ADMINISTRATION DES MINES — BESTUUR VAN HET MIJNWEZEN

Annales des Mines

DE BELGIQUE

Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

P 1273

INSTITUT ROYAL DES SCIENCES NATURELLES de BELGIQUE

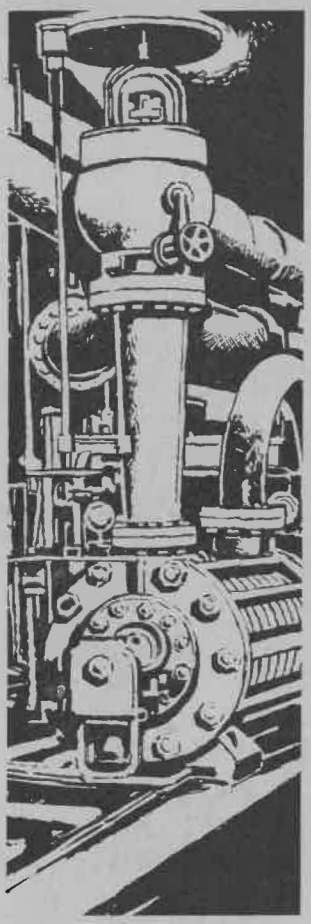
Direction - Rédaction :
INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

Directie - Redactie :
NATIONAAL INSTITUUT VOOR DE STEENKOLENNIJVERHEID

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

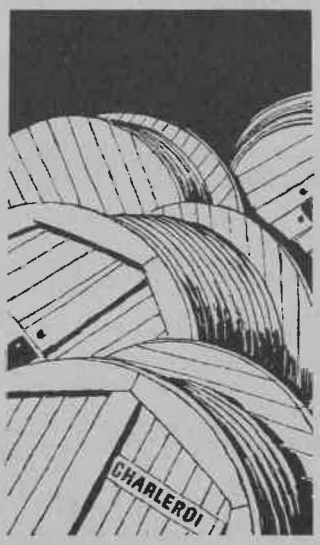
13me Session de la Commission internationale de la Technique minière de la CECA, Soutènement marchant : Exposés sur le soutènement marchant par MM. Stassen et Liégeois, Goddeeris, Demeuter, Dehem et van der Stichelen Rogier. — E. Demelenne et H. Callut : Conférence des Directeurs des Stations d'Essais, Varsovie 1961 : II. Grisou . — A. Deschamps : Téléinformation au Charbonnage de Zwartberg. — H. van Duyse : Essais comparatifs d'un lot de marteaux-perforateurs. — Inichar : Revue de la littérature technique.

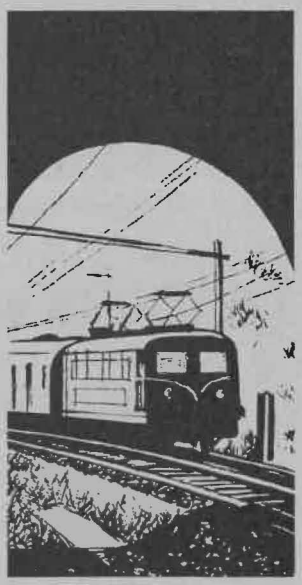
JUIN 1962 Mensuel — N° 6 — Maandelijks **JUNI 1962**

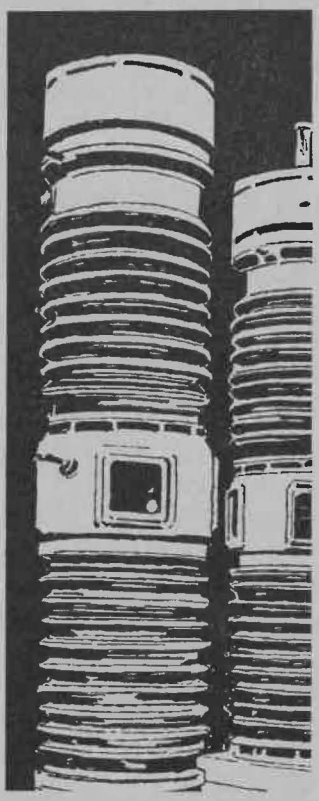


ACEC

SIX USINES SPÉCIALISÉES







Machines électriques
Appareillage électrique à haute et basse tensions
Transformateurs
Equipement nucléaire
Télécommunications
Equipement de signalisation
Moteurs Diesel
Turbines
Pompes centrifuges
Câblerie
Electronique industrielle
Chauffage électrique
Eclairage public et privé
Machines transfert

du plus petit appareil ménager
au plus gros équipement industriel
le même souci de précision
le même souci de perfection

ACEC
CHARLEROI
CAC

Société Anonyme
ATELIERS DE CONSTRUCTIONS ÉLECTRIQUES DE CHARLEROI
Tel. : 36.20.20 - Telex 7-227 ACEC Charleroi
Télégr. VENTACEC Charleroi

Allo...

Deux combinés + un fil ... déjà une installation de sécurité Fernsig

Alors,

puisque vous ne pouvez vous passer du téléphone au jour, pourquoi ne pas en disposer aussi au fond ?

DEHEZ

97, avenue Defré
BRUXELLES 18

TABLE DES ANNONCES

A.C.E.C. — Six usines spécialisées . . 2e couv.

A.S.E.A. — Treuils de mine . . . . 4e couv.

Ateliers & Chantiers de la Manche. — Soutènement marchant XV

Pousseurs hydrauliques VIII

Atlas Copco. — Equipements de perforation X

Ballings (Etablissements Anthony). — Appareils de sauvetage et de sécurité . . XVII

Basse-Sambre. — Préparation des charbons et minerais XIV

Berry (Ets). — Ventilateurs - Locomotives diesel - Epuration pneumatique . . . XV

Brasseur. — Matériel de mines . . . VI

Carton (Ateliers Louis). — Centre de distribution de concassés VIII

Compagnie Auxiliaire des Mines. — Eclairage de sûreté pour Mines XIV

Conreur Ledent. — Matériel d'agglomération VI

Cribla S.A. — Appareils de manutention et de préparation - Entreprises générales . IV

Dehez (Ets Léopold). — Machines pour mines I

Destiné (Etablissements H.F.). — Matériel de mines « Victor » XIV

Eickhoff. — Matériel minier III

G.H.H. (Gutenhoffnungshütte - Sabémi S.A. - Liège). — Etudes et réalisations de sièges d'extraction XII

Locorail. — Traitement mécanique des minerais XI

Pieux Franki VII

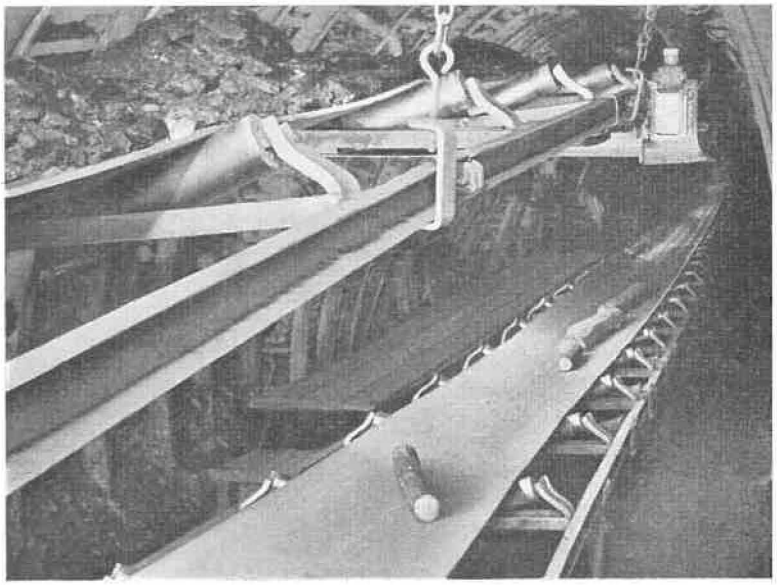
Prat-Daniel (Société belge). — Dépoussiéreur TUBIX à tubes cyclones . . . XVI

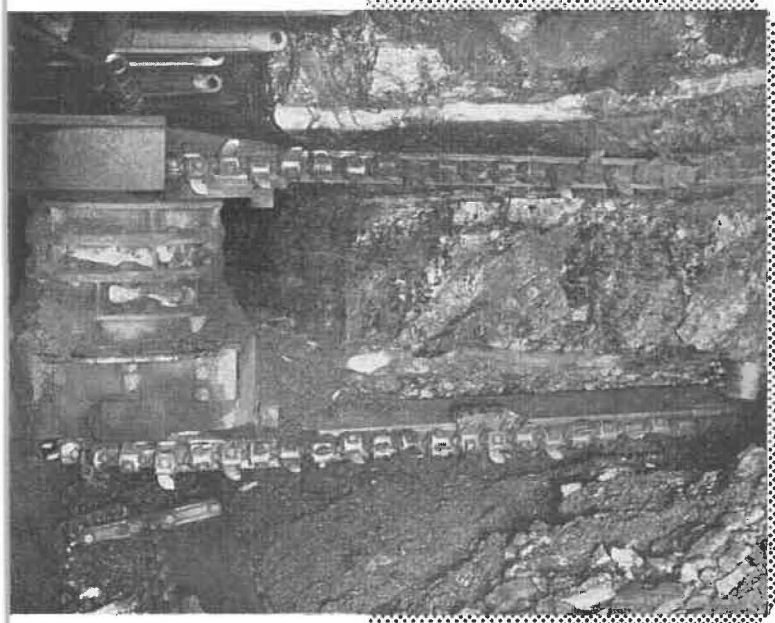
S.E.A. (Société d'Electronique et d'Automatisme - Représentant : Ets Beaupain - Liège). — Matériel téléphonique Généphone XIII

Sedis (Distributeur : Ets Vermeire - Verviers). — Chaînes à haute résistance . V

Vieille-Montagne (Société des Mines et Fonderies de Zinc de la). — Zinc, plomb, silicium, germanium, étain, cadmium, argent IV

Eickhoff





HAVEUSES

HAVEUSES-CHARGEUSES A TAMBOUR

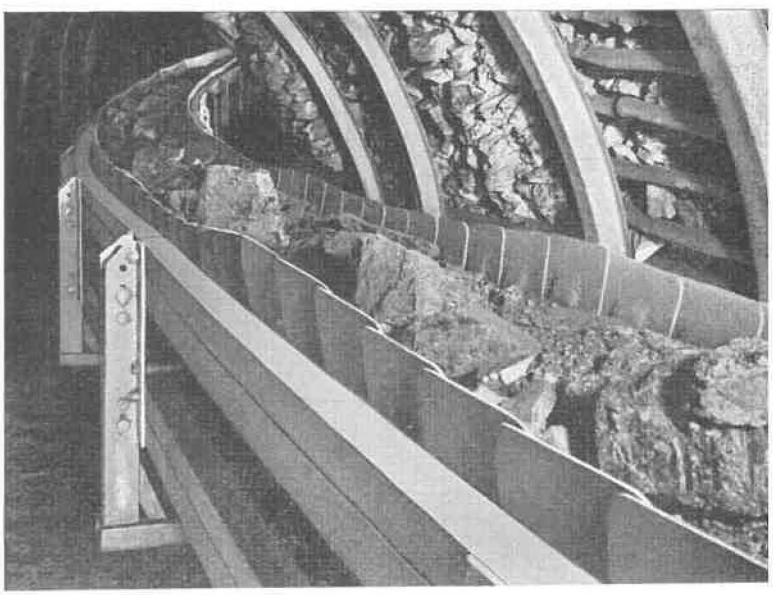
CONVOYEURS BLINDES A DOUBLE CHAINE

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

SOCIETE des MINES et FONDERIES de ZINC de la

VIEILLE-MONTAGNE S.A.

Direction Générale : ANGLEUR - Tél. LIEGE 65.38.00 - Telex LIEGE N° 256

ZINC

Electrolytique 99,995 % en lingots - Ordinaire pour la galvanisation, le laminage - Laminé pour toitures - Fils - Clous - Plaques pour arts graphiques - Poussière et Poudre de Zinc - Alliages : Zincuial - Zinal.

PLOMB

Doux extra raffiné 99,97 % en saumons - En tuyaux - feuilles - fils - bandes - Siphons et Coudes - Souches de vitrerie - Corps de pompe - Briques de plomb pour la protection contre les radiations.

CADMIUM

Electrolytique 99,99 % en lingots baguettes - balles - feuilles - fils - anodes

ARGENT

Fin en lingots ou en grenailles

ETAIN

Soudures d'étain - Fil
Tuyaux d'étain pour brasseries

* * *

BLANC DE ZINC — ACIDE SULFURIQUE ET OLEUM — SULFATE DE CUIVRE — SULFATE THALLEUX ARSENIATE DE CHAUX — PRODUITS POUR ANALYSES

* * *

PRODUITS SPECIAUX (de qualité électronique) : **GERMANIUM-SILICIUM**

* * *

PRODUITS HYPERPURS : **ZINC - PLOMB - CADMIUM - BISMUTH - ARSENIC - MERCURE - THALLIUM - IODURE DE THALLIUM - CHLORURE DE THALLIUM - BROMURE DE ZINC**

CRIBLA S.A.

12, boulevard de Berlaimont, BRUXELLES 1

Tél. 18.47.00 (6 lignes)

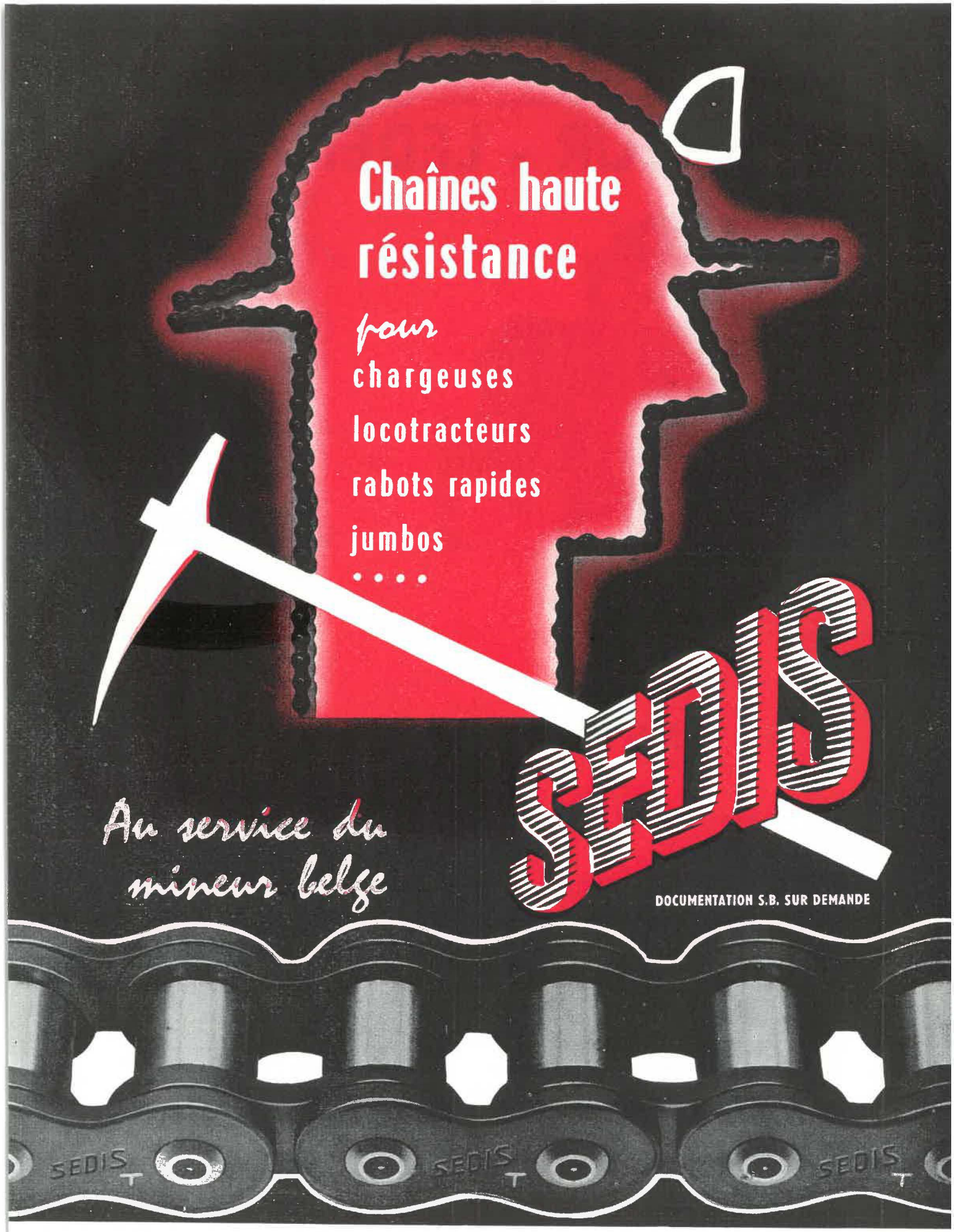
MANUTENTION - PREPARATION

MINERAI - CHARBON
COKE - CIMENT - etc.

