en translation le long du front dentelé, en y traçant sa saignée.

Quand elle rencontre une aspérité, sa vitesse diminue ou s'annule même ; il y a ancrage. Nous supposons un ancrage parfait, c'est-à-dire que le charbon est indéformable autour du point O.

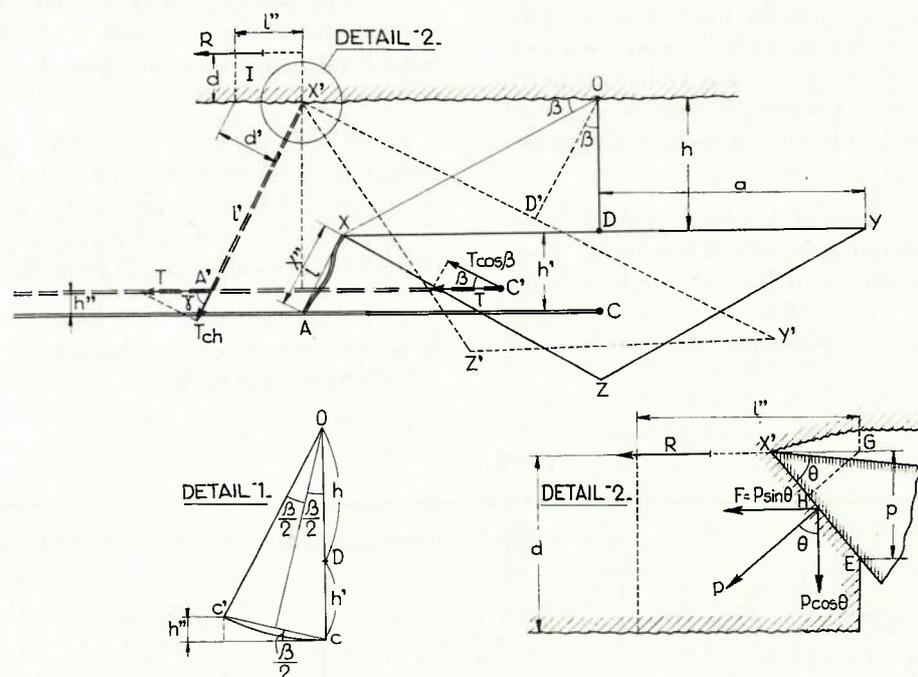


Fig. 1. — Schéma de principe du fonctionnement en béliet roto-percutant.
 Détail 1: Calcul de h'' , déplacement de la chaîne de traction.
 Détail 2: Calcul de l'énergie nécessaire à l'abatage.

La chaîne d'entraînement subit un effort instantané, supposé constant et égal à T durant l'impact ; on suppose qu'elle ne se déplace que parallèlement à elle-même d'une quantité h'' .

La tension du brin de retour n'est appréciable qu'aux extrémités de la taille, sur un intervalle de quelques mètres, elle diminue très vite pour atteindre rapidement une valeur dérisoire : aussi l'a-t-on négligée.

L'engin, attaché à la chaîne par C, continue à être entraîné : il ne peut dès lors qu'entamer une rotation autour du centre O. L'ensemble tournera jusqu'à contact et pénétration partielle en massif de la pointe du couteau X (position en pointillé $x'y'z'$ fig. 1). Cette limitation permet de déterminer l'angle total de rotation β , en fonction des données.

L'angle $\hat{OXD} = \hat{XOX'} = \beta$
 Dans le triangle XOD , on a :

$$T_g \hat{O}XD = \boxed{T_g \beta = \frac{OD}{XD} = \frac{h}{a}} \quad (1)$$

Puisque h est $< a$: β est $< 45^\circ$.

2. Calcul de h'' , déplacement de la chaîne.

Dans le triangle OCC' (fig. 1, détail 1), CC' est la corde de l'arc de longueur $(h + h')\beta$ et vaut : $2(h + h') \sin \frac{\beta}{2}$

$$\boxed{h'' = CC' \sin \frac{\beta}{2} = 2(h + h') \sin^2 \frac{\beta}{2}} \quad (2)$$

3. Energie nécessaire à l'abatage du charbon par percussion (1).

On suppose que l'énergie appliquée est capable d'abattre le bloc au premier choc et que cette énergie dynamique est équivalente à celle du rabotage quasi statique, assertion d'ailleurs confirmée par l'expérience.

On suppose aussi la pente nulle, de sorte que les composantes de gravité n'interviennent pas.

Une force P (fig. 1, détail 2) agit sur le couteau quand il a pénétré dans le charbon de : $GH = GX' \sin \theta$ (2).

On peut écrire :

$$P = t \times EX' \times q \quad (3)$$

où t = largeur du couteau (normale au plan du dessin) prise égale à 1 ;

q = résistance du charbon à la rupture par compression (supposée constante).

Donc P est proportionnel à EX' . On peut supposer que P croît linéairement de O à P , tandis que l'enfoncement dans la direction de P croît linéairement de O à GH .

Dans ce cas, l'énergie nécessaire à la rupture vaut

$$\begin{aligned} W &= \frac{1}{2} P_{\max} \times GH_{\max} \\ &= \frac{1}{2} P_{\max} \times GX'_{\max} \sin \theta \text{ ou, d'après la figure 1, détail 2 :} \\ &= \frac{1}{2} F_{\max} \times GX'_{\max} \\ &= \frac{1}{2} F_{\max} \times p \cotg \theta \end{aligned} \quad (4)$$

(1) Ces considérations s'appuient sur les recherches théoriques du Mining Research Establishment du N.C.B. (Isleworth).

(2) Nous prenons, comme angle en X' du triangle rectangle EGX' , l'angle θ du couteau : nous négligeons donc l'angle de dépouille (3 à 4°). Cette erreur minime allège fortement le calcul.

En développant (3) :

$$P = q \times EX' = q \times \frac{P}{\sin \theta}$$

$$P \sin \theta = F = qp \text{ ou } p = \frac{F}{q}$$

$$(4) \text{ devient : } W = \frac{1}{2} F \times p \cotg \theta$$

$$= \frac{1}{2} F \times \frac{F}{q} \cotg \theta$$

$$= F^2 \frac{\cotg \theta}{2q}$$

Faisons apparaître le facteur sans dimension $\frac{F}{2T'd}$ dont les valeurs sont déterminables par des abaques.

T' = résistance à la traction du charbon
 d = profondeur de coupe (fig. 1, détail 2)

$$W = \left(\frac{F}{2T'd}\right)^2 \times 4T'^2 d^2 \frac{\cotg \theta}{2q}$$

Or, les expériences effectuées sur les échantillons de charbon permettent d'écrire :

$$\frac{q}{T'} = K = \text{constante} \cong 10 \text{ à la rupture}$$

Il vient :

$$\boxed{W = T' \left(\frac{F}{2T'd}\right)^2 \times \frac{d^2 2 \cotg \theta}{K}} \quad (5)$$

par unité de largeur du couteau.

4. Energie disponible pour l'abatage par percussion (fig. 1).

On suppose encore la pente nulle, le couple de rotation, appliqué jusqu'au moment de l'impact en X' , produit une variation d'énergie cinétique, c'est-à-dire que la vitesse tangentielle du point C de rayon $(h + h')$ varie de V , vitesse de translation, à $V \cos \beta$, puis s'annule très rapidement au moment de l'impact.

La masse qui intervient dans cette variation d'énergie cinétique, comporte celle de l'engin augmentée d'une masse fictive, correspondant à la composante de l'effort sur le brin de traction suivant la tangente au cercle de rayon $(h + h')$, soit $T \cos \beta$ (on supposera l'accélération initiale de la chaîne égale à g).

Seule une fraction de cette énergie cinétique est disponible à cause de la nature imparfaitement élastique du charbon et des échauffements par frottement. L'énergie sera donc affectée d'un correctif $\eta < 1$.

On peut donc écrire :

$$\Delta_{\text{utile}} E_{\text{cinét.}} = \left[\frac{1}{2} \left(m + \frac{T \cos \beta}{g} \right) (V^2 \cos^2 \beta - 0) \right] \times \eta$$

$$\boxed{= \frac{\eta}{2} \left(m + \frac{T \cos \beta}{g} \right) V^2 \cos^2 \beta} \quad (6)$$

5. Dégagement du bloc de charbon

(fig 1).

Au cours de la rotation, la distance l entre les points d'attache A et B de la chaîne de rappel a augmenté jusqu'à la valeur l' (A'X'). Brusquement, la chaîne de rappel se met sous tension, limitant l'angle de rotation à la valeur β .

Effort sur la chaîne de rappel.

Nous l'appelons Tch.

Pour l'évaluer, nous supposons le brin AC constamment tendu sous l'effort T et se déplaçant parallèlement à lui-même, d'où

AA' est égal et parallèle à CC'

AC = A'C'

Dès lors :

$$\boxed{\text{Tch} = T \cos \gamma} \quad (7) \quad \text{avec} \quad \boxed{\sin \gamma = \frac{h'}{l}} \quad (8)$$

Longueur finale l' de la chaîne de rappel.

$$l' = A'X' = \frac{XX''}{\sin \gamma} = \frac{h + h' - h''}{\sin \gamma}$$

$$= \frac{(h + h' - h'') l}{h'} \quad (9)$$

Or, l' peut s'écrire : $l_0 + l_e$ où

l_0 = longueur nominale de la chaîne de rappel ;

l_e = allongement élastique (nous ne tenons pas compte d'un allongement supplémentaire du brin de traction, supposé soumis à T constant).

Si l'on tient compte de l'application dynamique de Tch, on peut écrire :

$$l_e = 2 \times \frac{\text{Tch} \times l_0}{E' \times \omega}, \text{ où}$$

ω = section transversale du maillon ;
 E' = module de Young de la chaîne.

$$\boxed{l' = l_0 \left(1 + \frac{2 \text{Tch}}{E' \times \omega} \right)} \quad (10)$$

N.B. L'effort dans une chaîne donnée ($E'l_0, \omega$ donnés) augmente si l'effort T sur le brin de traction augmente, si l'angle formé par la chaîne avec le front diminue.

Arrachement du bloc de charbon par le couteau.

L'effort Tch doit desceller le bloc I (fig. 1). Nous pouvons représenter la résistance de ce dernier par une force R, d étant la profondeur de coupe.

L'équilibre des moments autour de P donne :

$$\boxed{\text{Tch} \times d' = R \times d} \quad (11)$$

Remarques.

1) La profondeur de coupe d est inversement proportionnelle à la résistance du charbon.

2) Si l'angle γ diminue, c'est-à-dire si l' augmente, d' diminue ($= l' \sin \gamma$), mais Tch augmente.

Le produit $\text{Tch} \times d' = T \cos \gamma \times l' \sin \gamma$

$$= T l' \frac{\sin 2\gamma}{2}$$

où $T \times l'$ est une constante, passe par un maximum pour $\gamma = 45^\circ$.

6. Application numérique.

Données.

$$\text{Engin : } \begin{cases} 650 \text{ kg} \\ h = 25 \text{ cm} \\ h' = 15 \text{ cm} \\ a = 43,5 \text{ cm} \end{cases}$$

$$\text{Chaîne : } \begin{cases} T = 8 \text{ tonnes} \\ E' = 3.10^5 \text{ kg/cm}^2 \\ \omega = 7,8 \text{ cm}^2 \\ l = 23 \text{ cm} \\ V = 0,9 \text{ m/s} \end{cases}$$

$$\text{Charbon : } \begin{cases} T' = 10 \text{ kg/cm}^2 \\ d = 15 \text{ cm} \end{cases}$$

Couteaux.

angle θ du couteau = 45°

2 lames de 3 cm

Hauteur du couteau t : 25 cm

N.B. On peut calculer l'effort nominal T exercé sur la chaîne de traction par un moteur de 33 kW
 $33 \times 102 \text{ kgm} = T \times 0,9 \quad T = 3.740 \text{ kg}$

Ce même moteur, d'après ses caractéristiques, peut fournir un couple maximum de 53 kgm à 1.340 tr/min, soit une puissance maxima de :

$$53 \times \frac{2\pi \times 1.340}{60} \text{ kgm} = 7.440 \text{ kgm.}$$

L'effort correspondant T vaut : $\frac{7.440}{0,9} = 8.260 \text{ kg}$

Mais le moteur ne peut fournir cet effort que durant un court instant et ne peut le répéter sous peine de déclenchement.

Comment peut-on dès lors parler, dans les données, d'un T de 8.000 kg sur la chaîne ?

— C'est ici qu'intervient l'influence de l'autre tête motrice, dont tous les autres effets peu importants ont pu être négligés.

Au moment de l'impact, le moteur principal fournit un effort déterminé, variable ou non. La 2^e motrice met alors le brin de retour sous tension, à cause de l'ancrage, et par l'intermédiaire du tourteau de la motrice principale, communique un effort complémentaire, légèrement retardé.

La somme de ces deux efforts est symbolisée par T', et supposée constante durant la percussion.

Expérimentalement, elle a atteint la valeur moyenne de 8 t. Cependant, l'heureuse intervention de la seconde motrice n'aura lieu dans le délai utile que si le mou toléré dans le brin de retour est dosé sans excès.

Calcul de β D'après (1) :

$$T_g \beta = \frac{25}{43,5} = 0,577 \quad \beta = 30^\circ$$

Calcul de h'' D'après (2) :

$$h'' = 2(25 + 15) \sin^2 \frac{30}{2} \\ = 2 \times 40 \times (0,259)^2 \quad h'' = 5,36 \text{ cm}$$

Calcul de W D'après (5) :

$$\frac{F}{2T'd} \text{ est donné par des graphiques.}$$

$$\text{Pour un angle } \theta \text{ du couteau} = 45^\circ \left. \begin{array}{l} K = 10 \\ \end{array} \right\} = 1,2$$

$$W = 10.10^4 \times (1,2)^2 \times \frac{(0,15)^2 \times 2}{10} \times 0,25 \\ W = 162 \text{ kgm}$$

Calcul de ΔE_{cin} D'après (6) :

$$\frac{1}{2} \left(m + \frac{T \cos \beta}{g} \right) V^2 \cos^2 \beta \\ = \frac{1}{2} \left(\frac{650 + 8.000 \times \sqrt{3}/2}{9,81} \right) (0,9)^2 \times (\sqrt{3}/2)^2 \\ = \frac{7.580}{2 \times 9,81} \times 0,81 \times \frac{3}{4} = 235 \text{ kgm}$$

$$\text{Or : } \Delta_{\text{utile}} = 162 \text{ kgm}$$

$$\text{Donc : } \eta = \frac{162}{235} = 0,69 \quad \eta = 0,69$$

Calcul de Tch D'après (8) :

$$\sin \gamma = \frac{h'}{l} = \frac{15}{23} = 0,652 \quad \gamma = 41^\circ$$

D'après (7) :

$$T_{ch} = 8.000 \times \cos 41^\circ = 8.000 \times 0,758 \\ T_{ch} = 6.060 \text{ kg}$$

Calcul de l' D'après (9) :

$$l' = 23 \frac{(25 + 15 - 5,36)}{15} = 53 \text{ cm} \\ l' = 53 \text{ cm}$$

Calcul de l_e D'après (10) :

$$\frac{l'}{l_0} = 1 + \frac{2 \times 6.060}{3.10^5 \times 7,8} = 1,0052 \\ l_0 = 52,7 \text{ cm} \quad l_e \cong 3 \text{ mm}$$

Calcul de R D'après (11) :

$$d' = 13 \text{ cm} \\ R = \frac{6.060 \times 13}{15} = 5.230 \quad R = 5.230 \text{ kg}$$

(valeur que la résistance du charbon n'atteindra jamais).

7. Conclusions.

Avec l'engin dont les caractéristiques viennent d'être données et une puissance de 33 kW, soit un effort de 8 t dans la chaîne de traction, il est très possible d'abattre un charbon dur (10 kg/cm² en traction).

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° 27.862

X. Arbeitstagung für betriebliche Verfahrensforschung im Bergbau am 28 und 30 April 1960 in Clausthal. *Journée de travail sur l'étude des méthodes dans les mines à Clausthal les 28 et 30 avril 1960* - Rapporteur E. LIEBEL. — *Bergbauwissenschaften*, 1960, 20 août, p. 436/439.

H. Cirkel a traité de la productivité dans les mines et de la nécessité de l'accroître par suite de la raréfaction de la main-d'œuvre. G. Dorstewitz : l'étude des méthodes est imposée par la concurrence des autres combustibles et la nécessité d'abaisser les prix de revient. H. Barking insiste dans le même sens : comment résoudre la crise de structure dans les mines ? K. Becker-Berke : les bases de la programmation et la formation des ingénieurs des mines en vue de ces recherches. B. Houlden du N.C.B. : quelques applications de la recherche opérationnelle dans les mines anglaises : une étude nationale et une étude locale sont données en exemple. A. Angermann traite de la programmation linéaire dans les mines. I. Elbrönd (Suède) traite des meilleures dimensions à choisir pour les silos. W. Bisdorf fait connaître la formule de Cloos pour le calcul de l'écart le plus convenable des étages et boueux de recoupe ; la calculatrice électronique peut rendre

des services dans ce domaine. U. Hennigsen traite du même sujet dans le cas particulièrement difficile des mines de fer du pays de Siegen. E. von Knobelsdorff expose le calcul du passage de l'extraction par cage au skip. H. Kiersch traite de la relation entre la grandeur de la concession et la production journalière. M. Psotta fait un compte rendu de la recherche de programmation pour la concentration dans une mine de potasse en tenant compte de la qualité exigée des produits. E. Liebel traite de la relation des conditions de gisement avec la localisation des points de chargement, boueux et puits d'extraction. G. Fettweiss conclut de cette 2^e Journée qu'il existe des méthodes pour normaliser la production et que les ordinateurs électroniques permettent de perfectionner cette recherche.

IND. B 117

Fiche n° 27.848

K. HARTLAND. Fast shaft sinking by conventional methods at El Akeba, Morocco. *Fonçage rapide de puits par des méthodes classiques à El Akeba, Maroc*. — *Engineering and Mining Journal*, 1960, septembre, p. 115/118, 3 fig.

A la mine de cuivre d'El Akeba, Maroc, un puits de 6,30 m de diamètre a été foncé sur 244 m et maçonné sur 252 m en un peu plus de 29 jours, jusqu'à la profondeur de 572,4 m. Terrains moyens.

Fonçage et revêtement simultanés avec plancher suspendu à deux étages distants de 3,60 m. Charge-

ment des cuffats par grappin, deux treuils indépendants pour l'extraction, à simple tambour.

Quatre postes de travail de 6 h : 15 hommes au fond et 9 au revêtement. A la surface, trois postes de 8 h.

Revêtement en blocs de béton préfabriqués. Les avancements remarquables ont été atteints grâce à une organisation parfaite des cycles de travail, forage et tirs, pose du revêtement, et aussi grâce à l'efficacité du système de déblaiement.

IND. B 30

Fiche n° 27.769

J. SCHILP. Enkele aspecten van het drijven van gangen in een steenkolenmijn. *Quelques aspects du creusement des galeries dans un charbonnage.* — *Geologie en Mijnbouw*, 1960, septembre, p. 380/387, 6 fig.

L'organisation technique et l'économie jouent un grand rôle. L'organisation concerne : concentration, désignation des délégués aux tâches auxiliaires, tendance vers le cycle accéléré, unification des méthodes de travail, équipement, planning, réduction des temps morts.

L'organisation garantit les résultats promis par la technique et l'économie. Aux Staatsmijnen de 1955 à 1959, on a creusé annuellement 12 km de bouveaux à double voie et 74 km de galeries en chantiers. L'utilisation de machines continues pour le creusement en roche serait intéressante surtout avec une utilisation minimum garantie de 16 h/jour et, tous frais compris, ne dépassant pas un coût de 18.000 à 24.000 FB/m, mais jusqu'à présent, la Société n'en possède pas. La méthode classique comporte le forage, le tir et le chargement des déblais. L'abatage du charbon au marteau-piqueur est actuellement remplacé très souvent par l'abatage à l'explosif. Des graphiques montrent les grands progrès réalisés depuis 1954 dans les avancements. L'équipement du bouveleur est soigné dans les détails. On utilise le fleuret monobloc de 2,40 m. Le surpresseur est à conseiller dans certains cas.

Quant aux chargeuses, un tableau synoptique des divers types est reproduit avec classement par firme, nom générique et particulier, caractéristiques d'utilisation et quelques remarques sur l'usage. Pour terminer, vue d'une installation de chargement par scraper sur convoyeur. Quelques prix.

C. ABATTAGE ET CHARGEMENT.

IND. C 232

Fiche n° 27.766

A. BERTHMANN. Historische Uebersicht über die Entwicklung der Wettersprengstoffe und Zündmittel in Deutschland. *Aperçu historique sur l'évolution des explosifs de sécurité et les détonateurs en Allemagne.* — *Geologie en Mijnbouw*, 1960, septembre, p. 354/357, 3 fig.

Depuis toujours, on est à la recherche d'explosifs sûrs et économiques. Jusqu'en 1938 en Allemagne,

il n'y avait qu'une catégorie d'explosifs de sécurité qui sont réunis actuellement dans la classe I : explosifs au nitrate ammonique solidifié en mélange avec des sels inertes (surtout NaCl), exemples : Nobelit B gélatineuse, Detonit A pulvérulente. A la suite de quelques coups de grisou de 1936 à 1938 et du développement des explosifs gainés en Belgique, en Grande-Bretagne et en Allemagne, on opta pour une gaine faiblement active au bicarbonate de soude et sel de cuisine avec 10 % de nitroglycérine non gélatinisée (explosifs de la classe II).