ENTREPRISES GENERALES

mines - carrières - industrie

ETUDES ET INSTALLATIONS INDUSTRIELLES COMPLETES

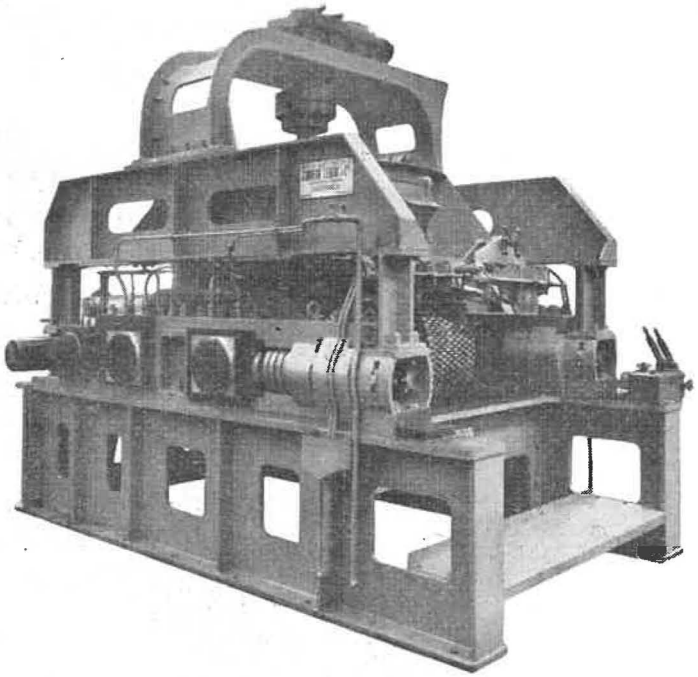


102, rue Danton, Levallois-Perret (Seine) - Tél. : PER. 45-22 à 45-26

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

Ateliers de Raismes (Nord) fondés en 1859

CONREUR - LEDENT & C^IE



TOUT LE MATERIEL D'AGGLOMERATION PRESSES A BOULETS DE TOUTES PRODUCTIONS

•

PRESSES A BRIQUETTES SECHEURS - BROYEURS DOSEURS - APPAREILS DE MANUTENTION

•

FRETTES MOULEUSES DE RECHANGE DE PRESSES A BOULETS POUR BOULETS ORDINAIRES OU POUR BOULETS RATIONNELS BREVETES S. G. D. G.

•

CRIBLES VIBREURS MECANIQUE GENERALE

MATERIEL DE MINES
TAILLAGE D'ENGRENAGES - LIMES

Société Anonyme des Ateliers

F. BRASSEUR

Capital : 2.400.000 N. F.

184, avenue de Liège
VALENCIENNES
Tél. : 46.43.47 - 46.43.66 (Nord) FRANCE

TREUILS de HALAGE
et de
RACLAGE
toutes puissances

RAVANCEURS - POUSSEURS
hydro-électriques

MOTEURS à AIR COMPRIME
de 0,5 à 60 cv.

TREUILS de BURE

INSTALLATIONS COMPLETES DE
RECETTE

MATERIEL DE TRAVAUX PUBLICS

LES EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES R. LOUIS

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

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

LA TECHNIQUE DES

FONDATIONS

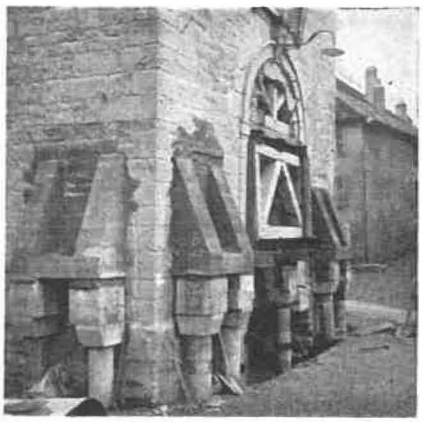
Le clocher de Mesnay-Arbois, dont on peut mesurer l'inclinaison sensible.

Reprise en sous-œuvre du clocher de Mesnay-Arbois

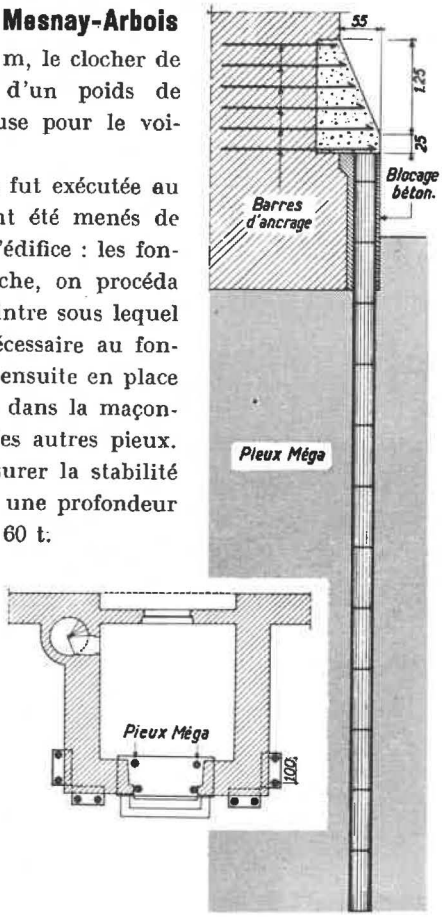
Avec une inclinaison de 1 m pour 30 m, le clocher de l'église de Mesnay-Arbois (France), d'un poids de 1 800 t, constituait une menace sérieuse pour le voisinage.

La reprise en sous-œuvre de l'édifice fut exécutée au moyen de pieux Méga. Les travaux ont été menés de façon à éviter tout affouillement sous l'édifice : les fondations étant inexistantes sous le porche, on procéda tout d'abord à la mise en place d'un cintre sous lequel il fut possible d'obtenir la réaction nécessaire au fonçage des premiers pieux Méga. On mit ensuite en place quatre consoles en béton armé ancrées dans la maçonnerie et sous lesquelles furent foncés les autres pieux.

Douze pieux Méga ont suffi pour assurer la stabilité de l'édifice; ils atteignent le bon sol à une profondeur de 10 m environ et supportent chacun 60 t.



L'exécution des travaux de reprise en sous-œuvre : vue des pieux Méga foncés sous le porche et sous les consoles. On procédera ensuite au rhabillage de la base de l'édifice, afin de masquer les éléments de reprise en sous-œuvre.



Plan et coupe schématiques du travail de reprise en sous-œuvre par pieux Méga (pieux formés d'éléments cylindriques en béton armé foncés au vérin).

Qu'est-ce que le pieu Méga?

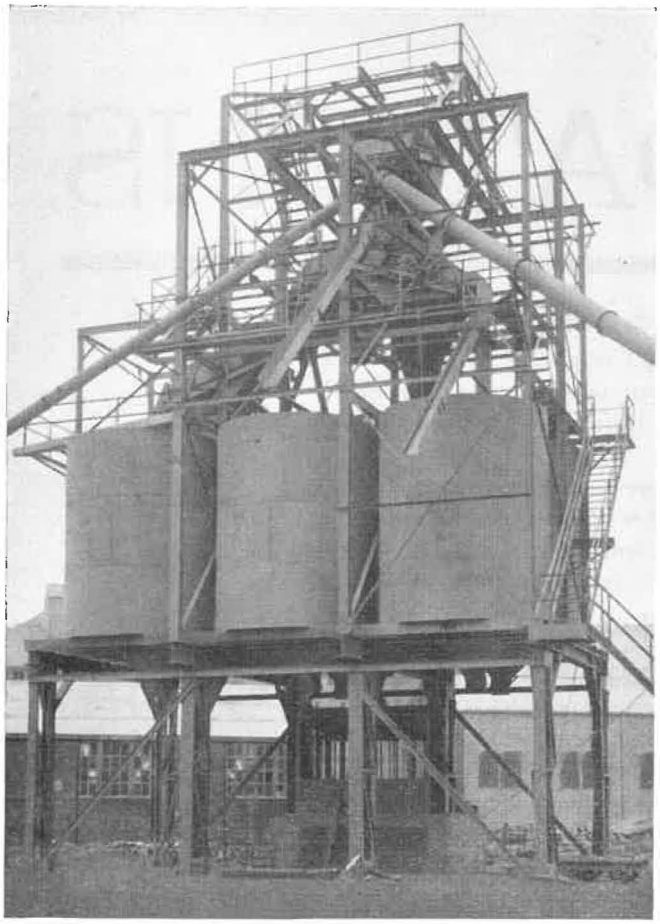
Le pieu Méga est constitué d'éléments cylindriques ou autres en béton armé ou en acier (tubes ou poutrelles). Leur section varie suivant l'effort à supporter. Ils sont foncés sous les fondations de la construction à consolider, au moyen de vérins utilisant comme réaction le poids même de cette construction. Le pieu Méga est également utilisé pour les fondations de constructions nouvelles. La charge nécessaire pour le vérin provient alors, soit des constructions voisines, soit d'un chariot mobile lesté. Généralement, les éléments en béton sont traversés par un trou axial. Une niche ou galerie d'accès est préalablement aménagée pour accéder à l'emplacement d'un pieu à implanter; si l'état des maçonneries l'exige, un sommier de répartition est exécuté pour éviter le poinçonnement par le vérin. Les éléments sont foncés successivement par l'action d'un vérin hydraulique calé entre la sous-face de la fondation et le dessus du pieu. La solidarité des éléments en béton est assurée par un joint de mortier et par des dispositifs adéquats, variant selon les sollicitations de la fondation et la nature du terrain. Le fonçage est arrêté lorsque l'effort du vérin (donné à chaque instant par un manomètre) atteint la charge de service du pieu multipliée par un coefficient de sécurité convenable. Le pieu est finalement mis en charge sous l'effort calculé et clavé sous la fondation.

Si vous êtes intéressé par la technique du pieu Méga, réclamez-nous la brochure illustrée qui, en plus des différents cas d'application du procédé, vous fournira des renseignements détaillés sur des travaux réalisés dans de nombreux pays.

FRANKI

LA PLUS GRANDE ORGANISATION MONDIALE DE FONDATIONS

S. A. PIEUX FRANKI • 196, RUE GRÉTRY • LIÈGE



CENTRE DE DISTRIBUTION DE CONCASSES

Les concassés amenés en tête de l'installation
par transporteur à courroie
sont triés, déplatis et,
si nécessaire, rincés énergiquement.

A la sortie des tamis vibrants,
les classés sont dirigés
dans une série de silos à vidange
par registres pivotants commandés pneumatiquement.

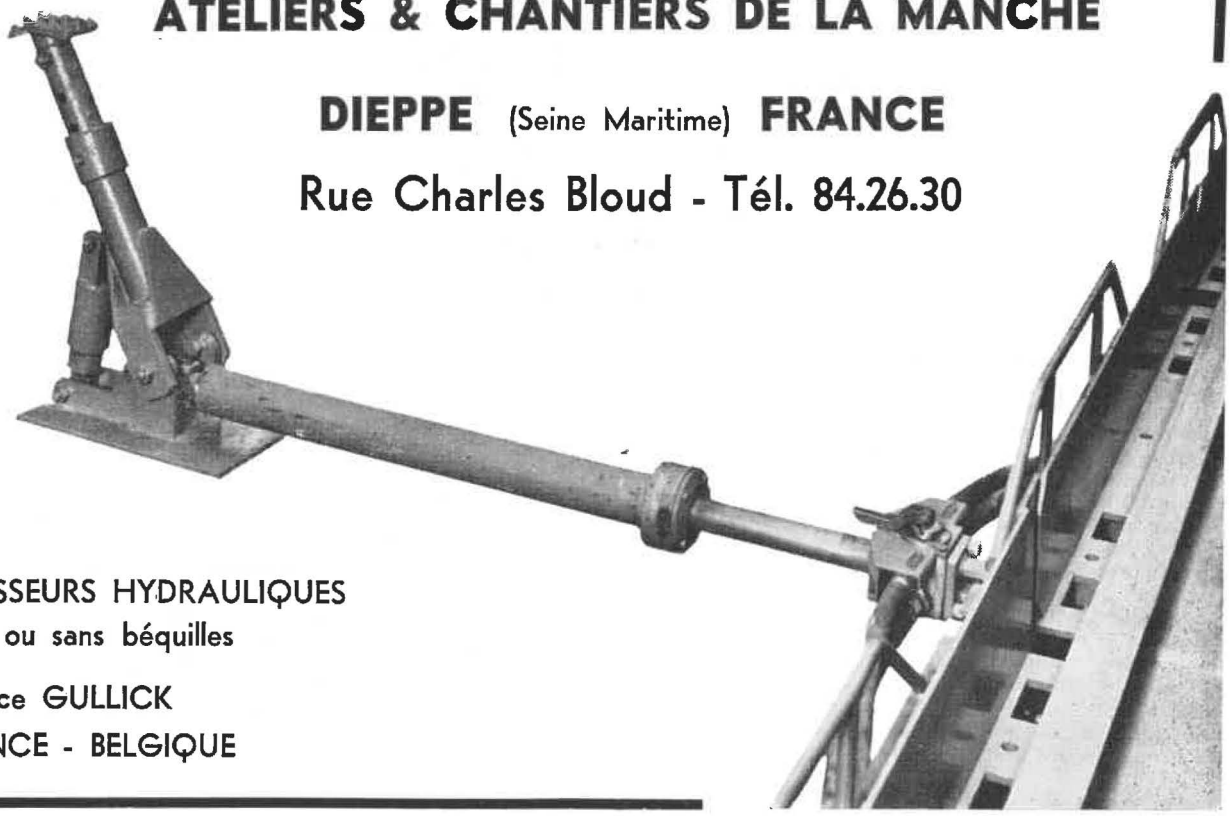
L'ensemble est disposé au-dessus d'un pont à peser
pour camions et wagons.

Ateliers LOUIS CARTON
Société Anonyme
TOURNAI

ATELIERS & CHANTIERS DE LA MANCHE

DIEPPE (Seine Maritime) **FRANCE**

Rue Charles Bloud - Tél. 84.26.30



POUSSEURS HYDRAULIQUES
avec ou sans béquilles

Licence GULLICK
FRANCE - BELGIQUE

ANNALES DES MINES DE BELGIQUE

ORGANE OFFICIEL

de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière et de l'Administration des Mines

Editeur : EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES
rue Borrens, 37-41, Bruxelles 5 - Tél. 47.38.52 - 48.27.84

NOTICE

Les « Annales des Mines de Belgique » paraissent mensuellement. En 1961, 1308 pages de texte, ainsi que de nombreuses planches hors texte, ont été publiées.

L'Institut National de l'Industrie Charbonnière (Inichar) assume la direction et la rédaction de la revue. Celle-ci constitue un véritable instrument de travail pour une partie importante de l'industrie nationale en diffusant et en rendant assimilable une abondante documentation :

1) Des statistiques très récentes, relatives à la Belgique et aux pays voisins.

2) Des mémoires originaux consacrés à tous les problèmes des industries extractives, charbonnières, métallurgiques, chimiques et autres, dans leurs multiples aspects techniques, économiques, sociaux, statistiques, financiers.

3) Des rapports réguliers, et en principe annuels, établis par des personnalités compétentes, et relatifs à certaines grandes questions telles que la technique minière en général, la sécurité minière, l'hygiène des mines, l'évolution de la législation sociale, la statistique des mines, des carrières, de la métallurgie, des cokeries, des fabriques d'agglomérés pour la Belgique et les pays voisins, la situation de l'industrie minière dans le monde, etc.

4) Des traductions, résumés ou analyses d'articles tirés de revues étrangères.

5) Un index bibliographique résultant du dépouillement par Inichar de toutes les publications paraissant dans le monde et relatives à l'objet des Annales des Mines.

Chaque article est accompagné d'un bref résumé en français, néerlandais, allemand et anglais.

En outre, chaque abonné reçoit gratuitement un recueil intitulé « Administration et Jurisprudence » publiant en fascicules distincts rassemblés dans une farde cartonnée extensible, l'ensemble des lois, arrêtés, réglements, circulaires, décisions de commissions paritaires, de conférences nationales du travail ainsi que tous autres documents administratifs utiles à l'exploitant. Cette documentation est relative non seulement à l'industrie minière, mais aussi à la sidérurgie, à la métallurgie en général, aux cokeries, et à l'industrie des synthèses, carrières, électricité, gaz, pétrole, eaux et explosifs.

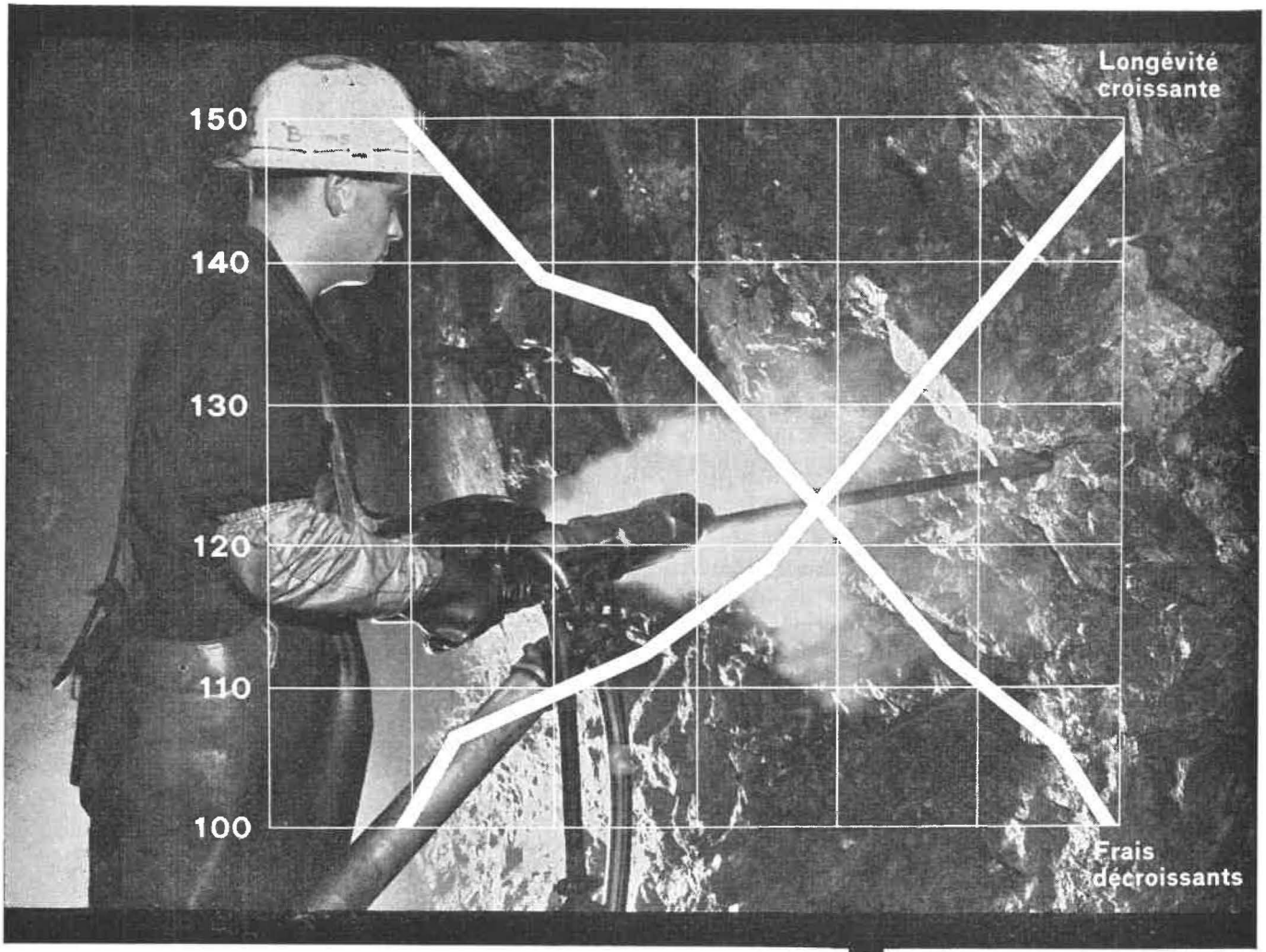
Les abonnés aux « Annales des Mines » peuvent recevoir **gratuitement** les Bulletins Techniques de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière (Inichar) : « Mines », « Houille et Dérivés » et « Préparation des Minerais », Les demandes sont à adresser à Inichar, 7, boulevard Frère-Orban, Liège.

* * *

N.B. — *Pour s'abonner, il suffit de virer la somme de 600 francs (650 francs belges pour l'étranger) au compte de chèques postaux n° 1048.29 des Editions Techniques et Scientifiques, rue Borrens, 37-41, à Bruxelles 5.*
Tous les abonnements partent du 1er janvier.

Tarifs de publicité et numéro spécimen gratuit sur demande.

LE FLEURET COROMANT AU SOMMET DE LA QUALITÉ MONDIALE



Grenaillage + traitement anti-corrosif SR = durée de vie 60 % supérieure à celle d'un fleuret standard non traité

Les équipements de perforation Atlas Copco, les fleurets et taillants Sandvik Coromant, sont étudiés en étroite collaboration par ces deux sociétés mondiales.

SANDVIK Coromant

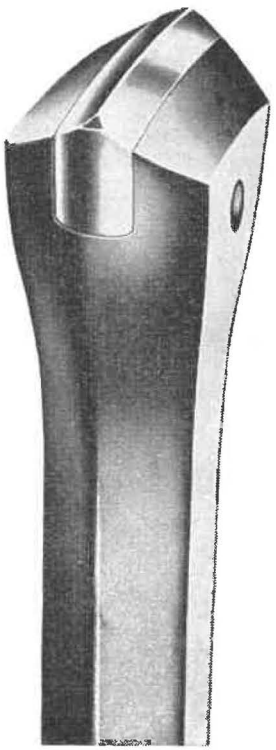
Atlas Copco

Le prix de revient au mètre foré le plus économique.

UN ESSAI VOUS CONVAINCRA

SPÉCIALISTES DE L'AIR COMPRIMÉ

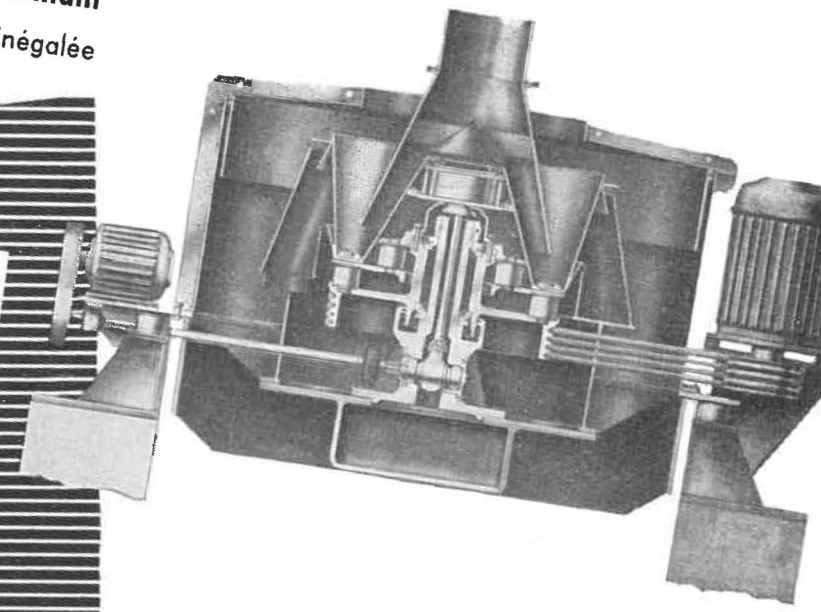
ATLAS COPCO BELGIQUE S.A.
44-46, Chaussée d'Anvers, Bruxelles 1 - Tél. 02/18.45.45
Services régionaux : Anvers - Charleroi - Liège - Luxembourg.



PUBLI SYNTHESE - R. L. DUPUY S.A.

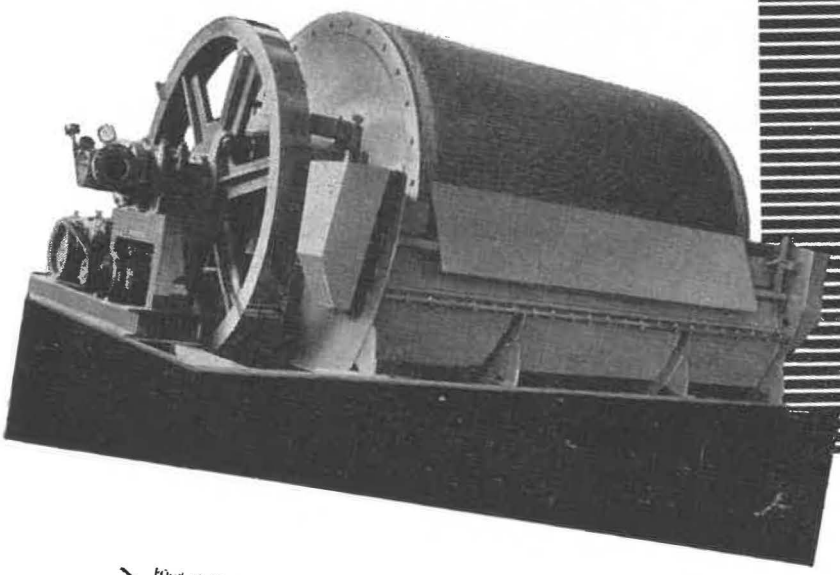
L'ESSOREUSE à panier-tamis oscillant

pour service continu est d'une économie inégalée



Vibrations axiales du panier rotatif,
Aucune partie mécanique pour le déchargement,
Pas de formation de bris dans l'essoreuse. Effet d'essorage optimum,
Rendement en solides jusqu'à 98 %, rendement spécifique élevé jusqu'à 100 to/h.
Consommation réduite (env. 0,2 kWh/to)
Construction simple,
Maximum de sécurité de service.

HUMBOLDT



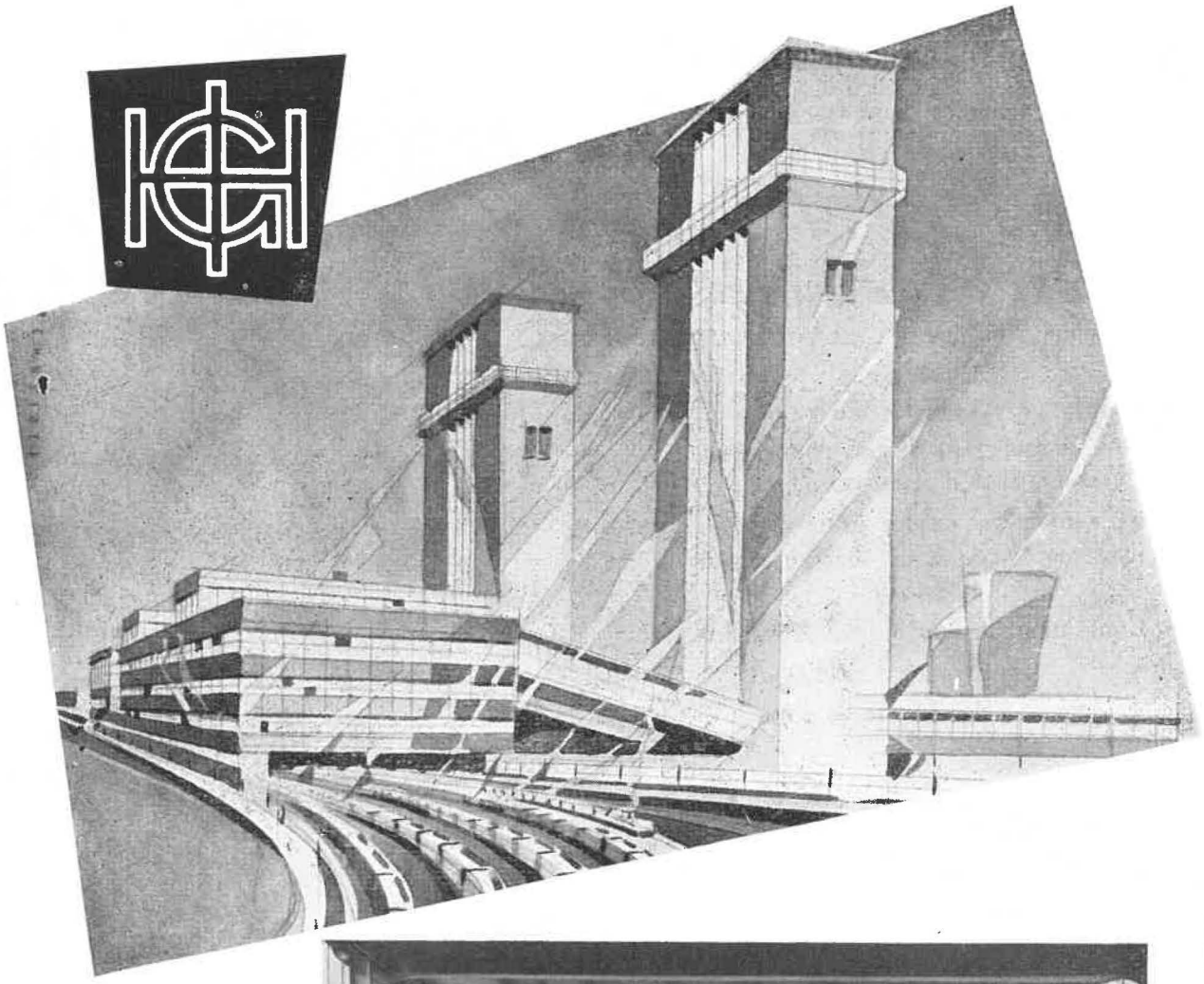
Construction robuste, d'une parfaite sécurité en service,
Rendement spécifique et degré de filtrage maximum,
Vide élevé pour une puissance de pompe minimum,
Enlèvement complet du tourteau sans nouvelle humidification,
Economie incomparable.

FILTRE à vide à tambour

sans cellules, aux avantages inégalés :

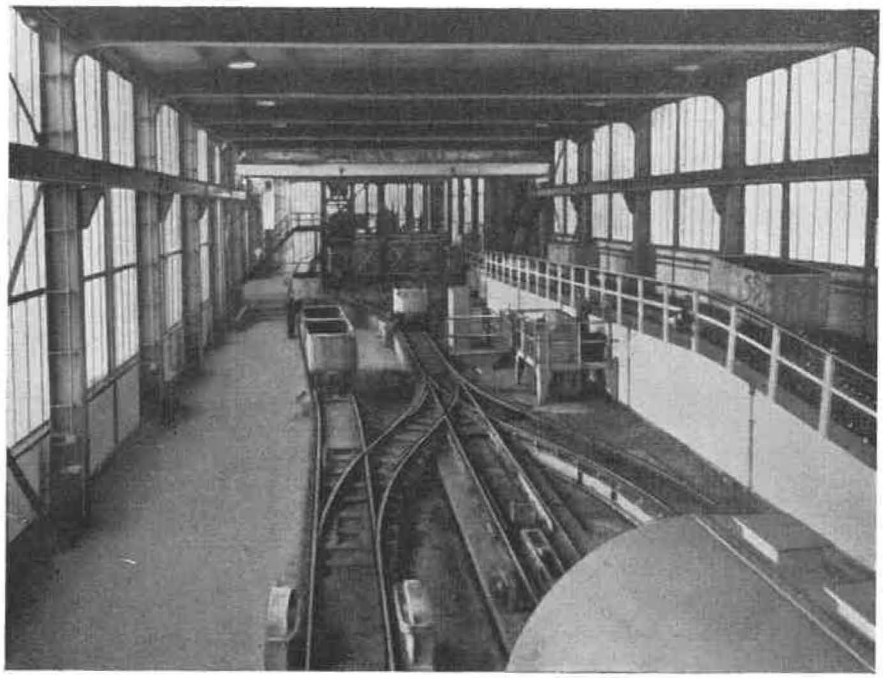
POUR LA BELGIQUE
LOCORAIL

91, RUE DES PALAIS - BRUXELLES
TELEPHONE : 15.49.05 - (5 Lignes)
Pour la République du Congo : « **Deutz-Congo** »



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



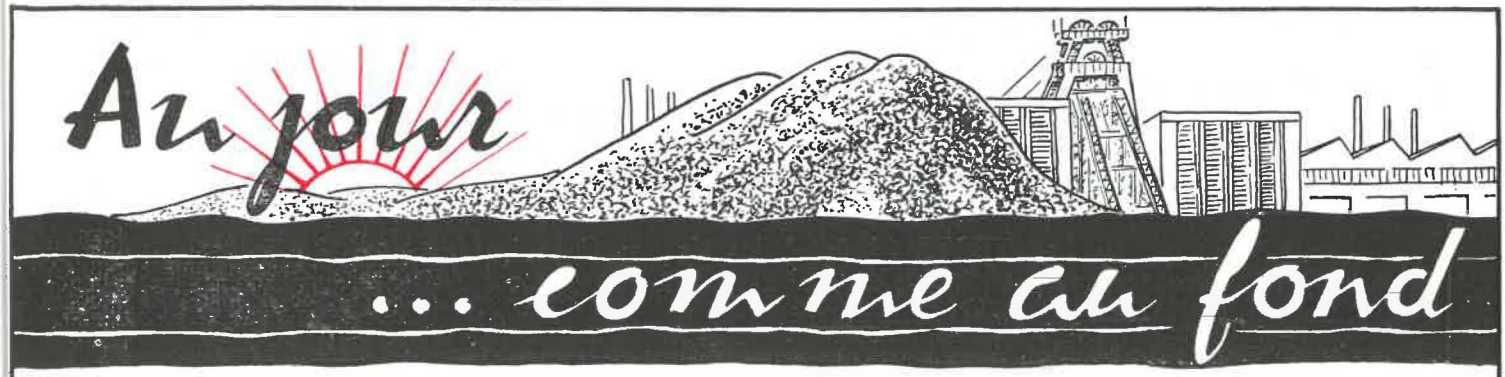
Circuit de roulage pour berlines de grande capacité.

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



L'ILLUSTRATION TECHNIQUE

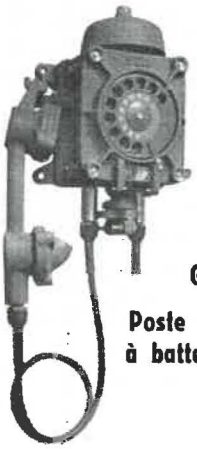
LE GÉNÉPHONE
est un facteur essentiel de Sécurité

CENTRAL ANTIDEFLAGRANT
12 ou 24 Directions

G 159
Poste mural auto-générateur type "Mines"

HURLEUR TRANSISTORISE
"HAT 6010"
(Licence CERCHAR)
ALARME-APPEL
SIGNALISATION

G. 201
Combiné-Poste autogénérateur étanche avec appel et sa sacoche de transport



G. 225
Poste automatique à batterie centrale

G. 201 M
Combiné-Poste autogénérateur blindé avec appel

SEA Sté D'ELECTRONIQUE ET D'AUTOMATISME SEA
138, Boulevard de Verdun - COURBEVOIE (Seine) DÉF. 41-20

Matériel téléphonique et de signalisation : blindé, étanche, antidéflagrant, de sécurité intrinsèque.

NOTICE DÉTAILLÉE SUR SIMPLE DEMANDE
A LA Sté D'ÉLECTRONIQUE ET D'AUTOMATISME - Service G.

1621

Agent exclusif auprès des Charbonnages de Belgique : Ets BEAUPAIN, 105, Rue de Serbie - LIÈGE

PLUS PARTICULIEREMENT DANS LE DOMAINE DE LA

PREPARATION (charbons et minerais)

Les TESTS éliminent les risques financiers

Avant de décider un investissement important, il vous est fourni la possibilité d'obtenir un bilan précis d'une opération envisagée. BASSE-SAMBRE met en effet à votre disposition ses SERVICES et sa STATION EXPERIMENTALE de Recherches, d'Analyses et d'Essais qui détermineront les flow-sheet recommandés et les projets d'équipement capables d'assurer les rendements maximums.

Avez-vous un problème particulier ? — Désirez-vous laver par exemple à très faible teneur en cendres sans perte de rendement organique ?

Ecrivez à :

BASSE - SAMBRE

SOCIETE ANONYME

ETUDES — RECHERCHES — ENTREPRISES

à Moustier-sur-Sambre (Belgique)

Téléphone : (07) 78.60.21 (5 lignes) Télégrammes : Bassesambre Moustier Télex : Bassesambre MST (07) 213

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.

EXPLOSIMETRES - GRISOUMETRES
FLASH ELECTRONIQUES

ECLAIRAGE PUBLIC ET INDUSTRIEL

Luminaires sur poteaux, potence et câble - Lanternes et Plafonniers - Armatures résistant aux acides - Armatures étanches.