Comme suite aux deux désastres survenus en 1939 avec ces explosifs, les essais en galerie furent plus poussés et on découvrit la décapitation des charges et les essais au tir d'angle. La Dynamit Nobel A.G. a fabriqué alors des explosifs plus actifs et qui répondent à ces essais : ce sont les explosifs à échange d'ions dont l'action retardée empêche les pointes de pression et de température. Ce sont les explosifs de la classe III. Parallèlement, les détonateurs ont évolué : jusqu'en 1950, on ne connaissait que les détonateurs instantanés et ceux à 1/2 seconde de retard. En mars 1951, dans les mines néerlandaises, sont sortis les détonateurs à milli-retards. Actuellement, en Allemagne, on utilise 75 % de détonateurs à milli-retards, 18 % d'instantanés et 7 % seulement de 1/2 seconde de retard (ces derniers disparaîtront vraisemblablement dans un temps imprévisible). A l'heure actuelle, les grands avancements sont à l'ordre du jour, ce qui impose les tirs à explosions retardées avec milli-retards et le chargement accéléré des mines avec charges toutes préparées en gaines en plastique.

IND. C 232

Fiche n° 27.900

L. DEFFET. L'évolution des explosifs en Belgique. — *Explosifs*, n° 3, 1960, p. 103/110, 2 fig.

Le danger du grisou et des poussières a toujours préoccupé l'Administration des Mines de Belgique, ce qui a amené les fabricants belges d'explosifs à améliorer sans cesse leurs produits. L'auteur esquisse l'historique des explosifs de sécurité. En 1900, au Congrès International des Mines de Paris, Watteyne et Denoël firent remarquer que la sécurité des explosifs en présence de grisou et poussières inflammables est une fonction de l'écart entre la durée du retard à l'inflammation et celle du refroidissement des produits du tir. A cette époque, les explosifs de sécurité de tous les pays comportaient des explosifs en mélange avec des substances inhibitrices très diverses. Ce n'est que récemment que le chlorure de sodium a été universellement adopté. En 1914, la découverte par E. Lemaire de la gaine de sécurité influença rapidement en Belgique la technique des explosifs de sécurité. En 1920, l'Administration des Mines admit le remplacement du bourrage extérieur par le tir gainé ; la gaine belge comportait parties égales de NaCl et CaF₂ ; en Grande-Bretagne, on

opta pour le NaHCO_3 en 1934. En Belgique, l'ancienne gaine pulvérulente entourée de papier a été remplacée par la gaine rigide en chlorure de sodium avec des agglomérants, ce qui donne de nombreux avantages de sécurité et de régularité. La gaine produit un retard à l'expansion des gaz, ce qui permet un certain abaissement de leur température avant qu'ils n'entrent en contact avec l'atmosphère (photos). Le développement du tir à courts retards a entraîné le danger de décapitation des charges et on est ainsi ramené à l'emploi d'explosif à énergie aussi freinée que celle des explosifs gainés mais à inhibiteur mêlé à l'explosif : ce sont les « équivalents gainés » des Anglais. Ce sont en général des explosifs à ions échangés (de Bichel, essayés en Belgique dès 1925), nitrate ammoniac et sel de cuisine avec 10 % de nitro-glycéro-glycol donnant une explosion de NaNO_3 - AmCl secondaire qui ne se produit qu'en milieu confiné en présence d'un combustible (farine de bois en général). Ainsi, en cas de décapitation, le danger de déflagration à l'air libre est écarté. Les perspectives d'avenir font prévoir de nouvelles recherches.

IND. C 35

Fiche n° 28.126

W. FRITZSCHE. Der Zughackenlader auf der Grube Echte. *La chargeuse à rateau à la mine Echte.* — *Zeitschrift für Erzbergbau und Metallhüttenwesen*, 1960, octobre, p. 465/470, 3 fig.

Une chargeuse à rateau Westfalia ZL 60 est en service à la mine Echte depuis juin 1958 ; c'est la seule actuellement en activité dans les mines de fer. Elle est destinée à la préparation du 4^e étage qui comporte 200 m de chargeage à double voie, 11 m² de section, 4,20 m de largeur ; 200 m à triple voie, 15 m² de section, largeur 5,20 m ; enfin, 1500 m, vers l'ouest, et 2000 m, vers l'est, de galeries en chassage à double voie, 8 m² de section, largeur 3,40 m. Le minerai de fer est oolithique ; teneur 26 à 30 % ; poids spécifique 2,8 à 3 t/m³.

Lors du creusement du 5^e étage, les chargeuses à benne n'ont pas permis de dépasser 1,80 m/jour en moyenne à deux postes. A cette allure, il aurait fallu 8 ans pour creuser le 4^e étage, c'est pourquoi on décida d'essayer la chargeuse à rateau.

Les dimensions de la machine sont : longueur avec rateau déployé 8,90 m, hauteur avec rateau relevé 2,685 m ; domaine d'activité du rateau : en largeur 5 m, en avant 3,70 m, en hauteur 2 m ; largeur du rateau 1,50 m ; écart des essieux 1,915 m ; voie de 600 mm ; poids 12 t ; deux moteurs, un de 30 kW pour la commande et un de 11 kW pour la bande releveuse (vitesse 0,50 m/s) ; performance 80 m³/h de déblais.

Quelques détails ont dû être aménagés. Organigramme du chantier à 3 postes : 2 × 3 + 4 hommes - avancement 4 m/jour.

Prix de revient détaillés : en chassage environ

173 DM/m - 13,7 DM/m³ ; avec la chargeuse à benne, on a comparativement environ 237 DM et 18,5 (théoriquement 208 et 16,40).

Jusqu'à présent donc, dans les grandes sections, malgré son prix élevé, la chargeuse à rateau est payante.

IND. C 40

Fiche n° 27.881

C. MOSS. Role of the Central Engineering Establishment in the coalmining industry. *Le rôle du Central Engineering Establishment dans l'industrie charbonnière.* — *Iron and Coal T.R.*, 1960, 30 septembre, p. 723/732, 9 fig.

Le rôle de l'organisme de recherche « Central Engineering Establishment » de Bretby est d'étudier la conception et la réalisation de machines pour l'industrie minière, qui représenteraient pour les constructeurs de l'industrie privée un objectif à trop long terme.

L'auteur cite des exemples de prototypes récemment élaborés à Bretby :

1) Machine Dranyam, haveuse-abatteuse, à tambour vertical avec bras à hauteur fixée pour le préhavage. La progression de la machine, la vitesse de rotation du tambour, la profondeur de coupe de la chaîne de préhavage sont à adapter aux conditions locales (dureté du charbon, etc.) pour obtenir le meilleur rendement en gros.

2) La bosseyeuse Peake à tête coupante rotative entraînée par chaîne guidée suivant un profil cintré épousant la section de la galerie.

3) Le dispositif imaginé par Hugues pour la manipulation des câbles au front de taille.

4) La barre de préhavage adaptée à la machine Anderton, de forme tronconique allongée avec coueteaux disposés en hélice.

5) Dispositifs de suppression des poussières du havage ; d'autres facilitant le travail de bosseyement (plates-formes, courts convoyeurs) et de creusement des niches d'extrémité de tailles.

6) Modèle nouveau de véhicule pour le transport souterrain des approvisionnements, automoteurs - Diesel.

7) Machines à creuser les galeries et tunnels.

8) Mécanismes hydrauliques ou électriques divers.

9) Machines de laboratoire pour l'essai des étançons, barres de toit et autres pièces de matériel minier.

IND. C 4222

Fiche n° 27.767

R. VAN LIER et M. STALMAN. Mechanische winning van een dunne laag in de mijn Laura. *Abatage mécanique dans une couche mince à la mine Laura.* — *Geologie en Mijnbouw*, 1960, septembre, p. 358/366, 6 fig.

Depuis plusieurs années, la mine Laura étudie l'exploitation mécanique des couches minces ; l'ex-

ploitation d'une couche de 80 cm avec un rabot Löbbe a débuté en 1950.

Les résultats ayant été très satisfaisants, on a décidé d'appliquer la même méthode à un panneau dans la couche Ley (ouverture : 57 cm, puissance : 52). L'article décrit le développement de cette exploitation au cours de plusieurs années : 4 tailles ont été prises successivement avec des longueurs d'environ 150 m.

Une attention toute spéciale a été apportée à la disposition des panneaux et au creusement accéléré des galeries.

L'installation de rabotage, normalement prévue pour de plus grandes couches, a été modifiée sur plusieurs points pour s'adapter aux conditions actuelles.

Vue du rabot PF-030 avec ses dimensions réduites comparativement au rabot PF-1. Convoyeur blindé PF-O.

IND. C 43

Fiche n° 27.768

L. MOBERS. Mechanische koolwinning in een half-steile laag op de mijn Willem-Sophia. *Abatage mécanique du charbon dans un gisement penté de la mine Willem-Sophia.* — *Geologie en Mijnbouw*, 1960, septembre, p. 367/379, 34 fig.

A la mine Willem-Sophia de Spekholzerheide, on a mis en exploitation un panneau dans la couche Finefrau (55 cm de charbon) inclinée à 34° en moyenne (de 24 à 50°). Généralement en dressants et semi-dressants, on hève avec la tête de taille en retard, la machine s'appuyant sur l'allée des remblais. C'est le mérite de Heissbauer d'avoir au contraire, pour l'emploi de son bélier, renversé la tête de taille en avant. Le charbon abattu glisse ainsi le long du front sans se perdre aux remblais. De plus, pendant sa progression, le bélier pique du nez dans le charbon, puis se redresse de nouveau pour progresser. Sa vitesse relativement grande (1,80 m/s) lui permet d'après ce principe de travailler en couches assez dures. A Willem-Sophia, la tranche de 180 m entre 395 et 485 m a été divisée en deux et on exploite pour commencer la taille supérieure qui avec l'obliquité fait 112 m. Par suite du raplatissement en pied de taille (par endroits 20 à 27°), on a dû à certaines périodes remplacer le bélier par le scraper ; de plus, l'ouverture assez grande de la couche a entraîné le développement à Willem-Sophia d'un bélier étagé et divers bacs de scraper ont été essayés pour assurer l'évacuation des produits : bac à entrée élargie, attache des chaînes d'abord ramenée au centre du bac pour faciliter le martèlement de la veine, puis remise aux extrémités avec des pics plus perpendiculaires au front, et chaînes reportées vers l'arrière partiellement pour faciliter le passage des produits. Disposition des galeries à boisage rectangulaire et évacuation des pro-

duits par chaîne à raclettes. Personnel aux 3 postes : 4 hommes, rendement taille oscillant entre 5,45 et 7,12 t (Comparaison avec les charbonnages voisins où le rendement manuel se tient entre 3,50 t et 7 t pour ouverture de 80 cm).

IND. C 43

Fiche n° 28.162

S. DMITRIEV et M. OVINOV. Efficacité de l'emploi en couches puissantes de la méthode d'exploitation par haveuse complexe avec sous-plancher protecteur souple. — *Ougol*, 1960, août, p. 15/18, 3 fig. (en russe).

Indication sur les méthodes d'exploitation utilisée dans le bassin de Kouznets et qui prévoient l'emploi d'un bouclier souple, d'une haveuse multiple Donbass, d'un convoyeur SKR-11.

Il s'agit de couches puissantes inclinées et on utilise deux variantes : prise de la couche par sous-étages exploités selon la direction et prise par panneaux exploités selon le pendage. Les résultats obtenus avec des couches d'une quinzaine de mètres, à pendage de 40° ou 50°, montrent un rendement quartier de 7,5 t par ouvrier/jour ; les travaux préparatoires représentent une trentaine de m/1.000 t ; les pertes de charbon abandonné se montent à 15 % (sous-étages en direction) et 20 % (panneaux pris selon pendage).