INCANDESCENCE - FLUORESCENCE
VAPEUR DE MERCURE - SODIUM

LE MATERIEL DE MINES VICTOR

WALLSEND-ON-TYNE

Perforatrices rotatives électriques ou à air comprimé, pour charbon et roches
à avancement automatique,
à avancement mécanique,
à pousser à la main.

Taillants et Fleurets.

Extracteurs et Purgeurs d'eau.
Robinets et Filtres d'air.

Coffrets de chantier et
Transformateurs d'éclairage antidéflagrants.

Equipements d'éclairage et de signalisation antidéflagrants pour tailles et voies.

Prise de courant
et Prolongateurs antidéflagrants.

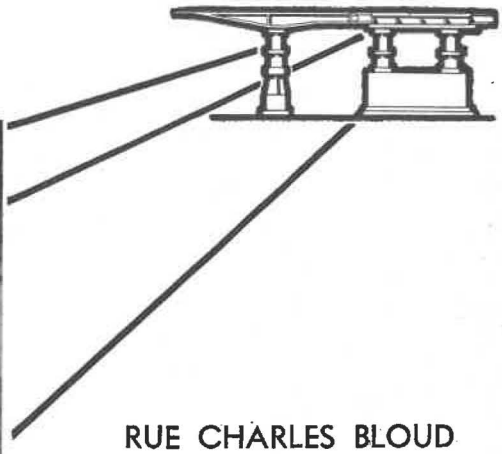
AGENTS GENERAUX :

Etablissements H. F. DESTINE, S. A.

33, rue de la Vallée, Bruxelles - Tél. 47.25.32

ATELIERS & CHANTIERS DE LA MANCHE

PILES HYDRAULIQUES DE SOUTENEMENT MARCHANT



RUE CHARLES BLOUD

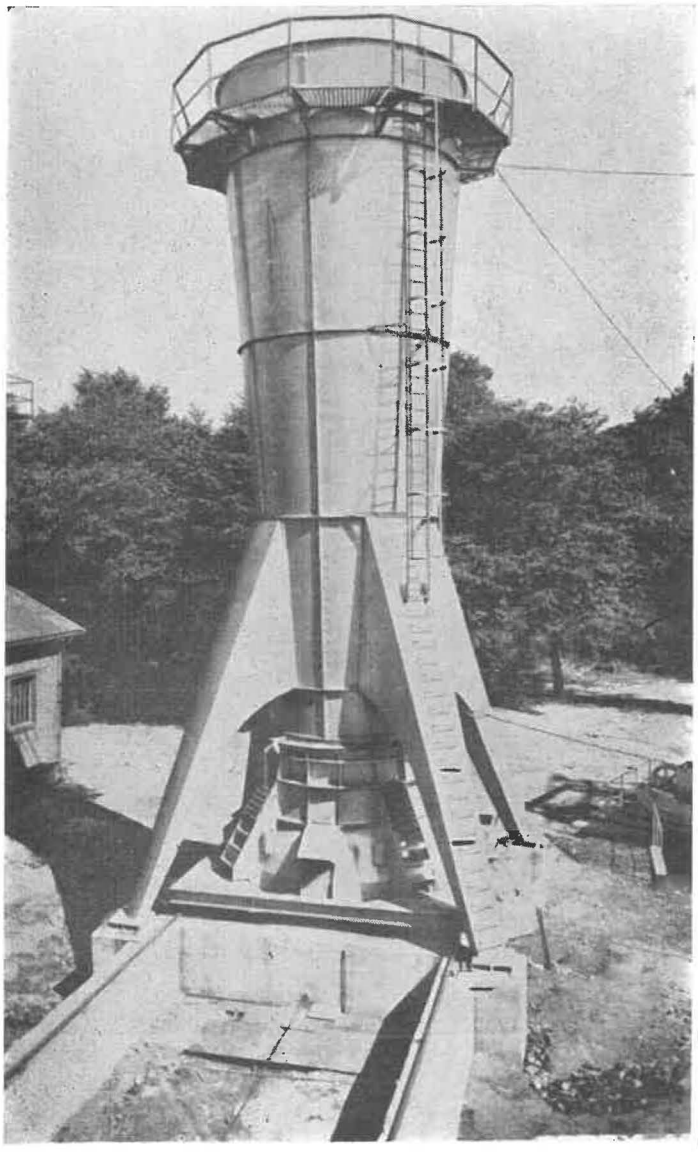
DIEPPE

Seine Maritime

FRANCE

Tél. : 84.26.30

Licence GULLICK
FRANCE - BELGIQUE



BERRY

VENTILATEURS

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

Locomotives DIESEL

de 15 à 200 ch

Epuration Pneumatique

des Minerais, Produits de la Pierre, et Charbons

Etablissements BERRY

77, rue de Mérode

BRUXELLES 6 - Tél. 37.16.22

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

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

11A, Square de Meeus — Tél. : 11.66.29

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

ADMINISTRATION DES MINES — BESTUUR VAN HET MIJNWEZEN

Annales des Mines

DE BELGIQUE

Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

P 1273

INSTITUT ROYAL des SCIENCES NATURELLES de BELGIQUE

Direction - Rédaction
INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

Directie - Redactie
NATIONAAL INSTITUUT VOOR DE STEENKOLENNIJVERHEID

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

13me Session de la Commission internationale de la Technique minière de la CECA, Soutènement marchant : Exposés sur le soutènement marchant par MM. Stassen et Liégeois, Goddeeris, Demeuter, Dehem et van der Stichelen Rogier. — E. Demelenne et H. Callut : Conférence des Directeurs des Stations d'Essais, Varsovie 1961 : II. Grisou . — A. Deschamps : Téléinformation au Charbonnage de Zwartberg. — H. van Duyse : Essais comparatifs d'un lot de marteaux-perforateurs. — Inichar : Revue de la littérature technique.

JUIN 1962 Mensuel — N° 6 — Maandelijks **JUNI 1962**

COMITE DE PATRONAGE

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

BESCHERMEND COMITE

HH. H. ANCIAUX, Ere Inspecteur generaal der Mijnen, te Wemmel.
L. BRACONIER, Administrateur-Directeur-Gerant van de N.V. « Charbonnages de la Grande Bacnure », te Luik.
L. CANIVET, Ere-Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen 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 Kolenmijnen van het Westen van Bergen, te Bergen.
P. DE GROOTE, Oud Minister, Europees Commissaris voor Atoomenergie.
L. DEHASSE, Ere-Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen 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 Kolenmijnen van de Provincie Luik, te Luik.
P. FOURMARIER, Emeritus Hoogleraar aan de Universiteit van Luik, te Luik.
L. GREINER, Ere-Voorzitter van de « Groupement des Hauts Fourneaux et Aciéries Belges », te Brussel.
E. HOUBART, Voorzitter van de Bedrijfsfederatie der Voortbrengers en Verdelers van Electriciteit in België, te Brussel.
L. JACQUES, Voorzitter van het Verbond der Groeven, te Brussel.
E. LEBLANC, Voorzitter van de 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 Kolenmijnen Limburg-Maas, te Brussel.
R. TOUBEAU, Ere-Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Polytechnische Faculteit van Bergen, te Bergen.
P. van der REST, Voorzitter van de « Groupement des Hauts Fourneaux et Aciéries Belges », te Brussel.
M. VAN LOO, Voorzitter van het Bestuurscomité der Voortbrengers en Verdelers van Electriciteit in België, te Brussel.
J. VAN OIRBEEK, Vorzitter van de Federatie der Zink-, Lood-, Zilver-, Koper-, Nikkel- en andere non-ferro Metalenfabrieken, te Brussel.

COMITE DIRECTEUR

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

BESTUURSCOMITE

HH. A. VANDENHEUVEL, Directeur Generaal der Mijnen, te Brussel, Voorzitter.
J. VENTER, Directeur van het Nationaal Instituut voor de Steenkolennijverheid, te Luik, Onder-Voorzitter.
P. DELVILLE, Directeur Generaal van de Vennootschap « Evence Coppée et Cie », te Brussel.
C. DEMEURE de LESPAUL, 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

ANNALEN DER MIJNEN VAN BELGIE

N° 6 — Juin 1962

Nr 6 — Juni 1962

Direction-Rédaction :

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

Directie-Redactie :

NATIONAAL INSTITUUT VOOR DE STEENKOLENNIJVERHEID

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

Sommaire — Inhoud

Renseignements statistiques belges et des pays limitrophes 525

13e SESSION DE LA COMMISSION INTERNATIONALE DE LA TECHNIQUE MINIERE DE LA CECA

SOUTENEMENT MARCHANT

Exposés par **MM. P. STASSEN** et **LIEGEOIS** (Inichar), **GODDEERIS** (Beeringen), **DEMEUTER** (Helchteren et Zolder), **DEHEM** (André Dumont) et **van der STICHELEN ROGIER** (Limbourg-Meuse) 533

INSTITUT NATIONAL DES MINES

E. DEMELENNE et **H. CALLUT** — Conférence restreinte des Directeurs des Stations d'Essais Varsovie 1961 : II. Grisou 592

DIVERS

A. DESCHAMPS — Réalisation en matière de téléinformation au Charbonnage de Zwartberg et en particulier une centrale récente de télécontrôle de l'exploitation 607

H. van DUYSE — Essais comparatifs d'un lot de marteaux-perforateurs 623

BIBLIOGRAPHIE

INICHAR — Revue de la littérature technique 641

Divers 662

COMMUNIQUE

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

EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABONNEMENTEN - ADVERTENTIES

BRUXELLES 5 • EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES • BRUSSEL 5

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

MENSUEL - Abonnement annuel : Belgique : 600 F - Etranger : 650 F

MAANDELIJKS - Jaarlijks abonnement : België : 600 F - Buitenland : 650 F

BELGIQUE **MINES DE HOUILLE** JANVIER 1962

BASSINS MINIERS — Périodes	Production totale (Tonnes)	Consommation propre et fournitures au personnel (Tonnes) (1)	Stock (Tonnes)	Jours ouvrés (2)	PERSONNEL — Nombre moyen d'ouvriers: à veine	Fond	Fond et surface	Indices (3): Veine	Taille	Fond	Fond et surface	Rendement (kg): Fond	Fond et surface	Présences % (4): Fond	Fond et surface	Mouvement de la main-d'œuvre (5): Belge	Etrangère	Totale	Grisou capté valorisé (6)
Borinage-Centre	303.730	56.467	1.129.434	24.49	—	8.056	10.924	—	0,260	0,659	0,901	1.518	1.110	76,20	79,06	— 435	— 367	— 802	2.130.928
Charleroi	483.685	72.110	1.306.187	23,93	—	12.416	17.616	—	0,256	0,633	0,916	1.579	1.083	75,65	78,52	+ 77	+ 74	+ 151	2.822.649
Liège	282.206	29.590	219.935	23,74	—	9.077	12.620	—	0,297	0,776	1,085	1.289	914	78,08	80,80	— 12	+ 52	+ 40	—
Campine	854.599	78.672	1.487.479	23,00	—	20.767	28.478	—	0,196	0,562	0,772	1.728	1.250	88,17	90,02	— 856	— 156	—1012	2.068.841
Le Royaume	1.924.220	236.839	4.143.035	23,63	—	50.255	69.558	—	0,236	0,627	0,874	1.577	1.122	81,15	83,56	—1226	— 397	—1623	7.022.418(8)
1961 Décembre	1.779.581	241.155	4.393.874	21,56	—	51.135	70.764	—	0,243	0,639	0,899	1.569	1.113	83,57	85,79	— 468	— 554	—1022	6.887.470(8)
Novembre	1.887.978	240.263	4.825.625	22,14	—	52.739	72.873	—	0,240	0,632	0,888	1.582	1.126	82,82	85,15	— 480	— 474	— 954	6.662.021(8)
Janvier	1.338.344	217.248	6.491.476	14,74	—	58.031	79.545	—	0,247	0,677	0,961	1.477	1.041	82,20	84,34	— 392	— 686	—1078	5.163.776(8)
Moyenne mensuelle	1.794.878	195.060	4.394.308	21,40	—	53.103	73.873	—	0,246	0,649	0,916	1.541	1.092	80,82	83,62	— 566	— 578	—1144	5.839.790
1960 » »	1.872.443	176.243	6.606.610	20,50	—	51.143	71.460	—	0,268	0,700	0,983	1.430	1.018	81,18	83,70	— 753	— 745	—1498	5.702.727
1959 » »	1.896.397	237.309	7.494.140	18,73	—	59.035	81.701	0,14	0,31	0,79	1,10	1.262	907	85,35	87,24	— 739	— 825	—1564	7.199.477
1958 » »	2.255.186	258.297	6.928.346(7)	21,27	—	76.964	104.669	0,14	0,34	0,87	1,19	1.153	842	85,92	87,80	— 141	— 802	— 943	8.153.611
1956 » »	2.455.079	254.456	179.157(7)	23,43	13.666	82.537	112.943	0,14	0,35	0,86	1,19	1.156	838	84,21	86,29	— 357	— 300	— 657	7.443.776
1954 » »	2.437.393	270.012	2.806.020(7)	24,04	17.245	86.378	124.579	0,16	0,38	0,91	1,27	1.098	787	83,53	85,91	— 63	— 528	— 591	4.604.060
1952 » »	2.532.030	199.149	1.678.220(7)	24,26	18.796	98.254	135.696	0,18	0,40	0,96	1,34	1.042	745	78,7	81	— 97	— 7	— 104	3.702.887
1950 » »	2.276.735	220.630	1.041.520(7)	23,44	18.543	94.240	135.851	0,19	—	0,99	1,44	1.014	696	78	81	— 418	— 514	— 932	—
1948 » »	2.224.261	229.373	840.340(7)	24,42	19.519	102.081	145.366	0,21	—	1,14	1,64	878	610	—	85,88	—	—	—	—
1938 » »	2.465.404	205.234	2.227.260(7)	24,20	18.739	91.945	131.241	0,18	—	0,92	1,33	1.085	753	—	—	—	—	—	—
1913 » »	1.903.466	187.143	955.890(7)	24,10	24.844	105.921	146.084	0,32	—	1,37	1,89	731	528	—	—	—	—	—	—
1962 Sem. du 25-6 au 1-7	416.264	—	2.568.700	5,09	—	48.660	68.175	—	—	0,598	0,842	1.673	1.136	76,00	80,00	—	—	— 36	—

N. B. — (1) Depuis 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) Depuis 1954, il est compté en jours ouvrés, les chiffres se rapportant aux périodes antérieures expriment toujours des jours d'extraction.
(3) Nombre de postes effectués divisés par la production correspondante.
(4) Depuis 1954 ne concerne plus que les absences individuelles, motivées ou non, les chiffres des périodes antérieures gardant leur portée plus étendue.
(5) Différence entre les nombres d'ouvriers inscrits au début et à la fin du mois.
(6) En m³ à 8.500 Kcal, 0° C 760 mm de Hg.
(7) Stock fin décembre.
(8) Dont environ 10 % non valorisés.

BELGIQUE **FOURNITURES DE CHARBONS BELGES AUX DIFFERENTS SECTEURS ECONOMIQUES** (en tonnes) JANVIER 1962

PERIODES	Secteur domestique	Administrations publiques	Cokeries	Usines à gaz	Fabriques d'agglomérés	Centrales électriques	Sidérurgie	Constructions métalliques	Métaux non ferreux	Produits chimiques	Chemins de fer et Vicinaux	Textiles	Industries alimentaires	Carrières et industries dérivées	Cimenteries	Papeteries	Autres industries	Exportation	Total du mois
1962 Janvier	299.452	24.466	606.475	—	125.318	355.541	9.328	15.453	28.582	26.597	61.138	5.951	13.033	21.857	59.158	14.885	29.152	242.486	1.938.872
1961 Décembre	289.205	15.020	621.668	—	114.867	317.366	8.570	13.802	28.097	34.338	61.646	9.142	13.812	26.705	60.361	15.138	22.475	319.139	1.971.351
Novembre	270.355	12.184	649.048	—	106.359	318.230	9.484	12.288	39.617	24.051	56.481	11.292	22.562	30.014	60.653	13.328	24.647	274.001	1.934.594
Janvier	297.758	14.961	307.196	—	80.133	179.335	6.368	7.785	17.393	13.954	49.157	5.103	15.747	20.329	14.762	13.452	16.979	135.796	1.196.208
Moyenne mensuelle	260.895	13.827	608.290	—	92.159	290.409	8.240	8.989	33.515	22.660	54.590	6.120	18.341	29.043	61.957	13.381	22.202	237.800	1.782.418
1960 » »	266.847	12.607	619.271	—	84.395	308.910	11.381	8.089	28.924	18.914	61.567	6.347	20.418	38.216	58.840	14.918	21.416	189.581	1.770.641
1959 » »	255.365	13.537	562.701	86	78.777	243.019	10.245	7.410	24.783	25.216	64.286	4.890	17.478	38.465	45.588	13.703	26.599	179.876	1.612.024
1958 » »	264.116	12.348	504.042	286	81.469	174.610	10.228	8.311	24.203	23.771	72.927	5.136	22.185	41.446	32.666	14.885	18.030	226.496	1.537.155
1956 » »	420.304	15.619	599.722	476	139.111	256.063	20.769	12.197	40.601	41.216	91.661	13.082	30.868	64.446	71.682	20.835	31.852	353.828	2.224.332
1954 » »	415.609	14.360	485.878	1.733	109.037	240.372	24.211	12.299	40.485	46.912	114.348	14.500	30.707	61.361	62.818	19.898	30.012	465.071	2.189.610
1952 » »	480.657	14.102		708.921		275.218	34.685	16.683	30.235	37.364	123.398	17.838	26.645	63.591	81.997	15.475	60.800	209.060	2.196.669

BELGIQUE — COKERIES — JANVIER 1962

GENRE / PERIODES	Fours en activité		Charbon (t)			Huiles combustibles (t)	COKE (t)															Ouvriers occupés
			Reçu				Production			Consommation propre	Livraison au personnel de la cokerie	Débit									Stock en fin de mois (t)	
	Batteries	Fours	Belge	Etranger	Enfourné		Gros coke de plus de 80 mm	Autres	Total			Secteur domestique	Administrations publiques	Sidérurgie	Centrales électriques	Usines à gaz	Chemins de fer	Autres secteurs	Exportations	Total		
Minières	7	218	144.039	—	130.043	358	74.465	25.588	100.053	4.391	731	—	—	—	—	—	—	—	—	—	24.965	798
Sidérurgiques	31	1.085	436.053	123.055	561.551	517	360.525	71.482	432.007	2.935	6.177	—	—	—	—	—	—	—	—	—	123.382	2.480
Autres	10	264	56.167	73.245	113.184	1.406	54.719	31.868	86.587	5.254	341	—	—	—	—	—	—	—	—	—	98.303	1.069
Le Royaume	48	1.567	636.659	196.300	804.778	2.281	489.709	128.938	618.647	12.580	7.249	22.085	3.143	479.557	287	—	1.453	52.360	59.225	618.110	246.650	4.347
1961 Décembre	49	1.612	589.264	220.905	806.817	2.115	498.618	125.345	623.963	13.832	7.495	17.163	2.761	473.532	132	—	1.132	51.764	73.431	619.915	265.942	4.464
Novembre	49	1.608	621.562	183.098	791.124	1.766	487.838	126.903	614.741	8.618	7.385	15.360	2.336	466.816	351	—	—	52.954	71.808	609.625	283.221	4.435
Janvier	51	1.663	344.626	149.184	498.157	7.536	276.981	108.606	385.587	15.260	4.659	22.260	3.857	151.080	634	—	2.288	48.529	59.385	288.033	347.512	3.588
Moy. mens.	49	1.612	601.353	181.305	783.614	2.293	478.417	125.934	604.351	6.518	4.859	11.308	2.739	452.985	323	—	1.041	52.213	72.680	593.289	265.942(2)	4.464
1960 » »	51	1.668	614.508	198.909	811.811	23.059(3)	502.323	124.770	627.093	7.803	5.048	12.564	2.973	468.291	612	—	1.234	49.007	82.218	616.899	269.877(2)	3.821
1959 » »	50	1.658	553.330	225.350	774.839	9.249(3)	446.817	154.600	601.417	8.720	5.244	11.064	2.592	453.506	2.292	—	1.151	45.020	70.595	586.220	291.418(2)	3.925
1958 » »	47	1.572	504.417	233.572	744.869	495	467.739	107.788	575.527	9.759	5.445	11.030	3.066	423.137	2.095	—	1.145	41.873	74.751	557.097	276.110	3.980
1956 » »	44	1.530	601.931	196.725	784.875	10.068(3)	492.676	113.195	605.871	7.228	5.154	15.538	5.003	433.510	1.918	69	2.200	56.567	76.498	591.308	87.208(2)	4.137
1954 » »	42(1)	1.444(1)	479.201	184.120	663.321	5.813(3)	407.062	105.173	512.235	15.639	2.093	14.177	3.327	359.227	3.437	385	1.585	42.611	73.859	498.608	127.146(2)	4.270
1952 » »	42(1)	1.471(1)	596.891	98.474	695.365	7.624(3)	421.329	112.605	533.934	12.937	3.215	12.260	4.127	368.336	1.039	279	1.358	48.331	80.250	515.980	100.825(2)	4.284
1950 » »	42(1)	1.497(1)	481.685	26.861	508.546	14.879(3)	297.005	86.167	383.172	19.179	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.169
1938 » »	56(1)	1.669(1)	599.063	158.763	557.826	—	—	—	366.543	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.120
1913 » »	—	2.898	233.858	149.621	383.479	—	—	—	293.583	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.229

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

BELGIQUE — COKERIES — JANVIER 1962

GENRE / PERIODE	GAZ (en 1.000 m3) (1)						SOUS-PRODUITS (t)				
	Production	Consommation propre	Débit				Brai	Goudron brut	Ammoniaque (en sulfate)	Benzol	Huiles légères
			Synthèse	Sidérurgie	Autres industries	Distributions publiques					
Minières	49.807	20.058	22.399	—	777	21.458	—	3.412	1.278	913	—
Sidérurgiques	206.012	94.727	32.859	68.269	5.102	51.392	—	16.996	5.256	3.693	—
Autres	51.867	17.926	13.160	—	1.383	26.213	—	3.748	684	1.088	—
Le Royaume	307.696	132.711	68.418	68.269	7.262	99.063	—	24.156	7.218	5.694	—
1961 Décembre	295.806	134.022	62.255	64.640	8.706	99.367	—	23.896	7.162	5.968	—
Novembre	283.900	131.654	63.670	64.398	9.250	87.668	—	22.888	6.844	5.844	—
Janvier	189.738	89.103	36.807	20.658	2.879	69.716	—	14.695	3.647	3.327	—
Moy. mens.	275.033	129.253	71.334	63.184	8.869	76.584	—	22.451	6.703	5.619	—
1960 » »	283.038	133.434	80.645	64.116	12.284	77.950	—	22.833	7.043	5.870	—
1959 » »	268.123	126.057	82.867	57.436	7.817	73.576	—	21.541	6.801	5.562	—
1958 » »	259.453	120.242	81.624	53.568	6.850	71.249	—	20.867	6.774	5.648	—
1956 » »	267.439	132.244	78.704	56.854	7.424	72.452	—	20.628	7.064	5.569	—
1954 » »	233.182	135.611	69.580	46.279	5.517	68.791	1.630	15.911	5.410	3.624	2.565
1952 » »	229.348	134.183	67.460	46.434	3.496	62.714	2.320	17.835	6.309	4.618	747
1950 » »	193.619	126.601	(2)	(2)	(2)	(2)	1.844	13.909	4.764	3.066	632
1938 » »	75.334(3)	(2)	(2)	(2)	(2)	(2)	—	14.172	5.186	4.636	—

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

BELGIQUE — FABRIQUES D'AGGLOMERES — JANVIER 1962

GENRE / PERIODES	Production (t)			Consommation propre (t)	Livraisons au personnel	Matières premières (t)		Ventes et cessions (t)	Stock (fin du mois) (t)	Ouvriers occupés
	Boulets	Briquettes	Totale			Charbon	Brai			
Minières	113.542	14.707	128.249	—	—	—	—	—	—	—
Indépend.	4.867	—	4.867	—	—	—	—	—	—	—
Le Royaume.	118.409	14.707	133.116	3.766	22.853	126.156	10.637	112.959	11.463	446
1961 Déc.	105.892	13.881	119.773	3.511	23.840	114.043	9.038	102.457	17.925	429
Nov.	97.260	15.341	112.601	2.575	21.410	107.312	8.489	90.110	27.960	423
Janv.	78.932	8.186	87.118	2.186	16.432	82.517	6.881	83.429	18.312	465
Moy. mens.	81.472	15.516	96.988	2.610	12.809	92.280	7.516	82.881	17.925(1)	429
1960 » »	77.240	17.079	94.313	2.282	12.191	84.464	7.060	77.103	32.920(1)	473
1959 » »	66.244	17.236	83.480	2.597	12.028	77.942	6.304	68.237	61.236(1)	479
1958 » »	65.877	20.525	86.402	3.418	12.632	81.517	6.335	66.907	62.598(1)	495
1956 » »	116.258	35.994	152.252	3.666	12.354	142.121	12.353	133.542	4.684(1)	647
1954 » »	75.027	39.829	114.856	4.521	10.520	109.189	9.098	109.304	11.737(1)	589
1952 » »	71.262	52.309	123.571	1.732	103	115.322	10.094	119.941	36.580(1)	638
1950 » »	38.898	46.079	84.977	2.488	377	78.180	7.322	85.999	—	552
1938 » »	39.742	102.948	142.690	—	—	129.797	12.918	—	—	873
1913 » »	—	—	217.387	—	—	197.274	—	—	—	1911

(1) Stock fin décembre.

BELGIQUE — BOIS DE MINES — JANVIER 1962

PERIODE	Quantités reçues m³			Consommation totale y compris exportations (m³)	Stock à la fin du mois (m³)
	Origine indigène	Importations	Total		
1962 Janvier	38.193	—	38.193	49.437	176.088
1961 Décembre	40.838	—	40.838	47.340	188.382
Novembre	44.332	—	44.332	50.202	195.865
Janvier	16.583	—	16.583	18.320	229.694
Moy. mens.	44.823	—	44.823	47.414	188.382(1)
1960 » »	43.010	674	43.684	50.608	242.840(1)
1959 » »	46.336	2.904	49.240	56.775	346.640(1)
1958 » »	50.713	7.158	57.871	71.192	448.093(1)
1956 » »	72.377	17.963	90.340	78.246	655.544(1)
1954 » »	67.128	1.693	68.821	87.385	428.456(1)
1952 » »	73.511	30.608	104.119	91.418	880.695(1)

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

BELGIQUE — BRAI — JANVIER 1962

PERIODE	Quantités reçues (t)			Consommation totale (t)	Stock à la fin du mois (t)	Exportations (t)
	Origine indigène	Importations	Total			
1962 Janvier	8.781	1.298	10.079	10.637	19.322	(2)
1961 Décembre	9.056	1.619	10.675	9.038	19.887	7.355
Novembre	7.779	1.121	8.900	8.835	18.382	3.920
Janvier	5.358	—	5.358	6.881	19.519	4.047
Moy. mens.	7.116	451	7.567	7.516	19.887(1)	3.984
1960 » »	5.237	37	5.274	7.099	22.163(1)	3.501
1959 » »	3.342	176	3.518	6.309	44.919(1)	2.314
1958 » »	3.834	3.045	6.879	6.335	78.674(1)	2.628
1956 » »	7.019	5.040	12.059	12.125	51.022(1)	1.281
1954 » »	4.959	4.654	9.613	8.868	37.023(1)	2.468
1952 » »	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357(1)	2.014

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

BELGIQUE — METAUX NON FERREUX — JANVIER 1962

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)	
1962 Janvier	19.611	19.399	8.916	980	166	347	49.419	37.829	20.803	1.771	17.104
1961 Décembre	19.258	19.572	10.301	692	137	352	50.312	39.391	21.556	1.670	17.028
Novembre	18.079	19.736	10.775	555	132	374	49.451	36.966	22.964	1.739	17.174
Janvier	21.120	18.734	8.089	495	192	423	49.046	34.425	16.338	1.568	16.544
Moyenne mens.	18.465	20.462	8.324	540	155	385	48.331	34.143	22.519	1.642	17.021
1960 » »	17.648	20.630	7.725	721	231	383	47.338	31.785	20.788	1.744	15.822
1959 » »	15.474	18.692	7.370	560	227	404	42.727	31.844	17.256	1.853	14.996
1958 » »	13.758	18.014	7.990	762	226	325	40.134	27.750	16.562	2.262	15.037
1956 » »	14.072	19.224	8.521	871	228	420	43.336	24.496	16.604	1.944	15.919(1)
1954 » »	12.809	17.726	5.988	965	140	389	38.018	24.331	14.552	1.850	15.447(1)
1952 » »	12.035	15.956	6.757	850	557		36.155	23.833	12.729	2.017	16.227

N. B. — Pour les produits bruts : moyennes trimestrielles mobiles. Pour les demi-produits : valeurs absolues.
(1) En fin d'année.

BELGIQUE — SIDER

PRODUC

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	Produits bruts			Produits demi-finis		Aciers marchands	Profilés et zorès (I et U de plus de 80 mm)	Rails et accessoires
		Fonte	Acier Total	Fer de masse	Pour relamineurs belges	Autres			
1962 Janvier	46	552.138	606.407	5.136	47.649	47.991	197.018	21.071	5.626
1961 Décembre	48	546.905	573.394	4.695	53.445	51.066	160.959	17.832	7.051
Novembre	48	542.489	574.021	4.861	58.153	62.545	180.722	15.301	5.893
Janvier	52	124.301	130.128	3.196	11.933	20.584	51.295	3.480	952
Moyenne mensuelle	51	537.092	584.224	5.036	55.837	66.091	159.258	13.964	5.988
1960 Moyenne mensuelle	53	546.061	595.070	5.413	150.669	78.148	146.439	15.324	5.337
1959 Moyenne mensuelle	50	497.287	534.136	5.394	153.278	44.863	147.226	16.608	6.449
1956 » »	51	480.840	525.898	5.281	60.829	20.695	153.634	23.973	8.315
1954 » »	47	345.424	414.378	3.278	109.559		113.900	15.877	5.247
				Fers finis					
1952 » »	50	399.133	422.281	2.772	97.171		116.535	19.939	7.312
									Rails, accessoires, traverses
			Acier						
1950 » »	48	307.898	311.034	3.584	70.503		91.952	14.410	10.668
							Aciers marchands et rods	Profilés spéciaux poutrelles	
1938 » »	50	202.177	184.369	3.508	37.839		43.200	26.010	9.337
							Aciers marchands		
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.

BELGIQUE — IMPORTATIONS-EXPORTATIONS — JANVIER 1962

Importations (t) — Pays d'origine / Périodes / Répartition	Charbons (t)	Cokes (t) (1)	Agglomérés (t)	Lignites (t)
Allemagne Occidentale	182.762	4.848	2.314	6.927
France	25.373	42	8	—
Pays-Bas	60.716	15.728	10.816	460
Pays de la CECA	268.851	20.618	13.138	7.387
Grande-Bretagne	9.922	1.106	—	—
U.S.A.	68.105	—	—	—
Allemagne Orientale	—	—	—	121
U.R.S.S.	4.270	—	—	—
Pays tiers	82.297	1.106	—	121
Ensemble janvier 1962	351.148	21.724	13.138	7.508
1961 Décembre	403.990	17.346	17.612	6.744
Novembre	349.462	18.712	11.046	5.737
Octobre	356.637	18.110	10.456	6.462
Moyenne mensuelle	336.941	21.256	12.804	7.773
Janvier	259.682	10.499	21.845	7.909
Répartition :				
1) Secteur domestique	150.165	924	13.038	7.231
2) Secteur industriel	199.783	20.884	100	277
Réexportations	—	—	—	—
Mouvement des stocks	+1.200	—84	—	—

Exportations (t) — Destinations	Charbons (t)	Cokes (t)	Agglomérés (t)
Allemagne Occidentale	17.064	673	299
France	49.972	21.284	12.942
Italie	37.955	9.224	745
Luxembourg	2.605	19.151	380
Pays-Bas	63.876	—	—
Pays de la CECA	171.472	50.332	14.366
Autriche	380	126	—
Danemark	10.268	7.619	—
Irlande	19.719	—	—
Norvège	3.586	557	—
Portugal	5.510	—	—
Suède	—	341	—
Suisse	29.398	—	40
Yougoslavie	2.153	—	—
Liban	—	100	2.474
Divers	—	150	—
Pays tiers	71.014	8.893	2.514
Ensemble janvier 1962	242.486	59.225	16.880
1961 Décembre	319.139	73.431	18.748
Novembre	274.001	71.808	18.686
Octobre	227.595	76.993	11.050
Moyenne mensuelle	237.800	72.833	13.778
Janvier	135.796	60.042	6.884

(1) Y compris le coke de gaz.

URGIE — JANVIER 1962

TION (t)

Produits finis

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	Ouvriers occupés
59.044	43.915	8.650	3.038	103.589	22.907	789	3.270	468.917	41.093	16.055	54.124
51.964	45.872	6.910	2.641	109.457	20.094	302	2.242	425.324	35.053	14.830	54.415
52.020	42.728	6.046	3.632	103.699	17.433	481	3.165	431.120	33.175	15.825	54.504
15.524	12.789	3.310	(3)	25.399	4.576	(3)	254	117.579	8.340	13.394	54.442
51.170	42.014	6.974	3.260	95.505	23.957	383	2.379	404.852	32.795	15.853	51.962
53.567	41.501	7.593	2.536	90.752	29.323	1.834	2.199	396.405	26.494	15.524	44.810
49.989	44.456	7.107	2.043	79.450	23.838	581	3.874	381.621	31.545	13.770	42.189
										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 (2)	20.000 (2)	3.655	41.904
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
Verges	Grosses tôles	Tôles moyennes		Tôles fines	Feuillards et tubes en acier				Tôles galvanisées		
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 rectifiés. (3) Chiffres non disponibles.