Des dispositions spéciales ont été mises au point pour la mise en place de l'ensemble mobile.

(Résumé Cerchar, Paris).

IND. C 5

Fiche n° 28.165

M. GOLDINE et M. FOMITCHEV. Mesure par rayons gamma de la densité d'un mélange binaire lors de l'abatage à l'eau du charbon. — *Ougol*, 1960, août, p. 41/43, 7 fig. (en russe).

Lors de l'abatage à l'eau, il est nécessaire de connaître la densité de la pulpe transportée ; un émetteur fixe irradie, d'une part, la conduite où passe la pulpe et une chambre d'ionisation, d'autre part, une autre chambre d'ionisation. L'adsorption par les particules provoque une différence d'ionisation que compensera un coin ; on déplacera donc le coin pour rétablir l'équilibre entre les chambres et avoir des courants d'ionisation égaux, et ce déplacement mesurera la concentration en solides. Le défaut de la méthode peut provenir des différences entre les caractéristiques des chambres : méthodes pour y remédier et schéma de l'appareillage d'ensemble.

Bibliographie : 5 références.

(Résumé Cerchar, Paris).

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTÈNEMENT.

IND. D 21

Fiche n° 28.152

N. IKRENEV. L'exploitation groupée de couches en pendage peu élevé sous des installations de surface. — *Ugol Ukrainih*, n° 2, 1960, p. 6/9, 1 fig. - *Bergbauwissenschaften*, n° 17, 1960, p. 451.

Pour déterminer l'influence de l'exploitation simultanée de plusieurs couches voisines sur les installations de surface, on a fait des essais sur modèle avec des matériaux équivalents. La profondeur moyenne des chantiers a été prise égale à 50, 100 et 150 m ; la puissance des 3 couches égale chacune à 1 m. L'angle de pente est de 21°. Un tableau indique les affaissements, extensions, compressions et déversements mesurés sur modèle. Dans un modèle, l'exploitation a été faite de bas en haut et dans les autres, l'inverse. Comme les résultats l'ont établi, pour l'exploitation en groupe de couches dans des conditions semblables ou analogues, il est plus avantageux d'exploiter du haut vers le bas que l'inverse.

Les dégâts à la surface sont ainsi moins accentués.

IND. D 2224

Fiche n° 27.807II

J. PRICE et N. MAY. The use of pack dynamometers. *L'emploi de dynamomètres dans les remblais.* — *Colliery Engineering*, 1960, octobre, p. 439/442, 5 fig.

Suite du compte rendu des essais effectués par le MRE pour mesurer la compression des remblais. On s'est efforcé d'éliminer les causes d'erreur ou d'évaluer leurs effets. Les mesures obtenues dans des essais de laboratoire et celles obtenues au fond ont été comparées. On a comparé aussi les résultats obtenus en plaçant le dynamomètre sur le mur et dans le mur. Il en résulte que le placement du dynamomètre sur le mur donne des valeurs de pressions exagérées. Les erreurs vont de 40 à 100 %, dues au rapport de la hauteur de remblai correspondant à l'instrument, à la hauteur totale et à la différence de compressibilité entre l'instrument et les remblais. L'enfouissement dans le mur, au contraire, abaisse le taux d'erreur à moins de 20 %.

IND. D 430

Fiche n° 28.151

V. DAVIDIANTS et A. PIACETSKIE. Quelques questions sur l'amélioration du rendement dans l'emploi du soutènement métallique. — *Ugol Ukrainih*, n° 2, 1960, p. 5/6 - *Bergbauwissenschaften*, n° 17, 1960, p. 453.

Rapport sur l'installation et l'économie d'étaçons à friction G et d'étaçons hydrauliques D.T. dans divers districts d'Ukraine. Les pertes en étaçons se sont montrées particulièrement élevées et ont atteint 13 à 15 % en 1958 ; pour les bèles 28,5 %. L'économie de bois en tailles a oscillé entre 8 et

16 m³ pleins pour 1.000 t d'extraction brute. Pour un emploi correct et économique du soutènement métallique, il est recommandé de rendre les employés de la mine responsables d'un comptage plus régulier et d'un transport correct du soutènement ; de n'introduire le soutènement métallique que là où s'y prêtent un nombre suffisant de tailles ; de renvoyer à la surface les éléments déformés et d'examiner les possibilités de redressement avant de les envoyer à l'atelier de réparation.

IND. D 47

Fiche n° 27.858

R. COEUILLET. Les essais de soutènement marchant en France. — *Annales des Mines de France*, 1960, septembre, p. 11/30, 16 fig.

Cet exposé ne décrit pas les divers modèles de soutènement marchant. Il étudie les 2 expériences à grande échelle faites à ce jour en France, à Bruay et en Provence, avec des matériels S.A.H.E. Somemi pour établir la façon dont travaille ce mode de soutènement, et son meilleur emploi : coulisement des vérins verticaux - largeur de toit à soutenir - écarts entre files successives - caractéristiques des vérins verticaux - densité de soutènement - rallonges - semelles et châssis - ripage - stabilité - extension des porte-à-faux - bouclier arrière - planchers préalables - liaison au blindé - alimentation.

Avenir du soutènement marchant : doublement des rendements taille, avantages subsidiaires (suppression des coups de toit en Provence, foudroyage facilité), prix : 50.000 à 150.000 FB/m de taille, amortissement en 18 à 36 mois. Problèmes restant à résoudre pour la mécanisation totale : grosses houilles, niches, piles de remblai le long des voies.

(Résumé Cerchar, Paris).

IND. D 50

Fiche n° 27.770

J. COTTAAR. Resultaten van een onderzoek naar de mogelijkheden om de vullingsgraad van vulling te verhogen. *Résultats d'une recherche sur les possibilités d'accroître le degré de remblayage.* — *Geologie en Mijnbouw*, 1960, septembre, p. 388/393, 2 fig.

Pour limiter les dégâts miniers, on recourt au remblayage avec pierres de lavoir, ce qui ramène l'affaissement à la surface à environ 60 % de l'ouverture de la couche. Un tel tassement peut encore occasionner des dégâts importants. Le but de la présente recherche a été de déterminer les facteurs qui agissent sur le degré de remblayage et comment ces facteurs sont influencés.

La portance d'un matériau est fort influencée par le volume des pores de sa masse. On doit le réduire autant que possible. Dans ce but, on doit éviter une sélection entre les grains gros et menus. La teneur en eau influence aussi la portance : une faible quantité gonfle la masse, une grande quantité la contracte. La teneur la plus favorable en eau paraît être 6 % du poids en sec. La diminution du volume des

pores de la masse par vibrage paraît difficilement réalisable en pratique, mais on peut arriver à un certain résultat par le soufflage en place (courant en travaux de voirie) pendant la mise en place par couche. Ce procédé n'occasionne pas de sélection.

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. E 122

Fiche n° 27.809

MASCHINEN GLUECKAUF. Anchoring of conveyors. *L'ancrage des convoyeurs.* — **Colliery Engineering**, 1960, septembre, p. 399/401, 3 fig.

Il est un fait bien connu que, lors des ripages, un convoyeur a tendance à descendre vers le pied de taille et au bout d'un temps on doit enlever un élément et le reporter en tête de taille.

Pour éviter cet inconvénient, la firme en vedette a créé un dispositif qui avance automatiquement la tête du convoyeur dans une direction constante. Dans cette disposition, on s'est inspiré du soutènement marchant : il y a deux paires d'étauçons : l'une est disposée aux deux extrémités d'un caisson, retourné d'environ 2 m et à fond légèrement incliné vers l'amont, formant sommier sur lequel peut coulisser un élément un peu moins large que la moitié du sommier, qui est, d'une part, boulonné à l'assise du blindé, et d'autre part, au groupe des deux autres étauçons beaucoup plus rapprochés que les premiers. Ce groupe d'étauçons progresse d'abord parallèlement au sommier, puis quand il bute contre l'étauçon côté front de l'autre groupe, il se cale entre toit et mur et c'est le sommier qui progresse. Des détails sont donnés sur les cylindres et pistons moteurs, soupapes, etc... et leur fonctionnement.

IND. E 20

Fiche n° 28.181

X. Traffic control at the Hawthorn combined mine. *Le contrôle du transport à la mine de Hawthorn.* — **Colliery Engineering**, 1960, oct., p. 412/425, 19 fig.

Hawthorn, Durham, concentre trois concessions sur un puits équipé de skip : production envisagée 8.000 t/jour. Préparation prévue pour 750 t/h.

Le transport souterrain se fait par 34 locomotives à accus : 2 étages d'extraction, 34 km de voies. Trains de 24 berlines de 2 tonnes. 24 points de chargement.

L'article décrit en détail l'organisation de cet important transport et de la signalisation. Une des caractéristiques de l'organisation est que les locomotives ne circulent que sur une section du transport total, transmettant les trains à la locomotive du secteur suivant. La signalisation comporte un appareillage très étudié assurant, par voyants lumineux de couleur, le contrôle et la sécurité du transport. Des plans montrent schématiquement l'organisation des différentes parties du réseau souterrain.

IND. E 45

Fiche n° 27.806

G. GREENOUGH. Aluminium honeycomb cage arresters. *Un arrête-cage en nid d'abeilles en aluminium.* — **Colliery Engineering**, 1960, septembre, p. 374/378, 7 fig.

En cas de mise à molette, le fonctionnement du dispositif de sécurité (évite-molette) entraîne le danger de chute libre de la cage ; les systèmes de guides renflés, ou de cylindres hydrauliques arrêteurs, ou de câbles en nylon tendus dans les puits, ont été employés pour arrêter la chute.

Chaque système présente certains inconvénients. On a fait des essais d'arrête-cage utilisant des plaques d'aluminium ondulées et soudées de manière à former un assemblage en nid d'abeilles ou rayon de ruche employé en construction aéronautique et d'une haute capacité d'absorption d'un effort d'écrasement.

Pour ralentir la chute d'une cage dans le parcours requis et avec le taux de décélération constante tolérable, on monte des bandes de ces plaques sur des rails-guides fixés au chevalement ou au fond du puits. Des rouleaux montés sur la cage les écrasent en produisant une décélération constante dont l'importance est indépendante de la vitesse ou de la distance à parcourir, mais dépend uniquement de la force statique d'écrasement et du volume écrasé sur une distance donnée.

En effilant les extrémités des plaques, on peut rendre l'effet progressif. Le système est économique, sûr et demande peu d'entretien.

IND. E 47

Fiche n° 27.863

G. FELGER. Die Schachtgefäßförderung - Wandlung ihrer Aufgabestellung und -lösung. *L'extraction par skips - Evolution des problèmes et de leurs solutions.* — **Schlägel und Eisen**, 1960, septembre, p. 607/615, 22 fig.

L'accroissement des tonnages extraits et des charges unitaires, ainsi que le recours à l'extraction à contrepoids, sont facilités par l'extraction à câbles multiples, les mains courantes élastiques et la structure des skips. Les stations de chargement se perfectionnent par l'intercalation de silos, triages et concassages, pesée des charges, contrôle des débits des bandes, contrôle des poussières et élimination du ruissellement des produits.