BELGIQUE — CARRIERES ET INDUSTRIES CONNEXES — JANVIER 1962

Production	Unités	Janvier 1962 (a)	Décembre 1961 (b)	Janvier 1961	Moyenne mensuelle 1961
PORPHYRE :					
Moëllons	t	23.996	20.896	649	11.740
Concassés	t	200.610	242.982	92.439	267.909
Pavés et mosaïques	t	—	36	509	433
PETIT GRANIT :					
Extrait	m^3	28.761	26.288	4.383	17.020
Scié	m^3	5.629	4.761	1.688	5.218
Façonné	m^3	1.410	1.304	500	1.417
Sous-produits	m^3	24.298	26.938	3.779	5.069
MARBRES :					
Blocs équarris	m^3	306	318	233	422
Tranches ramenées à 20 mm	m^2	39.385	36.817	33.638	40.791
Moëllons et concassés	t	2.308	2.529	1.724	2.293
Bimbeloterie	kg	8.799	11.961	9.855	12.589
GRES :					
Moëllons bruts	t	11.320	13.813	8.759	24.242
Concassés	t	40.111	55.323	20.526	70.522
Pavés et mosaïques	t	646	1.170	194	887
Divers taillés	t	5.627	5.677	3.280	6.801
SABLE :					
pour métallurgie	t	87.894	95.877	55.960	81.292
pour verrerie	t	102.607	101.547	93.283	99.133
pour construction	t	173.103	177.852	105.675	226.102
Divers	t	74.437	73.706	68.647	87.567
ARDOISE :					
pour toitures	t	711	594	700	656
Schistes ardoisiers	t	196	273	93	189
Coticule (pierre à aiguiser)	kg	6.155	5.059	4.900	4.789

Production	Unités	Janvier 1962 (a)	Décembre 1961 (b)	Janvier 1961	Moyenne mensuelle 1961
PRODUITS DE DRAGAGE					
Gravier	t	157.672	116.847	149.182	279.770
Sable	t	28.070	20.496	22.768	47.263
CALCAIRES	t	284.126	352.419	180.669	404.739
CHAUX	t	159.146	151.983	85.742	160.274
PHOSPHATES	t	553	—	(c)	1.168
CARBONATES NATURELS (Craie, marne, tuffeau)	t	66.850	76.923	37.165	75.853
CARBONATES DE CHAUX PRECIPITES	t	—	—	—	—
CHAUX HYDRAULIQUE ARTIFICIELLE	t	312	(c)	(c)	515
DOLOMIE : Crue	t	38.775	45.884	24.648	40.806
Frittée	t	23.052	25.437	19.202	24.970
PLATRES	t	5.728	5.668	4.575	5.814
AGGLOM. PLATRE	m^2	211.720	250.394	153.815	251.172
		4e trim. 1961	3e trim. 1961	4e trim. 1960	moy. tr. 1960
SILEX : broyé	t	2.347	1.693	3.469	2.831
pavés	t	879	821	663	783
FELDSPATH ET GALETS	t	(c)	(c)	(c)	(c)
QUARTZ ET QUARTZITES	t	85.802	105.204	84.560	94.298
ARGILES	t	66.984	68.970	68.254	67.032
		Janv. 1962	Déc. 1961	Janv. 1961	moy. m. 1961
Ouvriers occupés		10.976	11.112	8.358	10.846

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

COMBUSTIBLES SOLIDES — PAYS DE LA C.E.C.A. ET GRANDE-BRETAGNE — JANVIER 1962

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												
1962 Janvier	12.836.3	277	410	2.300	1.801	23,28	17,73	15,89	3.794	481	8.146	4.966
1961 Moy. mens.	11.895	279	413	2.207	1.731	21,93(1)	18,55(1)	17,09	3.704	406	7.248(2)	4.740(2)
Janvier	12.430	297	436	2.139	1.684	22,41	16,34	14,55	3.879	494	6.671	5.277
Belgique				(7)	(7)							
1962 Janvier	1.924	66	88	1.577	1.122	23,63	18,85(3)	16,44(3)	619	133	4.143	247
1961 Moy. m. (1)	1.795	66	90	1.541	1.092	21,40	19,18(3)	16,38(3)	604	97	4.394(2)	266(2)
Janvier	1.338	77	103	1.477	1.041	14,74	17,80(3)	15,66(3)	386	87	6.491	346
France												
1962 Janvier	4.697	118	169	1.907	1.289	24,52	11,57	7,33(4)	1.149	615	11.591	703
1961 Moy. mens.	4.363	121	172	1.878	1.262	23,15	10,68	6,42(4)	1.121	507	11.974(2)	731(2)
Janvier	4.764	124	177	1.874	1.261	23,89	10,71	7,09(4)	1.199	640	13.089	503
Italie												
1962 Janvier	51	2,3	(6)	1.251	(6)	(6)	(6)	(6)	342	5	15	131
1961 Moy. mens.	62	2,4	2,9	1.573	(6)	(6)	(6)	(6)	325	2,5	8(2)	165(2)
Janvier	47	2,5	3,1(8)	1.236	(6)	(6)	(6)	(6)	353	5	69	102
Pays-Bas												
1962 Janvier	1.094	26,7	(6)	2.106	(6)	(6)	(6)	(6)	376	106	517	270
1961 Moy. mens.	1.052	27,4	41,5	2.055	(6)	(6)	(6)	(6)	380	99	541(2)	297(2)
Janvier	1.170	28,2	42,9(8)	1.992	(6)	(6)	(6)	(6)	396	120	697	231
Communauté												
1962 Janvier	20.603	485,9	(6)	2.126	(6)	(6)	(6)	(6)	6.257	1.341	24.235	6.278
1961 Moy. mens.	19.167	504,7	676,2	2.059	(6)	(6)	(6)	(6)	6.121	1.050	24.857(2)	6.433(2)
Janvier	19.751	522,2	710 (8)	2.017	(6)	(6)	(6)	(6)	6.202	1.346	26.707	6.460
Grande-Bretagne				à front								
1962 Semaine du 27-1 au 3-2	(5) 4.068	—	563	4.425	1.539	(6)	(6)	15,78	(6)	(6)	19.846	(6)
1961 Moy. hebd.	(5) 3.663	—	571	4.176	1.447	(6)	(6)	15,40	(6)	(6)	21.449	(6)
Semaine du 29-1 au 4-2	3.798	—	583	4.107	1.441	(6)	(6)	18,86	(6)	(6)	26.231	(6)

(1) Chiffres provisoires. (2) Stock fin décembre. (3) Absences individuelles seulement. (4) Surface seulement. (5) Houille marchande. (6) Chiffres indisponibles. (7) Si l'on exclut le personnel de maîtrise et de surveillance, les rendements de janvier 1962 sont : Fond : 1.748 ; Fond et surface : 1.231. (8) Moyenne 1er trimestre 1961.

13e Session de la Commission Internationale de la Technique Minière de la C.E.C.A.

SOUTENEMENT MARCHANT

La 13e Session de la Commission Internationale de la Technique Minière de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier a eu lieu du mardi 27 au jeudi 29 mars 1962, dans le Limbourg néerlandais et en Campine. Son objet était le soutènement marchant.

Le premier jour à Heerlen, des rapports généraux sur l'application du soutènement marchant dans les différents pays furent présentés par :

MM. W.J. ADCOCK, Chief Mechanisation Engineer au National Coal Board

R. COEUILLET, Ingénieur en Chef aux Charbonnages de France

J. KRAAK, Chef Centrale Dienst Ondergrondse Mechanisatie aux Staatsmijnen in Limburg

l'Oberbergrat a. D. O. KUHN du Steinkohlenbergbauverein.

P. STASSEN, Directeur des Recherches à Inichar, et R. LIEGEOIS, Ingénieur à Inichar

Le deuxième jour, les participants effectuèrent des visites dans le Limbourg néerlandais, précédées d'un exposé introductif par M. KRAAK.

Le troisième jour, des visites furent organisées dans quatre charbonnages de Campine ; elles furent précédées d'un exposé introductif présenté par un ingénieur de chacun des charbonnages visités, à savoir :

MM. G. GODDEERIS, Ingénieur Divisionnaire aux Charbonnages de Beeringen

G. DEMEUTER, Ingénieur Divisionnaire aux Charbonnages de Helchteren-Zolder

G.J. DEHEM, Directeur des Etudes du Fond du Charbonnage André Dumont

J. van der STICHELEN ROGIER, Ingénieur Divisionnaire aux Charbonnages Limbourg-Meuse.

L'ensemble des exposés présentés à cette session fera l'objet d'une publication de la Haute Autorité. Nous avons jugé opportun de publier dès maintenant les exposés relatifs aux applications du soutènement marchant en Belgique.

Le soutènement marchant en Belgique

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

P. STASSEN et R. LIEGEOIS

Directeur des Recherches Ingénieur

SAMENVATTING

De proeven met schrijdende ondersteuning in de pijler begonnen in België met de medewerking van Inichar in de maand februari 1960. Op dit ogenblik zijn tien pijlers volledig uitgerust ; 8 hiervan liggen in de Kempen, 2 in de Borinage.

Het verslag geeft de besluiten waartoe genoemde proeven hebben geleid, en wel in verband met de volgende punten : grenswaarde van de helling, grenswaarde van de opening, mogelijkheid van aanpassing aan veranderlijke openingen, eisen gesteld door de vloer, zetlast en draagvermogen, schikking van de elementen in verband of in rechte lijn, weerhouden van de breukstenen, lengte van de pas, algemene houding van de uitrusting, controle en hoedanigheid van de ondersteuning, oorzaken van moeilijkheden en mislukkingen.

Talrijke meetcampagnes werden in de betrokken werkplaatsen uitgevoerd. De ontleding van de bekomen resultaten heeft geleid tot verschillende interessante vaststellingen met betrekking tot de manier waarop de ondersteuningselementen hun last opnemen evenals de snelheid waarmee de convergentie in de pijler verloopt.

Het feit dat in verschillende werkplaatsen, waar de omstandigheden zeer slecht waren positieve resultaten bekomen werden, laat toe de toekomst van de schrijdende ondersteuning met betrouwen tegemoet te zien.

RESUME

Les essais de soutènement marchant en taille ont débuté en Belgique avec le concours d'Inichar au mois de février 1960. On dispose actuellement de l'équipement complet d'une dizaine de tailles dont 8 en Campine et 2 dans le Borinage.

Le rapport donne les conclusions tirées de ces essais en ce qui concerne les points suivants : limite de pente, limite d'ouverture, adaptation aux variations d'ouverture, contrôle du mur, charge de pose et portance, disposition des éléments en quinconce ou en ligne, maintien des éboulis de foudroyage, longueur du pas, conduite de l'installation, contrôle et qualité du soutènement, causes de difficultés ou d'échecs.

De nombreuses campagnes de mesures ont été effectuées dans ces chantiers et le dépouillement des mesures a conduit à diverses observations intéressantes en ce qui concerne l'évolution de la charge reprise par les éléments de soutènement et les vitesses de convergence en taille.

Les résultats positifs obtenus dans plusieurs chantiers très difficiles permettent d'envisager l'avenir du soutènement marchant avec confiance.

ZUSAMMENFASSUNG

Die Versuche mit schreitendem Strebausbau begannen in Belgien mit der Mitwirkung von Inichar im Februar 1960. Heute verfügt der belgische Steinkohlenbergbau über Gesamtausrüstungen für etwa zehn Streben, davon acht im Campine-, zwei im Borinagebezirk.

Der Bericht stellt die aus diesen Versuchen gezogenen Folgerungen dar, und zwar in Hinsicht auf Einfallens- und Mächtigkeitsgrenzen, Anpassung an Mächtigkeitsschwankungen, Liegendbeherrschung,

SUMMARY

Tests with the powered support at the face began in Belgium with the co-operation of Inichar in the month of February 1960. At present, a complete equipment is available in about ten faces, 8 of which are in Campine, 2 in the Borinage.

The report sets forth the conclusions drawn from these tests with regard to the following points : slope limit, thickness limit, adaptations to variations in the thickness of the seam, control of the floor, setting load and load-bearing capacity, arrangement of the

Setz- und Traglasten, Aufstellung in Reihe oder schachbrettartig gegeneinander versetzt, Behandlung des Hangendbruchs, Schrittlänge, Vorschub und Führung. Ueberwachung und Eignung des Ausbaus. Ursachen von Schwierigkeiten und Verlusten.

In den betreffenden Abbaubetrieben wurden zahlreiche Messungsgänge durchgeführt. Ihre Auswertung lieferte mannigfache wichtige Aufschlüsse, so über die Entwicklung der Lastaufnahme durch die Ausbauelemente und die Geschwindigkeit der Nebengesteinskonvergenz im Streb.

Ein vertrauensvoller Ausblick in die Zukunft des schreitenden Ausbaus rechtfertigt sich durch die positiven Ergebnisse aus einer Reihe sehr schwieriger Abbaubetriebe.

elements alternately or in a line, control of the caving debris, length of step, bringing up the installation, control and quality of the support, causes of difficulties or failures.

A great many measurements were carried out in these working places, and the analysis of them led to various interesting observations with regard to the evolution of the load taken over by the elements of the support and the speeds of convergence at the face.

The positive results obtained in several very difficult working places give every reason for looking to the future of the powered support with confidence.

GENERALITES

Les essais de soutènement marchant en taille ont débuté en Belgique avec le concours d'Inichar au mois de février 1960 ; il y a donc environ deux ans. Cette technique s'est développée au cours de l'année 1961 et, au mois de mars 1962, on compte :

en service : 7 tailles complètement équipées,
4 tailles partiellement équipées,
en surface, prêt à la descente : l'équipement complet de deux tailles,
en commande : l'équipement complet d'une taille,
l'équipement partiel de deux autres tailles.

Jusqu'à présent, toutes les tailles équipées de soutènement marchant ont été exploitées par rabot rapide. Depuis quinze jours seulement, quelques éléments Sahé-Somémi viennent d'être mis en service dans une taille où l'abattage est assuré par haveuse à tambour, mais il est trop tôt pour donner des résultats.

Le soutènement marchant est principalement développé dans le bassin de Campine, mais on compte deux tailles complètes dans le Borinage. Une application particulièrement intéressante dans ce bassin a fait l'objet d'une note détaillée qui a paru récemment dans les Annales des Mines de Belgique (1). Les applications dans le bassin de Campine font l'objet des quatre exposés présentés à la même session, respectivement par MM. Goddeeris, Demeuter, Dehem et van der Stichelen Rogier. Ces exposés constituent également l'introduction aux visites des travaux prévues au programme de la journée du 28 mars. Nous y renvoyons le lecteur.

Le tableau I donne le détail des différents types de soutènement actuellement utilisés en Belgique, ainsi que leur extension respective. Seuls les soutènements Westfalia et Wild équipent des tailles complètes, tandis que les trois autres ne sont utilisés que sur de courts tronçons de taille à titre d'essai ou d'adaptation.

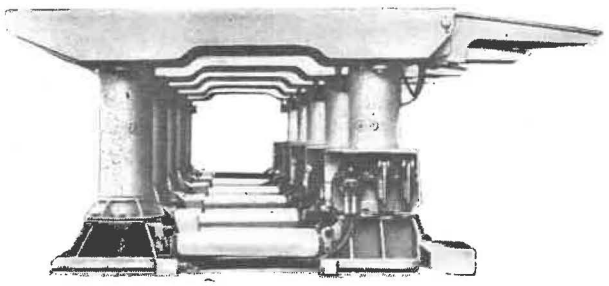


Fig. 1. — Soutènement Wild Goal Post.

Fig. 2. — Soutènement marchant Westfalia en service dans une taille de la S.A. des Charbonnages du Borinage (extraite de l'article de MM. VANDEVELDE et BOLLE, A.M.B., janvier 1962).

(1) « Introduction du soutènement marchant Westfalia au siège de Tertre de la S.A. des Charbonnages du Borinage », par MM. VANDEVELDE et BOLLE. Annales des Mines de Belgique, janvier 1962, pp. 9/28.

TABLEAU I.

	Westfalia	Wild	Rheinstahl-Wanheim	Sahé-Somémi	Dobson
Nombre d'éléments fournis	940	150	30	28	
Mètres de taille qui peuvent être équipés avec ce matériel	1500 m	150 m	36 m	40 m	
Eléments en commande	155			28	30

Au point de vue mode de progression, on distingue :

deux types liés au convoyeur, le Wild (fig. 1) et le Rheinstahl Wanheim (2) ;

trois types indépendants du convoyeur, deux à cadres jumelés : Westfalia (fig. 2) et Dobson ;

le troisième, à piles jumelées à un seul étançon, le Sahé-Somémi.

CONCLUSIONS TIREES DES ESSAIS EFFECTUES EN BELGIQUE

De l'ensemble des essais effectués en Belgique, on peut tirer les conclusions suivantes :

Limite de pente.

Les soutènements marchants dont nous disposons sont applicables dans des tailles dont la pente est inférieure à 15°.

Des essais sont en cours depuis 4 mois dans une taille de Campine dont la pente est comprise entre 15 et 20°.

Des détails complémentaires sur cet essai qui est en cours depuis le 1er décembre 1961 sont donnés dans la note de M. van der Stichelen Rogier, Ingénieur Divisionnaire au Charbonnage de Limbourg-Meuse.

Limite d'ouverture.

Les soutènements marchants actuellement les mieux au point sont construits pour des ouvertures comprises entre 0,90 m et 1,60 m. Dans cette gamme d'ouvertures, le matériel convient bien et on enregistre généralement des résultats encourageants.

Des essais viennent de débuter dans des couches minces de 0,50 à 1 m. Le matériel est analogue à celui utilisé aux Pays-Bas et en Allemagne. Les étançons sont constitués de vérins doublement télescopiques de façon à les adapter facilement à de rapides variations d'ouverture des veines.

Dans les veines de grande ouverture, 1,80, 2 m et plus encore, on constate que le matériel Westfalia, conçu pour les couches d'ouverture moyenne, manque de robustesse et de stabilité. Il est nécessaire de construire un troisième type de matériel, plus robuste et mieux adapté aux grandes ouvertures.

Dès maintenant, il paraît bien acquis que l'on pourra couvrir toutes les ouvertures de veine entre 0,50 m et 2,50 m avec trois types seulement.

Le soutènement Wild, plus robuste, convient encore très bien dans les couches de 1,50 m à 2 m pourvu que l'inclinaison soit faible (inférieure à 10°).

Adaptation aux variations d'ouverture.

Dans les gisements belges en particulier et dans les gisements continentaux en général, la réussite d'un type de soutènement marchant est en grande partie liée à ses possibilités d'adaptation rapide et facile à des variations brusques d'ouverture des veines. L'ouverture varie souvent vite et fréquemment le long du front de taille et perpendiculairement au front de taille. La pose et l'enlèvement des rehausses doivent se faire facilement, sans grand effort physique pour que les préposés au soutènement n'hésitent pas à pratiquer à temps l'ajustement nécessaire. Si ces opérations ne sont pas faciles, le personnel aura tendance, soit à mettre du bois au-dessus des chapeaux, soit à laisser les rehausses quand la couche diminue d'ouverture et, dans ce cas, les étançons arriveront rapidement à butée mécanique avec toutes les conséquences désastreuses que cela comporte. Pour répondre à ce désir, certains constructeurs envisagent l'emploi d'étançons doublement télescopiques, même dans des couches d'ouverture moyenne, pour supprimer complètement les rehausses et les manipulations qu'elles impliquent. En Grande-Bretagne, ce problème ne se pose généralement pas, car les machines d'abattage découpent une ouverture constante dans des veines d'ouverture variable en abandonnant du charbon au toit par exemple.

Contrôle du mur.

Le soutènement marchant permet de contrôler tous les murs d'une façon satisfaisante car il est possible d'équiper les étançons de larges surfaces d'appui pour éviter toute pénétration, même dans les murs les plus tendres. Il permet d'éviter l'affaissement du toit sous des charges incontrôlées et souvent très faibles comme cela se produisait fréquem-

(2) Des détails complémentaires sur le soutènement Rheinstahl-Wanheim sont donnés dans le rapport de M. KUHN, sur le soutènement Dobson dans le rapport de M. ADCOCK, sur le soutènement Sahé-Somémi dans le rapport de M. CŒUILLET.

ment lors d'un poinçonnage brusque du mur par le pied des étançons. Il supprime ainsi un des défauts les plus graves de tous les soutènements employés jusqu'il y a peu de temps dans les mines d'Europe occidentale.

L'application au Charbonnage de Beeringen, en veine 62, fut particulièrement intéressante à cet égard. La taille a marché pendant un an ; elle avait 235 m de longueur et était équipée de 135 éléments Westfalia. L'ouverture était comprise entre 1,10 m et 1,40 m. Le mur était extrêmement tendre et le toit constitué d'un empilage de banc minces (5 à 10 cm d'épaisseur). Des eaux venant d'une ancienne exploitation sus-jacente altéraient encore la qualité des roches.

De l'avis des ingénieurs et des surveillants, il eut été difficile d'exploiter cette taille avec le soutènement conventionnel tant les conditions de terrains étaient mauvaises. Pendant plusieurs mois, les 30 à 40 éléments inférieurs ont progressé dans un bain de schlamm. Malgré ces conditions défavorables, l'application du soutènement marchant fut un succès complet.

Charge de pose et portance.

Ces deux points ont fait l'objet de multiples discussions au cours des échanges de vues qui ont eu lieu entre les spécialistes pendant ces deux dernières années. Nous sommes de plus en plus convaincus qu'il est indispensable *de les adapter à la qualité des roches.*

Quand les roches sont de bonne qualité, on peut faire ce que l'on veut, le contrôle du toit est toujours facile sauf si le toit est trop raide et sujet à réajustements brusques.

Quand les roches sont tendres, les fortes charges de pose et les portances trop élevées sont nuisibles. Une forte charge de pose appliquée rapidement peut causer au toit des dégradations qu'une mise en charge progressive aurait évitées.

Quand on désire augmenter la réaction du soutènement aux poussées, il paraît préférable d'augmenter le nombre d'appuis que d'augmenter la portance individuelle de ces appuis.

En d'autres termes, il est préférable de disposer d'un nombre élevé d'appuis de portance modérée plutôt que de concentrer les charges sur un petit nombre d'appuis de portance très élevée.

C'est une utopie de croire qu'en utilisant des chapeaux de grande surface, on peut réduire la pression spécifique. Quand les toits sont ondulés et inégaux (comme il y en a beaucoup dans les gisements belges), on constate que le contact au toit est souvent réduit à quelques arêtes ou seulement à de faibles surfaces.

Disposition des éléments en quinconce ou en ligne.

La disposition en quinconce permet généralement d'effectuer un pas double lors de l'avancement et, à chaque ripage de l'ensemble, on ne décale qu'un élément sur deux. Dans ces conditions, lors d'un ripage, la moitié des éléments conserve la portance nominale et l'autre moitié est à la charge de pose. A ce moment, la résistance offerte par le soutènement, par mètre carré de toit découvert, ne diminue que de 16 % au lieu de 45 % en admettant que la charge de pose soit égale à la moitié de la portance nominale si celle-ci est de 30 t. Cependant, il ne faut pas oublier que, dans le soutènement en quinconce, la surface de toit à supporter est plus grande et que les surfaces en porte-à-faux en avant du soutènement sont plus larges. Dans les phases de travail autres que celles du ripage, la puissance du soutènement est réduite, car lorsque tous les éléments ont atteint leur portance nominale, on a 22 t/m^2 dans le soutènement en ligne contre seulement 19 t/m^2 dans le soutènement en quinconce.

Quand les éboulis de foudroyage ont tendance à envahir l'allée de travail, le personnel répugne à laisser le soutènement en quinconce. Il n'est d'ailleurs pas clairement établi que le foudroyage en quinconce est meilleur que le foudroyage en ligne.

Des mesures nombreuses et comparatives devront avoir lieu dans une même taille avant de porter un jugement définitif sur l'efficacité des deux architectures.

Maintien des éboulis de foudroyage.

Le maintien des éboulis de foudroyage constitue un problème difficile qui n'a pas encore reçu de solution satisfaisante. Les rideaux de caoutchouc ou de tôles ne durent jamais longtemps parce qu'ils restent accrochés sous les éboulis et constituent alors un obstacle qui entrave la progression régulière des éléments. On observe également des ruptures fréquentes des chaînes de suspension.

Longueur du pas.

Des longueurs de pas de 0,40 m à 0,50 m nous paraissent tout à fait raisonnables et favorables. Des pas plus longs sont à déconseiller dans les couches à toits friables qui ne supportent pas un large porte-à-faux sans appui.

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

Conduite.

La conduite du soutènement marchant paraît simple et on est parfois tenté de confier ce travail à des

manœuvres inexpérimentés. Nous sommes absolument convaincus que la réussite de cette nouvelle technique est liée au soin que l'on apporte à la bonne exécution de tous les détails. Le matériel doit être mis dans des mains expertes, d'hommes de confiance, très qualifiés et qui ont une bonne expérience des travaux en taille. Ce personnel doit être encadré à chaque poste par un ajusteur compétent.

Contrôle de la qualité du soutènement.

Il importe de contrôler régulièrement la portance du soutènement. En effet à l'usage, il peut y avoir des érosions ou des corrosions au siège des soupapes, des ressorts tarés peuvent s'affaiblir, des inétanchéités peuvent apparaître, des circuits hydrauliques peuvent se polluer. Il faut donc disposer de quelques bons manomètres placés à tour de rôle sur chacun des éléments de façon à déceler à temps des anomalies éventuelles. Nous estimons qu'un contrôle mensuel est suffisant quand on a affaire à du matériel éprouvé.

Causes de difficultés ou d'échecs.

1) Une fracturation exagérée du toit antérieure à l'exploitation de la couche.

Cette fracturation peut être d'origine tectonique ou due à une ou plusieurs exploitations sous-jacentes. La présence de stots, les limites d'anciennes exploitations, une orientation différente des fronts de taille dans les exploitations sous-jacentes qui créent des réseaux de fractures obliques ou perpendiculaires à celui de la taille en exploitation, tous ces facteurs peuvent créer des complications pour l'application du soutènement marchant ou la rendre impossible.

2) Un manque de stabilité du soutènement par suite de liaisons trop lâches entre les éléments.

3) L'emploi d'un type de soutènement mal adapté à l'ouverture de la couche. Quand l'ouverture de la couche est trop grande pour le type de soutènement employé, les éléments subissent des sollicitations exagérées qui les déforment et les fatiguent.

4) Un manque de qualification du personnel chargé de la conduite du soutènement.

Le personnel est insuffisamment formé ou manque de soin dans l'accomplissement de son travail ; le ripage se fait tardivement alors qu'il y a déjà place pour faire deux pas ; la pose ou l'enlèvement des rehausses ne se font pas à temps. Les fuites ne sont pas systématiquement réparées dès qu'elles sont décelées, etc...

5) L'inétanchéité des joints des étançons ou des soupapes.

Cette inétanchéité peut résulter, soit d'une mauvaise qualité des joints, soit d'une déchirure précoce des joints par suite du fonctionnement des étançons à des charges supérieures à celles prévues initialement, soit à des limites de tolérance trop larges lors de la fabrication ou de la réception des joints, soit à une érosion des sieges de soupapes due à des impuretés dans l'émulsion, soit à une ovalisation des sièges de soupape.

6) Pollution des circuits hydrauliques.

Il est recommandé d'utiliser une émulsion propre, préparée en surface pour éviter l'emploi par le personnel d'une eau corrosive ou d'une eau sale d'exhaure qui peut causer des dommages importants au matériel ou provoquer des érosions ou des dépôts sur les sièges de soupapes.

RESULTATS DES MESURES

De nombreuses campagnes de mesures ont été conduites par le personnel d'Inichar sous la direction de M. Liégeois avec le concours du personnel des charbonnages, dans différentes tailles équipées de soutènement marchant. Quatre campagnes ont encore eu lieu au cours de ces dernières semaines, mais il n'est pas encore possible de donner une synthèse complète des résultats car le dépouillement n'est pas terminé. Nous signalerons seulement un certain nombre d'observations intéressantes qui ressortent déjà du dépouillement exécuté.

Comparaison des convergences dans une taille équipée de soutènement marchant Westfalia et d'étançons hydrauliques individuels Eisenwerk Wanheim tarés à 35 t (Winterslag).

Les essais ont eu lieu en veine 20-21 de 1,35 m d'ouverture à l'étage de 735 m. Avant l'introduction du soutènement marchant, le soutènement de la taille était constitué d'étançons hydrauliques individuels Eisenwerk Wanheim tarés à 35 t. Les étançons avaient des surfaces de base de 160 cm^2 et même certains de 250 cm^2. Le contrôle du toit était considéré comme satisfaisant.

Etant donné la densité de soutenement existante, et dans le but de conserver une puissance de soutènement à peu près égale, il a été demandé à la firme Westfalia de fournir des étançons tarés à 40 t. En disposant même de ce matériel, la puissance de soutènement était théoriquement plus faible dans le soutènement marchant que dans le soutènement individuel.

Les mesures ont eu lieu du jeudi 22 juin à midi au lundi 26 juin à midi. L'avancement total du front de taille fut de 6 m environ dans les deux sections.

Nous avons porté en abscisse le temps en heure et en ordonnée la convergence cumulée dans les deux sections (3) (fig. 3).

(3) On appelle convergence cumulée, la convergence mesurée dans une bande de toit d'environ 0,60 m de largeur située, dans le cas envisagé, immédiatement derrière le convoyeur. Pour obtenir cette convergence, on opère de la façon suivante : on place une canne de convergence directement derrière le convoyeur ; quand le front a progressé de 0,60 m, on place une nouvelle canne immédiatement derrière le convoyeur. Les lectures de convergence de la première canne sont alors relayées par celles de la seconde. On opère ainsi de proche en proche pour les 6 m d'avancement. Les doubles traits horizontaux sur les courbes de convergence indiquent le relais d'une canne par la suivante.

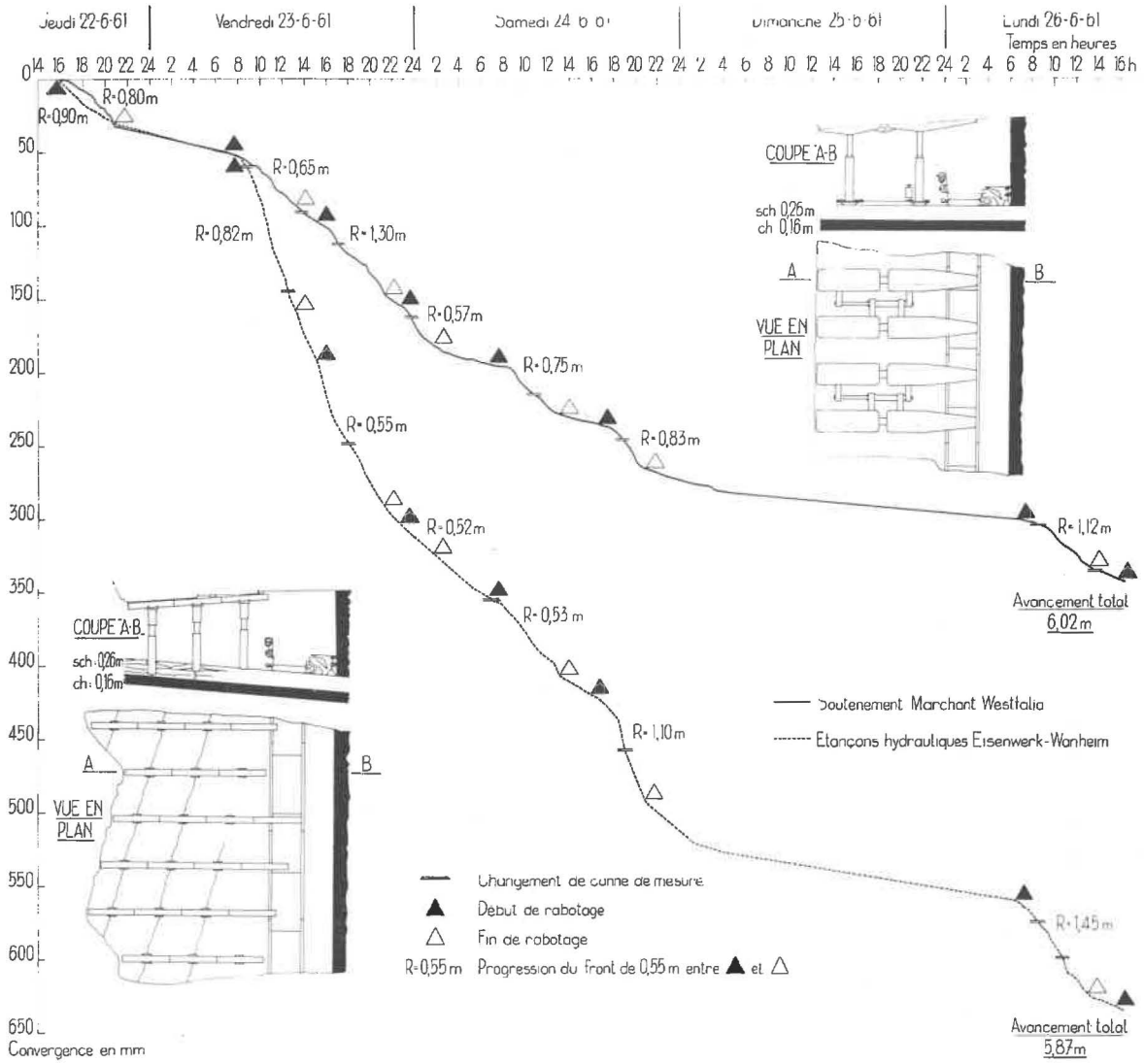


Fig. 3. — Winterslag. Veine 20-21 à 735 m.

L'examen des courbes permet les remarques suivantes.

1) La convergence est environ deux fois plus grande dans le soutènement individuel que dans le soutènement marchant. On a mesuré 635 mm d'un côté contre 343 mm de l'autre, ce qui par mètre d'avancement du front de taille donne d'un côté 10,6 cm contre 5,7 cm de l'autre.

Cette convergence supplémentaire est en grande partie due à une pénétration des étançons individuels dans le mur de la veine, alors que le soutènement marchant laisse le mur intact.

2) Les mouvements de convergence en taille sont surtout importants pendant les postes de rabotage (c'est également à ce poste que s'effectue le foudroyage). Dès que le rabotage reprend, c'est-à-dire dès que de nouvelles surfaces de toit sont mises à nu, la convergence reprend. On constate un fort ralentissement de la convergence au cours de la journée de repos du dimanche et sa reprise dès le lundi matin. Un net ralentissement s'observe déjà pendant le poste de nuit et même dans l'intervalle entre deux postes de rabotage entre 13 et 15 h. Le ralentissement est moins énergique dans le soutènement individuel parce que les étançons pénètrent dans le mur sous des charges incontrôlées.

3) Dans une même section, la vitesse de convergence est à peu près constante pendant les postes de rabotage du vendredi, samedi et lundi. Cette vitesse varie suivant le type de soutènement ; elle est plus faible dans le soutènement marchant.

4) On peut difficilement distinguer dans la convergence l'influence propre du rabotage et celle du foudroyage. Les éléments de soutènement n'ont pas été ripés d'une façon régulière, ce qui voile l'influence du foudroyage. Celle-ci est bien mise en évidence dans les figures 9, 10 et 11.

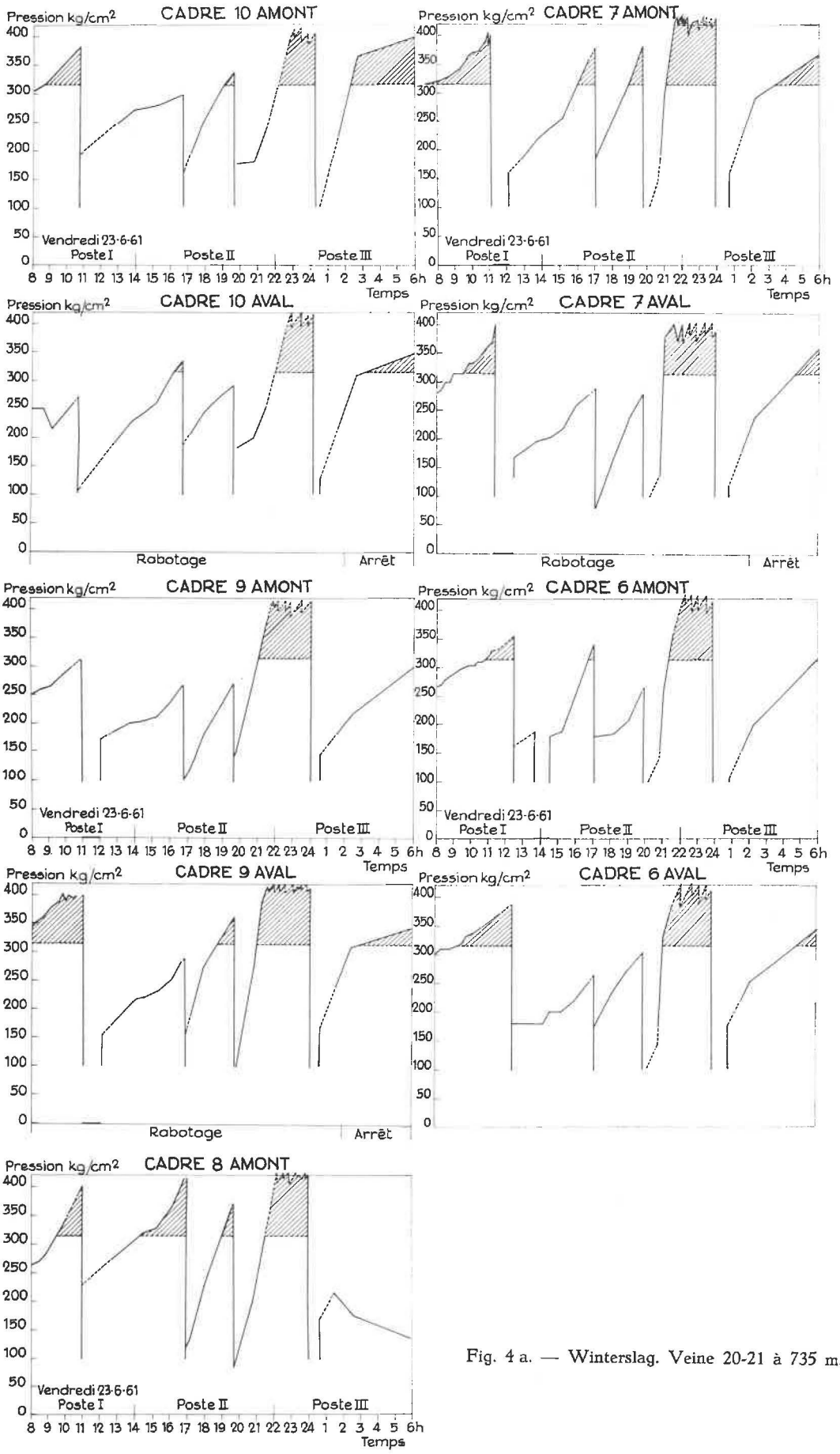


Fig. 4 a. — Winterslag. Veine 20-21 à 735 m.