La descente des pierres dans les puits d'extraction tend à se développer. On utilise les télécommunications et la télécommande pour l'automatisation des installations. Des vues montrent le développement du tonnage extrait par skips en France et en Grande-Bretagne et surtout en Allemagne et Sarre, l'attache à 4 câbles avec statimètres - le guidage élastique « des Roseaux », la capacité d'extraction accrue par le skip - encombrement plus réduit des installations allemandes à contrepoids par rapport

aux anglaises - différents types de vidage des skips - captage des poussières - bascule à berlines - pesée sur convoyeur - poches de dosage - vidage des brousses - descente des pierres - comparaison avec les projets de skips en 1925-1926 - dispositif d'interrupteur magnétique à une station de chargement automatique - poste de machiniste moderne.

F. AERAGE. ECLAIRAGE. HYGIENE DU FOND.

IND. F 231

Fiche n° 27.802

X. Six Bells colliery explosion. Public enquiry. *Enquête sur le coup de grisou de la mine Six Bells.* — **Iron and Coal T.R.**, 1960, 23 et 30 septembre, p. 665 et 707/710 - **Colliery Guardian**, 1960, 22 et 29 septembre, p. 338 et 383/386.

Compte rendu du début d'enquête sur cette catastrophe qui a tué 45 hommes. Les interrogatoires des préposés et témoins ne paraissent pas établir bien clairement si la cause de l'inflammation est l'échauffement d'un transformateur ou d'une bande transporteuse, ou un tir de mine, ou la contrebande (allumettes, tabac interdits dans la mine). Une accumulation de grisou s'était produite (1 1/4 % de grisou) et le minage avait été interdit. Le délégué à la sécurité était sur les lieux et avait mesuré 3 % de grisou près du toit dans la galerie principale ; on avait alors réajusté le venturi. L'enquête sera poursuivie.

IND. F 25

Fiche n° 27.872

J. SOMNIER. La désorption naturelle des charbons, son application à la prévention des dégagements instantanés et à l'explication de leur mécanisme. — **Revue de l'Industrie Minérale**, 1960, septembre, p. 776/784, 5 fig.

A la mine St-Martin du Bassin des Cévennes, des études sur le dégagement de CO² ont été effectuées en Grande Couche à la cote d'étage — 300. On y « espérait » un D.I. qui s'est en effet produit en chassage, le 9 janvier 1960, à 23 m de distance du précédent.

Les mesures de désorption sur des échantillons prélevés au chantier ont été imaginées par le Pr Hargraves de Sidney. La petite boîte étanche avec manomètre flexible, très simple, est un perfectionnement dû à l'auteur et Darand (chef de laboratoire). L'auteur a dégagé une loi simple des mesures successives dans le temps de la quantité de gaz dégagée par un échantillon, c'est une loi hyperbolique qu'on peut énoncer : le rapport du volume de gaz dégagé au volume total susceptible d'être dégagé est proportionnel au temps. Si V est le volume limite total de v et T une constante :

$$\frac{v}{V} = \frac{t}{T + t}$$

Les expériences de désorption ont permis de mettre en évidence l'alternance de zones très perméables à gaz concentré avec des zones denses imperméables (sont-elles préexistantes ?) ; la désagrégation de cette frette par un tir d'ébranlement provoque le D.I., la zone éponge est souvent liée à des hétérogénéités stratigraphiques (Cœuillet leur fait jouer le rôle de détonateur).

Le dégazage par trous de sonde à gros diamètre est pratiqué couramment en Belgique et en U.R.S.S. où il donne des résultats positifs. Des essais concluants ont été effectués dans les Cévennes, mais seulement à la rencontre de couche par travers-bancs et à l'abri d'une frette de rocher importante.

Il semble que, pratiqué à l'abri d'un bouclier, il pourrait s'appliquer aux traçages en couche. Les mesures de désorption servant de contrôle de leur utilité cependant, leur application au CH⁴ demanderait une mise au point car il se dégage plus rapidement.

IND. F 31

Fiche n° 27.875

X. Explosion hazard. *La prévention des explosions.* — **Safety in Mines Research**, 38^{me} Rapport annuel pour 1959, p. 10/24, 9 fig.

Rapport du SMRE sur les risques d'explosion et les moyens de prévention étudiés en 1959. Analyse de publications.

Les aérosols employés pour fixer les poussières de charbon ; pulvérisations d'émulsions de 0,2 % en poids d'alcool éthylique. Expériences, résultats.

Les propriétés physiques de poussières de roches inertes imperméabilisées, utilisées contre les explosions de poussières de charbon. Le procédé n'est utile que lorsque l'humidité atmosphérique relative dépasse 85 %.

Le traitement des poussières inertes par inhibiteurs d'ignition ajoutés à l'agent imperméabilisant peut rendre leur action préventive plus efficace.

Le mode d'emploi des barrières de poussières de roches et leurs effets ont fait l'objet de plusieurs études.

La nature de la source d'ignition et la vitesse de propagation jouent un grand rôle dans l'efficacité des barrages.

L'aérodynamisme et le mécanisme des explosions de poussières de charbon, la relation entre la vitesse de l'onde de choc et la vitesse de la flamme ont été étudiés et les résultats sont publiés.

A noter enfin diverses recherches sur la stratification du grisou, la grisoumétrie, le danger d'ignition par frottement sur les roches, les méthodes d'épreuve des appareils antidéflagrants etc...

IND. F 411

Fiche n° 28.166

I. ICHTCHOUK et V. MAZOUROV. Efficacité du relâchement du massif de charbon et de la diminution des poussières par l'infusion d'eau en couche lors de travaux de défilage. — *Ougol*, 1960, août, p. 43/47, 5 fig. (en russe).

Équipement utilisé dans le bassin du Donetz pour réaliser l'infusion : pompe BGN 1 débitant 2 m³/h sous 150 hpz au moyen de 3 pistons ; cette pompe, qui pèse 387 kg, est mue par un moteur de 15 ch ; l'eau est refoulée par des tuyaux supportant cette pression à un distributeur doseur de 576 mm de longueur, engagé dans le trou de sonde foré en vue de l'injection ; on a observé, du fait du relâchement, des affaissements du toit augmentant du front vers l'intérieur de la taille ; la répartition de l'eau a été étudiée par prélèvement d'échantillons dont on mesurait l'humidité. La poussière que donne l'appareil entaillant, rabot ou haveuse, ou qui se produit au point de chargement est considérablement réduite : la moyenne de 1.400 mg/m³ en avant d'une haveuse Gorniak sans infusion est abaissée à 107 après infusion et celle de 1.186 mg/m³ au point de chargement est réduite à 15. La pression de l'eau dépend de la profondeur du trou de sonde et, pour 3 m, doit être de 55 à 77 hpz selon la nature du charbon.

Bibliographie : 4 références (1 allem., 1 brit.).

(Résumé Cerchar, Paris).

IND. F 411

Fiche n° 28.167

E. ONTINE. Infusion d'eau dans le massif dans les sièges du groupement d'Osinnik. — *Ougol*, 1960, août, p. 47/48, 1 fig. (en russe).

Dans le bassin de Kouznets, on a utilisé pour l'infusion en veine des prototypes d'appareils à main (PP.2 et RPP.2), un prototype SPN 1 et un ensemble Ou NB.

Le SPN 1 est une pompe pneumatique montée sur patins donnant une dizaine de litres/min sous 9 hpz ; poids 26 kg ; l'air comprimé utilisé est fourni à 4-5 hpz. L'ensemble Ou NB comporte une pompe débitant 30 litres/min sous 200 hpz, moteur électrique de 14 ch ; poids pompe + moteur : 670 kg ; un appareil de foration de 110 kg pouvant forer des trous de sonde de 45 mm jusqu'à 50 m à la vitesse moyenne de 0,5 m/min ; enfin des appareils de pose de joints étanches. L'empoussiérage moyen est abaissé par l'infusion : de 168 à 54 mg/m³ en taille et de 139 à 47 mg/m³ pour le transport dans une couche de 1,5 m ; de 348 à 48 mg/m³ en taille et de 202 à 43 mg/m³ pour le transport dans une autre couche de 2,6 m.

(Résumé Cerchar, Paris).

IND. F 440

Fiche n° 27.878

X. Dust measurement and pneumoconiosis hazard. *L'analyse des poussières et les risques de pneumoconiose*. — *Safety in Mines Research*, 38^{me} Rapport annuel pour 1959, p. 41/47.

Résultats d'études sur le mélange des poussières respirables avec l'air au moyen de techniques utilisant un gaz traçant.

Méthode d'échantillonnage gravimétrique de la fraction de granulométrie respirable de la poussière aéroportée : élaboration d'un prototype d'échantillonneur autonome, indépendant d'une source d'air comprimé permettant d'opérer pendant la durée d'un poste.

Méthodes de comptage automatique et de calibrage des particules de poussière.

Collecteurs humides de poussières dans l'air. Recherches d'évaluation standardisée du degré de poussière. Méthode d'analyse par diffraction des rayons X. Études sur la silice et la fibrogenèse.

Recherches sur la pneumoconiose, expériences pratiquées sur des animaux, études de résidus pulmonaires dans la pneumoconiose.

I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES COMBUSTIBLES.

IND. I 0140

Fiche n° 28.105

K. LEMKE. Technische und wirtschaftliche Auswirkungen der Verschlechterung von Rohkohleneigenschaften. *Influences techniques et économiques de la détérioration des propriétés du charbon brut*. — *Glückauf*, 1960, 24 septembre, p. 1257/1263, 9 fig.

Accroissement des frais de préparation par suite de l'augmentation de la proportion de produits fins (accroissement de 2 FB par t de charbon brut dans une mine déterminée).

Influence de la teneur élevée en stériles : réduction de la capacité utile des puits d'extraction, impossibilité d'agglomérer ou d'incorporer dans la pâte à coke des fines et des poussières bruts.

Irrégularité des propriétés du charbon brut et ses conséquences.

Il y aurait lieu de prévoir des silos de régularisation avant le lavoir, qui faciliteraient son fonctionnement et permettraient de réduire sa capacité de pointe.

IND. I 11

Fiche n° 28.108

G. LINKE. Zur Mechanik und Verfahrenstechnik der Zerkleinerung in der Steinkohlenaufbereitung. *Aspects mécaniques et techniques de fonctionnement du concassage en préparation du charbon*. — *Glückauf*, 1960, 24 septembre, p. 1288/1296, 3 fig.

Le rendement global du concassage et du broyage technique est très faible, inférieur à 1 %. Les progrès sont très lents dans ce domaine.

Etude des différentes sollicitations appliquées aux grains de matière pour les briser : pression, cisaillement, frottement, chocs de grains libres sur une surface ou entre eux, ultra-sons, expansion d'un liquide interne.

Etude systématique des différents types d'appareils de concassage et de broyage : concasseur à mâchoire, giratoire, Symons, à cylindres ; broyeurs à anneau et billes, à boulets, à marteaux, à chocs.

Domaines d'utilisation de ces différents types de concasseurs et de broyeurs en fonction de la dureté du matériau à broyer et du facteur de réduction désiré.

IND. I 331

Fiche n° 28.109

F. MAYER. Neue Erkenntnisse über den Setzvorgang auf Grund der Potential-Theorie. *Nouvelles connaissances sur le processus de setzage basées sur la théorie du potentiel.* — Glückauf, 1960, 24 septembre, p. 1297/1301, 1 fig.

Les travaux actuels sur le processus de setzage s'appuient sur la notion d'énergie potentielle et plus sur la théorie de Rittinger. Un mélange de grains de différentes densités a tendance à se stratifier suivant la densité, ce qui représente l'état d'énergie potentielle minimum, si par setzage on donne aux grains une mobilité suffisante pour pouvoir se déplacer dans le lit. Cette théorie permet d'expliquer tous les phénomènes observés dans le lavage par pistonage.

L'auteur développe cette théorie et l'applique à l'étude de l'évolution de la stratification au cours du temps et des possibilités de lavage du charbon.

IND. I 340

Fiche n° 28.106

F. BRINKMANN. Die Verwendung von grobem Schwerstoff in Schwertrübewäschen und seine Rückgewinnung mit Hilfe der Schwerkraft. *L'emploi de produits lourds grenus dans les lavoirs à milieu dense et leur récupération à l'aide de la gravité.* — Glückauf, 1960, 24 septembre, p. 1275/1281, 5 fig.

La régénération du medium dilué par gravité est très simple et la perte est négligeable si la matière lourde est assez grenue. A une suspension grenue peut s'ajouter une quantité importante de produits de pollution sans qu'on dépasse la consistance critique. On peut utiliser des substances non magnétiques, telles que la pyrite qui se trouve en quantité suffisante dans le brut de nombreux charbonnages.

IND. I 41

Fiche n° 28.107

W. HECKMANN. Die physikalischen Grundlagen der mechanischen Feststoff-Flüssigkeits-Trennung und ihr Einfluss auf der Bau von Entwässerungseinrichtungen. *Les bases physiques de la séparation mécanique solide-liquide et leur influence sur la construction des appareils d'égouttage.* — Glückauf, 1960, 24 septembre, p. 1281/1287, 13 fig.

Rappel des bases de la théorie de la sédimentation (loi de Stokes - sédimentation entravée) - centrifugeuses à bol plein : types de construction, fonc-

tionnement, résultats obtenus. Les humidités finales sont identiques à celles que l'on peut obtenir par centrifugation discontinue ou par filtration.

Théorie de la filtration : loi de Hagen-Poiseuille donnant le débit dans un capillaire, généralisation à la porosité d'un lit de produits fins, détermination de l'humidité résiduelle en fonction de la granulométrie du produit.

Etude de quelques paramètres desessoreuses à paniers perforés.

IND. I 520

Fiche n° 28.157

R. CHARBONNIER et J. VISMAN. Agglomération du charbon avec liants et analyse statistique d'essais d'agglomération. — Department of Mines and Technical Surveys, Ottawa (Canada). *Technical Bull. n° 9*, 1959, octobre, 33 p., 8 fig., 14 tabl.

La première partie du bulletin résume les données des études les plus récentes publiées en France, en Grande-Bretagne et en Amérique. Elle passe en revue l'influence de la nature du charbon et de sa granulométrie, l'influence du type de liant (brai et asphalte principalement) et de la technique d'agglomération utilisée (humidité, température et pression d'agglomération).

La seconde partie traite du contrôle de la qualité des agglomérés (résistance à la compression et essais aux tambours normalisés en Amérique). Des calculs développés en annexe montrent comment l'analyse statistique des résultats peut être utilisée pour mettre en évidence l'influence de chacune des variables, à partir de résultats d'essais industriels dans lesquels il est généralement impossible de faire varier un seul paramètre à la fois.

IND. I 53

Fiche n° 28.158

A. McKENZIE, J. PICARD et J. VISMAN. A laboratory study of the binderless briquetting of western canadian coals. *Etude en laboratoire de l'agglomération sans liant des charbons de l'ouest du Canada.* — Department of Mines and Technical Surveys, Ottawa (Canada). *Technical Bull. n° 10*, 1959, décembre, 31 p., 27 fig., 3 tabl.

Les aspects technique et économique de l'agglomération, sans l'aide de liant, des charbons du Canada sont peu connus. Jusqu'à présent, il n'y a pas eu de presse qui ait répondu aux besoins de l'industrie ou satisfait aux conditions de température et de pression requises pour fabriquer des agglomérés sans l'aide d'un liant.

La série d'expériences préliminaires relatées dans la présente étude, qui a porté sur des charbons de l'Ouest du Canada, montre qu'il est matériellement possible de fabriquer sans liant des agglomérés qui résistent à l'écrasement, à l'eau et au gel. Un lignite et un charbon subbitumineux ont pu être agglomérés sans liant par le pré-chauffage pendant plusieurs minutes à des températures de l'ordre de 400 à

600° C, suivi de l'agglomération dans une presse à moule de laboratoire à des pressions de 2,5 à 39 tonnes par pouce carré pour le charbon sub-bitumineux et au-dessus de 12 tonnes dans le cas du lignite. Des essais analogues sur un charbon à coke du type bitumineux à teneur moyenne en matières volatiles ont montré qu'on peut en faire de bons agglomérés sans liant s'il est mélangé avec une matière inerte telle que du sable ou un charbon qui n'est pas gonflant. Les résultats pour le semi-anthracite seul, bien que négatifs, ont indiqué qu'il peut être aggloméré en mélange avec du charbon à coke. Il semble que ces résultats préliminaires militent en faveur de recherches plus poussées dans cette voie en vue de réaliser une presse acceptable pour l'agglomération à des pressions allant jusqu'à 13 tonnes par pouce carré et capable de traiter du charbon pré-chauffé à des températures de 450 à 550° C.

P. MAIN-D'OEUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. P 22

Fiche n° 28.111

H. HOELTERHOFF. Die weitere Ausbildung erwachsener Bergleute im aus- und inländischen Steinkohlenbergbau. *Complément de formation de la main-d'œuvre pour les mines à l'étranger et en Allemagne.* — Glückauf, 1960, 8 octobre, p. 1340/1346.

Comme suite à une thèse de sortie de la Bergakademie de Clausthal, l'auteur passe en revue la formation de mineurs pour des tâches déterminées : surveillant, boutefeux, ajusteur, électricien, machiniste, etc... Souvent on s'en tient encore aux méthodes traditionnelles et on ne tient pas assez compte des bases pédagogiques modernes confirmées par la science et par la pratique. Taylor, Fayol et W.B. Scott sont à la base du T.W.I. né aux Etats Unis. Dans ce pays cependant, il n'y a pas de formation spéciale recommandée par l'Etat pour les mineurs ; le travail dans les mines n'est autorisé qu'à partir de 18 ans. Les mines ont recours à deux méthodes : au chantier, avec un moniteur, et à l'extérieur, notamment pour les machinistes, stage de 3 mois chez le constructeur.

En U.R.S.S., le mineur qui veut progresser dispose de quatre moyens : 1) école de 10 mois pour abatteur, boiseur, etc. ; 2) école de 2 ans pour ajusteur ou électricien du fond ; 3) école technique d'un an comme ouvrier spécialisé ou employé technique ; 4) formation de 7 ans pour fils d'ouvrier appliqué. Plusieurs mines utilisent aussi la méthode accélérée de formation pour diverses tâches.

Aux Pays-Bas, on forme en quelques mois des abatteurs spécialisés et des conducteurs de machines ; la formation d'ajusteurs dure 3 ans.

La France a obtenu des résultats spectaculaires dans quelques mines : cours de 6 semaines à Couriot

en 1951 - Groupe d'Auchel, cours de 3 mois à 2 ans pour diverses fonctions.

En Allemagne, l'Administration des Mines contrôle la formation de diverses catégories de spécialistes ; la durée va de 6 postes à plusieurs années selon la fonction et l'âge du postulant. Outre surveillants, boutefeux, machinistes, on forme encore des chronomètres, porions de ventilation, contrôleurs de poussières, etc...

23 références bibliographiques dont une (Bataille) sur la formation à Monceau-Fontaine.

Q. ETUDES D'ENSEMBLE.

IND. Q 1142

Fiche n° 28.110

H. KRANEFUSS. Rationalisierung in einem flözarmen Grubenfeld mit sehr dünnen Flözen, ihre Kosten und Ergebnisse. *Rationalisation dans un gisement pauvre avec couches très minces, prix de revient et résultats.* — Glückauf, 1960, 8 octobre, p. 1325/1339, 41 fig.

A la mine Sophia-Jacoba (Aix-la-Chapelle), il avait été question de creuser un nouveau puits pour accroître l'extraction au début de 1956. Une étude a montré qu'il était plus économique d'équiper le puits n° 4 (d'aéragé). L'article décrit les modifications apportées à l'installation d'extraction, la nouvelle tour en béton et le hall de déchargement. Les dépenses nécessaires sont énumérées. L'accroissement de la capacité d'extraction ainsi réalisé et simultanément les mesures de rationalisation ont amené une amélioration de l'économie. L'évolution de l'entreprise est esquissée à l'aide des indices dans la répartition du plan des dépenses d'après le système standard, avec plus de détails sur les transformations importantes.

La mécanisation croissante de l'abatage et du creusement des chassages, en particulier la multiplication des rabots et des chargeuses en galeries en liaison avec l'exploitation rabattante et l'avancement accéléré des tailles, ont entraîné la saturation des points de chargement. L'auteur expose un procédé d'évaluation des dépenses et bénéfices d'un quartier pour le contrôle de l'économie des points de chargement à Sophia-Jacoba. En même temps, il montre l'influence de l'évolution des travaux sur les prix de revient par la comparaison des dépenses en salaires, matières et divers pour les années 1956 à 1959 et le 1^{er} trimestre de 1960 par rapport à 1955. Pour terminer, mention des projets pour l'avenir.

IND. Q 132

Fiche n° 27.870

MERIAUX. Les méthodes de havage intégral avec déschistage. — *Revue de l'Industrie Minière*, 1960, septembre, p. 713/747, 18 fig.

Le gisement de potasse d'Alsace moyennement plat a offert un champ d'application étendu au matériel automoteur de chambres et piliers.

On obtient avec ce matériel des rendements chantiers de 50 t et plus. Dans certaines fosses du bassin, on a dû toutefois recourir à d'autres méthodes : zones pentées à plus de 15° ou zones pauvres avec intercalaires importants. On y a développé le lavage intégral. En couche supérieure, cette méthode a permis de laisser au toit un banc de stérile de 40 cm. En couche inférieure, surtout dans le gisement Joseph-Else (très pauvre), on a pu améliorer la teneur des sels extraits de 30 % : on broie au toit un banc de schiste qu'on évacue à part vers les remblais et le reste de la couche est abattu par la haveuse à 2 tambours (pourvue de l'hélice de déschistage).

Les machines à tambours abatteurs, créées spécialement pour ces exploitations, sont décrites en détail.

IND. Q 4

Fiche n° 28.112

B. NATZEL. Die Bedeutung des neuen Jugendarbeiterschutzgesetzes für den Bergbau. *L'importance de la nouvelle loi sur la protection des jeunes ouvriers dans les mines.* — **Glückauf**, 1960, 8 octobre, p. 1346/1350.

Cette loi, qui est entrée en application le 1^{er} octobre 1960, remplace la loi de 1938 sur la protection de la jeunesse avec ses diverses adaptations. Elle améliore et renforce cette protection dans une mesure importante en tenant compte des conditions techniques et économiques actuelles ; d'autre part, elle entraîne de nouvelles charges pour les entreprises et soulève le problème difficilement soluble du temps de travail.

La loi distingue entre enfants en dessous de 14 ans et jeunes gens de 14 à 18 ans.

Base et conséquences - temps de travail des jeunes ouvriers - circonstances d'interdiction et de limitation de travail - devoirs de tutelle de l'entreprise - contrôle de l'état de santé - exécution des prescriptions de la loi - délits et contravention.

R. RECHERCHES - DOCUMENTATION.

IND. R 123

Fiche n° 27.873

X. Safety in mines research. *Recherche de la sécurité dans les mines pour 1959 - 38^{me} Rapport.* — **Safety in Mines Research Establ.**, 1960, 66 p., 13 fig., + 4 p. - **Iron and Coal T.R.**, 1960, 23 septembre, p. 689 - **Colliery Guardian**, 1960, 20 octobre, p. 482/490, 6 fig.

Compte rendu (p. 47/53) des essais effectués sous les rubriques suivantes : Explosifs et exploseurs - Cardox et Hydrox.

Durée de service des câbles de diverses natures. Résistance à la pénétration par l'eau des câbles en

service. Appareils antidéflagrants. Vérifications et approbations. Ventilation des récipients des batteries d'accus. Locos Diesel. Lampes portatives et grisoumètres. Photomètres. Casques de mineurs. Aspirateurs de poussières.

Comme introduction, le directeur de cet important organisme donne un bref rappel des principaux travaux de cette année en tête desquels il place la création d'un standard de propreté (des galeries au point de vue poussières) sans dimension. Il espère le voir utiliser dans les autres pays. Au cours de l'année, on a créé une section des incidents qui coordonne les enquêtes et nomme des spécialistes à cette fin. Les problèmes de traînage et de suspension ont été analysés : la rupture statique n'est pas toujours seule en cause, il faut tenir compte des ruptures par fatigue (tableau des résistances des crochets).

Dans la section de la silicose, on attache beaucoup d'intérêt au développement d'un échantillonneur gravimétrique. Il semble qu'on arrivera à des résultats plus reproductibles que par le comptage. Le S.M.R.E. a participé à la 10^e Conférence des Directeurs de Stations d'Essais à Pittsburgh. Des membres du personnel ont assisté à d'autres réunions internationales qui sont énumérées.

IND. R 216

Fiche n° 27.765

W. MAAS. Het tiende internationale Congres van directeuren van proefstations op het gebied van de veiligheid in de mijnbouw. *La 10^{me} Conférence internationale des directeurs de stations d'essais dans le domaine de la sécurité dans les mines.* — **Geologie en Mijnbouw**, 1960, septembre, p. 347/353, 1 fig.

Bref compte rendu de cette conférence qui s'est tenue à Pittsburgh (Penna, Etats Unis) du 28 septembre au 2 octobre 1959. Le sujet était limité au domaine des mines et concernait : a) la sécurité des explosifs ; b) les coups de grisou et de poussières ; c) les incendies. Les divers pays étaient représentés par leur directeur respectif des stations d'essais et quelques spécialistes. Parmi les 70 publications présentées : 27 se rapportaient aux explosifs, 7 aux coups de grisou et de poussières, 9 aux possibilités d'initiation des explosions, 9 à la ventilation, 14 à la combustion spontanée, 4 aux grisoumètres.

Quant aux nationalités, il y eut : 4 belges, 14 allemandes, 11 anglaises, 5 françaises, 11 japonaises, 2 hollandaises, 14 polonaises et 9 des Etats Unis.

L'auteur note quelques points intéressants sur la sécurité et l'essai des explosifs, l'origine d'un coup de grisou par le tir, le danger du tir en pratique, le tir avec d'autres substances que les explosifs, les coups de poussières, les coups de grisou, les possibilités d'initiation, ventilation, incendies, grisoumètres.

Bibliographie

FREIBERGER FORSCHUNGSHEFTE A 167 — 4. Tagebautechnisches Kolloquium am 22. und 23. Oktober 1959 in Freiberg — Brennstofftechnische Gesellschaft in der Deutschen Demokratischen Republik. — 4^e Colloque sur la technique des exploitations en carrières, les 22 et 23 octobre 1959 à Freiberg. — 142 p. 74 fig., 19 tabl. - Akademie Verlag Berlin W 1. Août 1960. - Prix : 13 DM.

W. MACKRODT : Erkenntnisse und Erfahrungen mit Zahnradgetrieben, vornehmlich im Bergbau. - Notions et expériences sur les trains d'engrenage, spécialement pour les mines.

H. FROST : Durch Vieleck angetriebene langgliedrige Förderketten. - Chaîne à maillons longs de convoyeur à commande par tourteaux.

R. CIESIELSKI : Zugkraftmessungen und Messungen der Fahrzeugwiderstände an einigen in Braunkohlentagebauen eingesetzten Lokomotiven und Wagen. - Mesures de la force au crochet et de la résistance au roulement de quelques locomotives et wagons utilisés dans les carrières de lignite.

W. BALLMANN : Bekämpfung der Entlasteschwierigkeiten von Kohlewagen bei Frosteinwirkungen besonders mittels Vibratoren. - Elimination des difficultés de déchargement des wagons de charbon en temps de gelée spécialement au moyen de vibrateurs.

M. BRATKE : Aktuelle Probleme der Messung und Entwicklung der Arbeitsproduktivität im Braunkohlenbergbau. - Problèmes actuels de la mesure et évolution de l'effet utile du travail dans les mines de lignite.

E. MUELLER : Die Ermittlung von Arbeitskräftekennziffern in Braunkohlentagebauen. - La question des effectifs dans les carrières de lignite.

Dr.-Ing. U. BECHER. Gasanwendungstechnik Kompendium. Technique de l'utilisation du gaz. — Ed. Bergakademie Freiberg Hauptabteilung Fernstudium. 1961. 543 p., 550 fig., 255 tabl., relié toile, 30 × 21 cm. - Prix : 19,20 DM.

Ce manuel, destiné aux élèves des écoles techniques et des écoles supérieures de la République Fédérale, constitue un recueil très complet des données nécessaires au calcul et au montage des installations domestiques et industrielles d'utilisation du gaz.

Pour en faciliter l'utilisation, l'auteur a adopté une présentation en tableaux séparés constituant chacun un ensemble complet ; en regard de chaque tableau, on trouve un bref commentaire qui fournit tous les renseignements nécessaires à sa compréhension et à son utilisation.

Ce découpage ne nuit en rien au caractère méthodique de l'ouvrage, obtenu par l'ordonnance des différents tableaux et par leur groupement en douze chapitres.

Le premier chapitre est consacré aux bases théoriques de l'étude des gaz : unités de mesures, lois des gaz, tableaux de constantes physiques, méthodes de détermination du pouvoir calorifique et de la vitesse de propagation de la flamme, enthalpie des fumées en fonction de l'excès d'air, analyse des gaz et méthodes de dosage du CO.

Viennent ensuite six chapitres à caractère plus technique :

- Dispositions générales des installations d'utilisation.
- Brûleurs à gaz (conception, calcul et fonctionnement).
- Applications domestiques.
- Emplois industriels et données nécessaires au calcul des fours (lois de transmission de la chaleur et conductibilité thermique des matériaux).
- Chauffage au gaz (et en particulier technique de chauffage par rayonnement infrarouge).
- Evacuation des fumées et réalisation des cheminées.

Le chapitre 8 est consacré au calcul du rendement thermique des installations et le chapitre 9 aux compteurs et appareils de mesures de débit.

Le chapitre 10 traite de la qualité du gaz (indice de Wobbe, influence de la teneur en CO₂ et en soufre...) et le chapitre 11 des dispositifs de sécurité (régulateurs de pression, vannes automatiques et dispositifs destinés à empêcher les retours de flamme).

L'ouvrage se termine par un très court chapitre consacré à l'éclairage des rues.

V. VIDAL. Exploitation des mines. Tome I : Travaux miniers, par V. Vidal, Professeur d'exploitation des mines à l'Ecole Nationale Supérieure de l'Exploitation des Mines de Saint-Etienne. - 728 p., 630 fig., 16 × 25 cm. 1961. - Edit. Dunod, 92, rue Bonaparte, Paris 6^e. Relié toile sous jaquette. - Prix : 92 NF.

L'exploitation des mines en France vient d'évoluer très vite. Le charbon, le fer, la potasse se sont concentrés et modernisés et le retard dans les investissements, dû à une guerre arrivant après une crise économique de longue durée, est maintenant rattrapé. L'évolution des méthodes et du matériel n'est pas close. Cependant un palier se dessine dans les rendements et dans les progrès possibles, tandis que les conditions du marché deviennent très difficiles, notamment pour le charbon.

Ce livre, dont le premier tome vient d'être publié chez Dunod, fait le point de ce qui a été fait et de ce qu'il reste à faire sur les trois plans de la productivité, de l'économie de l'effort humain et d'une sécurité accrue. Pour l'abatage et en France, les chiffres de 5 milliards de coups de pelle par an et de 200 millions d'opérations manuelles de poses ou déposes d'éléments de soutènement situent le chemin à parcourir. Ce n'est là qu'un exemple que nous donne M. Vidal. En général, pour résoudre ces problèmes, il faut avoir présentes à l'esprit toutes les possibilités scientifiques et techniques nouvelles — dont tant d'industries bénéficient déjà si largement pour y adapter le matériel minier, l'organisation et les méthodes.

La spécialisation ne doit pas masquer à l'ingénieur l'ensemble des problèmes miniers qu'il ren-

contrera successivement au cours des changements d'orientation et d'échelon de sa carrière notamment.

Ce sont les données essentielles de ces problèmes qui sont rassemblées dans cet ouvrage de synthèse, livre de référence pour l'ingénieur d'exploitation, livre d'étude pour l'élève-ingénieur.

ANNALES DES MINES DE FRANCE

Janvier 1961.

M. Pelissonnier expose la théorie métallogénique des structures paléinsulaires qui constituera pour le mineur métallique un fil conducteur vers de nouvelles découvertes.

Dans le cadre des conférences sur l'Energie, M. Desrousseaux étudie le problème du charbon et de la politique énergétique.

M. Gall précise dans quelles conditions et pour quelle raison le Gouvernement français vient de faire passer la bauxite et la fluorine du régime des carrières à celui des mines.

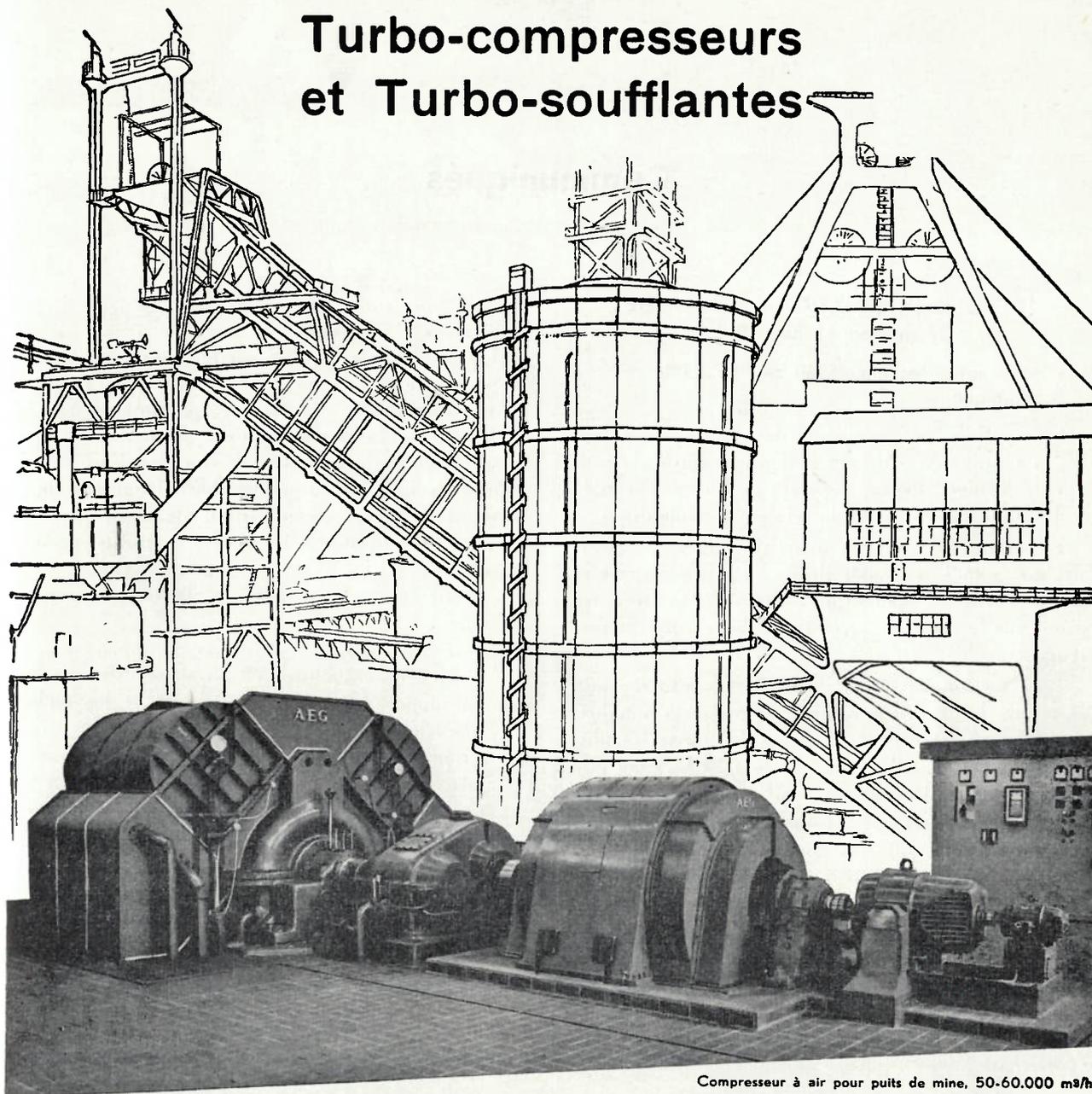
Compte-rendu du Congrès sur la pollution atmosphérique (Harrogate, octobre 1960) présenté par M. Garin.

Chronique et divers.

- Statistiques mensuelles des productions minières et énergétiques.
- Métaux, minerais et substances diverses.
- Technique et sécurité minières.
- Bibliographie.
- Communiqués.
- Données économiques diverses.

AEG

Turbo-compresseurs et Turbo-soufflantes



Compresseur à air pour puits de mine, 50-60.000 m³/h
Commande par moteur synchrone de 5.500 Kw.

RAY
BER

- Turbo-soufflantes pour la métallurgie
- Turbo-compresseurs pour les charbonnages
- Compresseurs de gaz pour l'industrie chimique
- Compresseurs de suralimentation pour moteurs Diesel et turbines à gaz

Représentation Générale pour la Belgique



SOCIETE GENERALE D'ELECTRICITE

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

Communiqués

13^e FOIRE INTERNATIONALE DE LIEGE 27 mai au 11 juin 1961

Les nouveautés techniques au service de la relance économique.

La 13^e Foire Internationale de Liège, qui se tiendra à Coronmeuse du 27 mai au 11 juin 1961, a adopté comme thème général : « Les nouveautés techniques au service de la relance économique ».

Elle groupera tous les biens d'équipement destinés aux mines, à la métallurgie, à la mécanique et à l'électricité, de même que les innovations récentes mises sur le marché par certains de ces grands secteurs.

Une section de la 13^e Foire sera consacrée aux fastes de l'industrie armurière liégeoise, à son histoire et aux fabrications d'armes de chasse les plus perfectionnées. Elle s'intitulera : « L'Arme de chasse, fleuron traditionnel de la fine mécanique ».

Enfin, une section « Construction et bâtiment » présentera au public les engins les plus modernes de génie civil et les utilisations actuelles de matériaux de construction dans l'habitation.

Les services permanents de la Foire Internationale de Liège, 17, boulevard d'Avroy à Liège (Belgique), tél. (04) 32.18.80 adresseront aux industriels intéressés tous les renseignements qu'ils désirent et les aideront dans toutes les démarches préalables à leur participation.

1961 GORDON RESEARCH CONFERENCE ON COAL - New Hampton, New Hampshire, 12-16 juin 1961.

Les Gordon Research Conferences ont été établies en 1931 dans le but de réunir les hommes de

science pour qu'ils arrivent à mieux se connaître et à échanger le fruit de leur travail.

La Conférence Gordon sur le Charbon aura lieu cette année du 12 au 16 juin, à New Hampton, New Hampshire. Le thème principal est « La Science dans la Préparation du Charbon ».

Le sujet général est l'étude des principes scientifiques de la préparation du charbon en vue de la carbonisation, de la combustion, de la gazéification et d'autres utilisations. Les sujets sont plus spécialement :

- Matières minérales dans le charbon et leur nature.
- Bris du charbon et procédés de concassage.
- Propriétés chimiques et physiques du charbon en rapport avec la classification et les techniques de séparation des matières minérales.
- Propriétés physiques et chimiques du charbon en relation avec l'égouttage et le séchage du charbon fin.
- Déschlammage et récupération du charbon des eaux usées.
- Développement des procédés de contrôle continu de qualité et d'échantillonnage.
- Mélange du charbon et conception des appareils.
- Rhéologie du charbon en suspension dans l'eau et ses rapports avec le transport hydraulique.
- Contrôle de l'écoulement du charbon à partir des silos.
- Recherches récentes.

Les demandes de renseignements complémentaires doivent être adressées à R.A. Glenn, Chairman, 1961 Gordon Research Conference on Coal, c/o Bituminous Coal Research Inc., 121 Meyran Avenue at Forbes, Pittsburgh 13, Pennsylvania, U.S.A.

SEDOMAX F^(B)

nouvel agent de floculation
du type polyélectrolyte

- ★ Décantation plus rapide
- ★ Meilleure filtration
- ★ Se dissout facilement dans l'eau froide

Ce nouvel agent organique de floculation du type polyélectrolyte est tout spécialement conçu pour donner une décantation plus rapide et une meilleure filtration des suspensions aqueuses de matières solides finement divisées. Facilement soluble dans l'eau froide, il donne des solutions très stables et ne se détériore pas lors de l'entreposage.



(B) BREVETS DEMANDÉS POUR LES PRINCIPAUX PAYS INDUSTRIELS

Pour tous renseignements techniques, adressez-vous à :

IMPERIAL CHEMICAL INDUSTRIES (BELGIUM) S. A.

32, RUE E. TOLLENAERE

BRUXELLES 2

X 111B

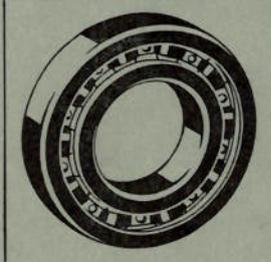
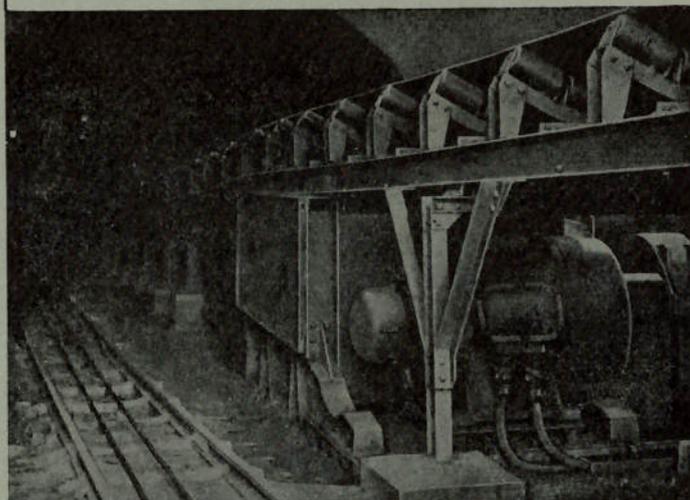
Le plus grand transporteur à courroie souterrain d'Angleterre est monté sur

ROULEMENTS SKF

Le transporteur à courroie ci-contre a été construit par Naylor Bros. Ltd., Golborne, Lancs., pour la «East Midlands Division of the National Coal Board». C'est le plus long d'Angleterre et il se compose de huit transporteurs de 122 cm de largeur en tandem avec une longueur totale de la courroie de 2513,5 m, une différence de niveau de 228,5 m et un débit de 2500 tonnes par 8 heures. Chaque unité est commandée par un moteur électrique de 120 CV. Le tambour de commande a 96,5 cm de diamètre. L'installation est alimentée par neuf transporteurs à courroie concave de 107 cm. Les tambours d'extrémité, les tambours du mécanisme de commande et les rouleaux porteurs sont tous montés sur roulements SKF. L'installation est en service depuis 7 ans et n'a donné lieu à aucun incident durant tout ce temps.

Les roulements SKF dans les transporteurs à courroie procurent:

- Sécurité de marche - pas d'échauffements
- Rotation facile des rouleaux - économie de force motrice
- Economie en lubrifiants et en travail de graissage
- Augmentation de la vie de la courroie, du fait qu'il n'y a plus de glissement
- Amélioration du rendement du transporteur



SKF

**SOCIETE BELGE
DES ROULEMENTS A BILLES SKF S. A.**

BRUXELLES 117 Boulevard Anspach - Tél. 11.65.15
ANVERS 40 Place de Meir
GAND 32 Rue Basse des Champs
LIEGE 31 a Bd. de la Sauvenière
ELISABETHVILLE 28 Av. de Saio - Tél. 1035