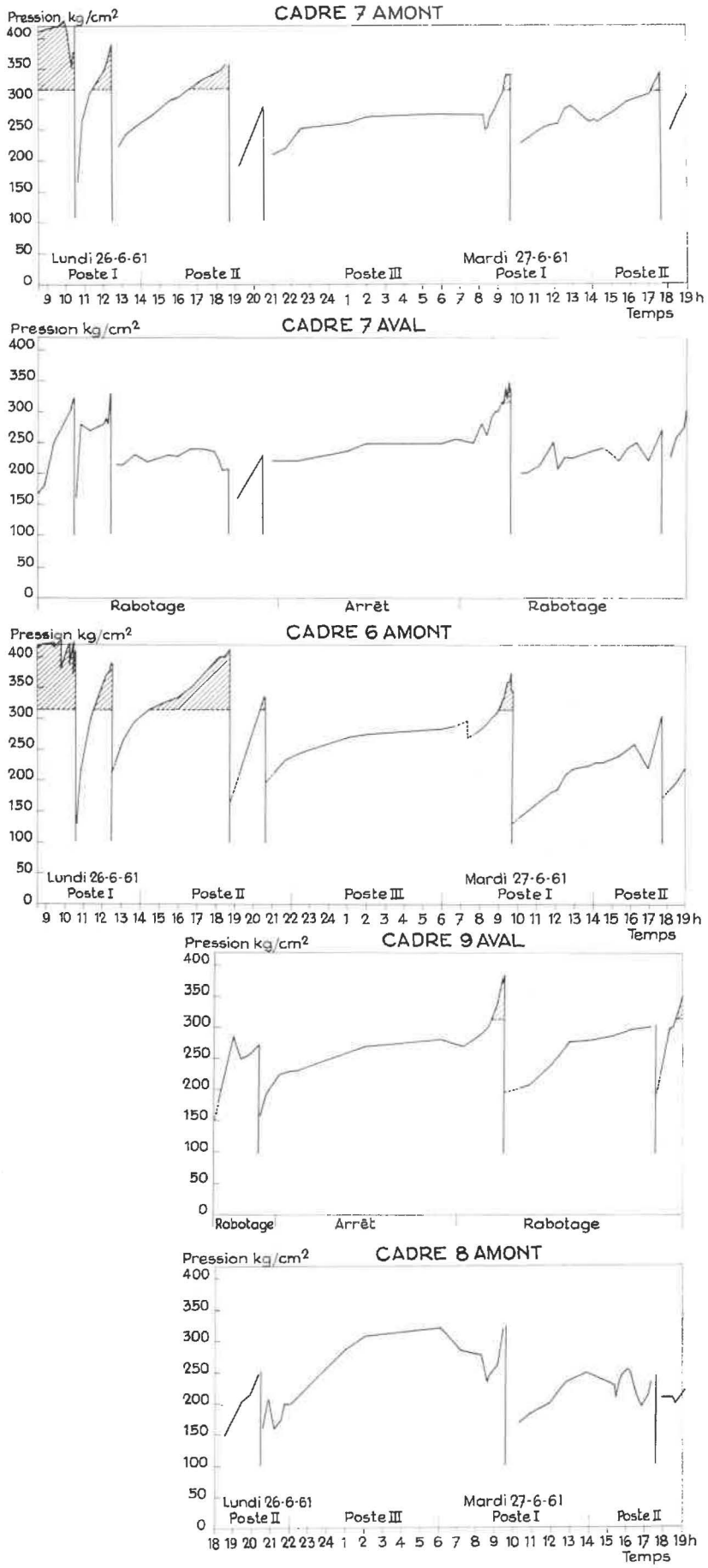


Fig. 4 b. — Winterslag. Veine 20-21 à 735 m.

Charges supportées par un ensemble d'éléments.

Les mesures de coulissements et de charges ont été effectuées pendant la même période sur 9 cadres voisins.

Les étançons Westfalia du soutènement marchant étaient tarés à 40 t. Les portions de courbe comprises entre 30 et 40 t ont été hachurées. Le rabotage s'est poursuivi pendant la nuit du vendredi au samedi jusqu'à 1 h du matin.

On remarque que (fig. 4 a et b) :

1) Les sollicitations sont assez semblables le long du front de taille. Tous les étançons des 9 cadres voisins réagissent à peu près de la même façon (fig. 4 a).

2) La portance moyenne de l'ensemble du soutènement n'a été relevée que de 6 % du fait de l'emploi d'étançons tarés à 40 t au lieu de 30 t. Ce taux a été obtenu en surfaçant les zones hachurées sur les 9 diagrammes de la figure 4 a.

Il est bon de remarquer que, pendant cette période, la distance entre le convoyeur et l'étançon avant de chaque cadre a varié entre 1 m et 1,50 m, alors que normalement cette distance ne doit être que de 0,25 m à 0,70 m. Il y avait donc un retard important dans le ripage des éléments qui a probablement entraîné une montée en charge inutile des éléments. Cette remarque est surtout valable pour le ripage qui a eu lieu au poste de nuit le vendredi 23 juin. Le rabotage s'est d'ailleurs poursuivi ce jour-là jusqu'à 1 h du matin le samedi.

3) La charge sur les différents éléments n'a pas atteint 30 t pendant le poste de nuit (poste 3) du lundi 26 juin (poste d'arrêt du travail dans la taille). La montée est lente, ce qui prouve que les bancs de toit n'exigent pas une réaction supplémentaire. A la reprise du rabotage le mardi matin, on constate une montée de la charge sur tous les éléments parce que l'appui que constitue le massif de charbon s'écarte assez rapidement du soutènement.

Evolution de la charge sur un élément entre les ripages.

Les essais ont eu lieu à Beeringen dans la taille 62. La figure 5 montre l'évolution de la charge reprise par les étançons d'un cadre, ainsi que leur coulissement au cours d'un poste de rabotage.

Le cadre examiné avait atteint sa portance nominale à la fin du poste de nuit et sa soupape de surcharge a fonctionné régulièrement dès la reprise du rabotage. Après chaque ripage, on constate que la charge des étançons remonte assez rapidement de la charge de pose (11 t) à la charge de coulissement (30 t) pour un affaissement réduit des étançons (3 à 4 mm seulement).

La figure 6 montre un diagramme analogue, relevé dans la même taille environ deux mois après.

Le cadre examiné était aussi à la portance nominale au début du poste et a coulissé d'environ 10 mm

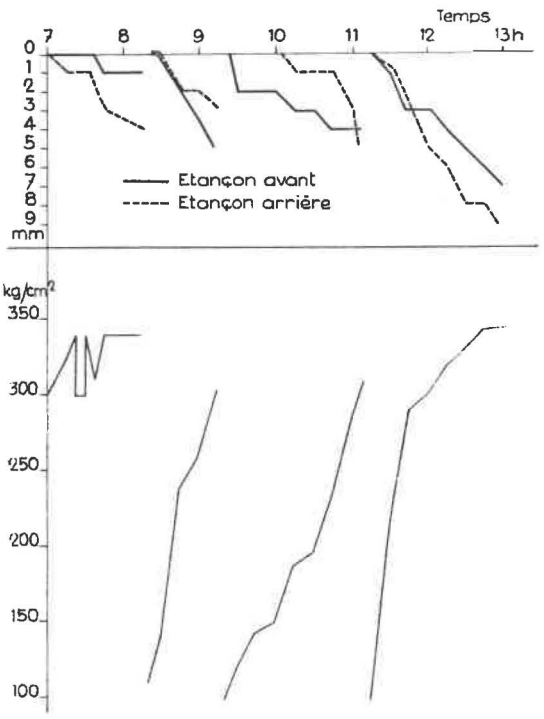


Fig. 5. — Affaissement des étançons et pression dans les fûts lors d'un poste d'abatage.
Exemple de mise en charge rapide entre deux ripages. Beeringen, couche 62, taille 1 N_2 E_1, le jeudi 10 novembre 1960, poste I. - 2e pompe, cadre n° 11, aval.

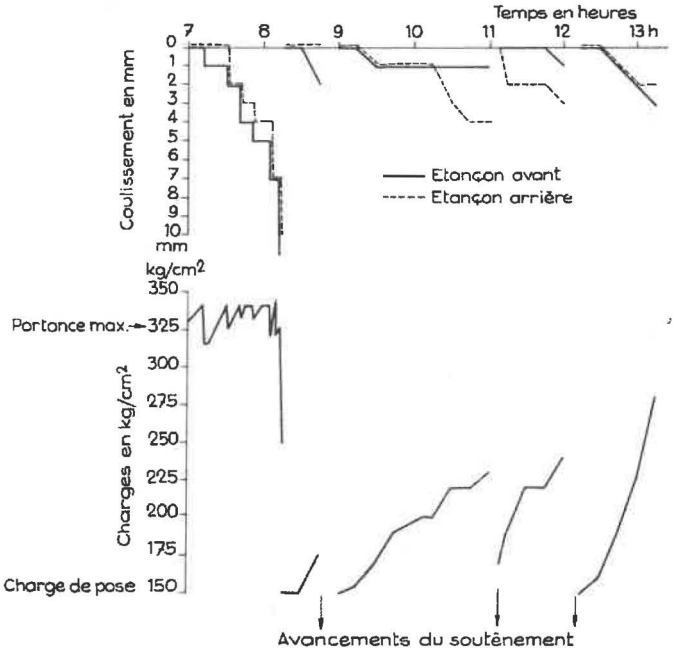


Fig. 6. — Affaissement des étançons et pression dans les fûts lors d'un poste d'abatage.
Sollicitations accélérées au début du rabotage. — Beeringen, couche 62, taille 1 N_2 E_1, le samedi 7 janvier 1961, poste III. 1re pompe, cadre 28.

en une heure et quart par fonctionnement de la soupape de surcharge. Le toit semblait peser assez fortement à en juger par les coulissements fréquents. Après ripage et foudroyage, on constate une détente

totale. En effet, malgré une charge de pose de 15 t (150 kg/cm²), les charges reprises par le soutènement au cours des ripages successifs sont faibles. Les étançons n'atteignent plus jamais leur portance nominale entre deux déplacements.

Certains considèrent ce fait comme un défaut ; pour notre part, nous le considérons comme un grand avantage.

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

Influence du foudroyage ou d'un ripage sur la convergence.

La figure 7 a pour but de montrer l'influence d'un ripage ou plutôt du foudroyage d'une bande de toit en dehors d'un poste d'abattage.

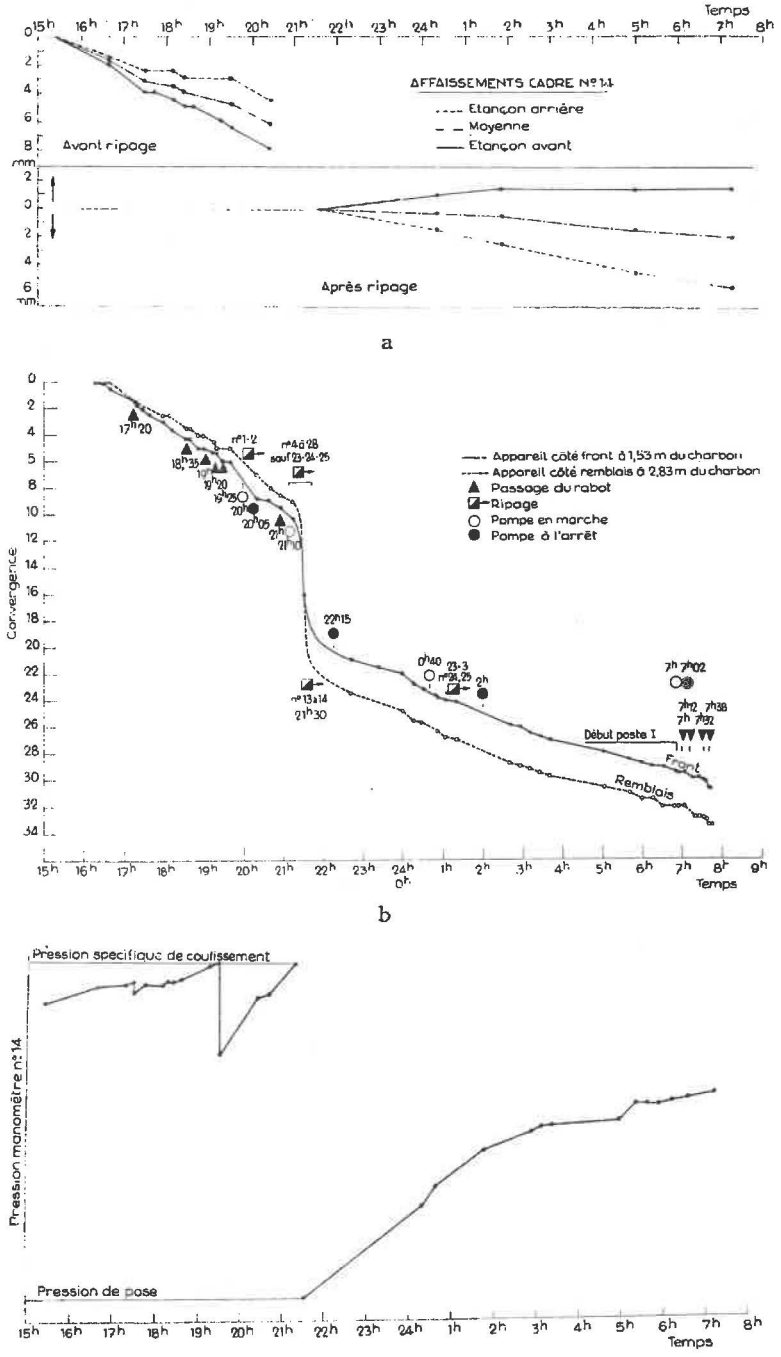


Fig. 7. — Convergences en taille.
Influence du ripage et de la distance entre le front de charbon et l'allée soutenue par cadres hydrauliques. Relations entre les convergences, l'affaissement des étançons et la pression d'émulsion dans les fûts d'étançons.

L'abattage est arrêté le mardi à 14 h et les mesures ont lieu entre le mardi 15 h et le mercredi 8 h du matin. Dès 17 h 30, les étançons ont atteint leur portance nominale. La veine travaille et des pans de charbon se détachent régulièrement du front. Aucune poussée n'est exercée sur les cylindres ripeurs et le rabot passe de temps en temps pour nettoyer l'allée.

A 21 h, il est possible d'avancer le soutènement d'un pas de 44 cm parce que le soutènement est resté un peu loin du convoyeur à la fin du poste de rabotage du matin.

Au moment du ripage, on observe un saut dans la convergence, il est de 9 mm sur la canne avant et de 13 mm sur la canne arrière. L'accélération dans la convergence s'observe déjà quand on déplace des éléments situés à une dizaine de mètres à l'aval de celui où on fait les mesures et se poursuit encore jusqu'au ripage d'éléments situés une dizaine de mètres à l'amont.

Le saut dans la convergence est dû à la perturbation apportée dans le massif de roche par suite du foudroyage d'une tranche de 0,45 m de largeur.

A mesure que la brèche de foudroyage se rapproche de la section de mesure, on constate une augmentation de la convergence qui cesse dès que les bancs de roche du bas-toit se sont foudroyés sur une distance suffisante de part et d'autre de la section de mesure.

Après foudroyage et avancement du soutènement, malgré une portance de 14 à 15 t par étançon au lieu de 30 t avant ripage, on constate un ralentissement important de la convergence.

Pendant tout le poste de nuit, la vitesse de la convergence est inférieure à celle du poste d'après-midi.

Si réellement la résistance offerte par le soutènement aux poussées était trop faible (par suite d'une charge de pose insuffisante), le toit s'affaisserait rapidement et la charge monterait très vite sur les étançons, mais tel n'est pas le cas.

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

Affaissement du toit parallèlement à lui-même.

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

Nous avons mesuré l'affaissement du toit dans la taille par nivellement de repères A, B, C, D, E, F placés au toit sur une ligne AF perpendiculaire au front de taille (fig. 8). L'intervalle de temps entre la première et la dernière lecture fut de 12 h. L'affaissement en A à la ligne de foudroyage est de 30 mm et en F contre le front de charbon de 20 mm.

Avant comme après ripage, le toit s'affaisse parallèlement à lui-même sans différence significative. Ce n'est qu'au moment du ripage de tout le soutènement que les bancs de toit descendent un peu plus à l'arrière qu'à l'avant. La charnière est localisée en avant du front de charbon dans une zone où les bancs commencent à se fracturer et à se décoller.

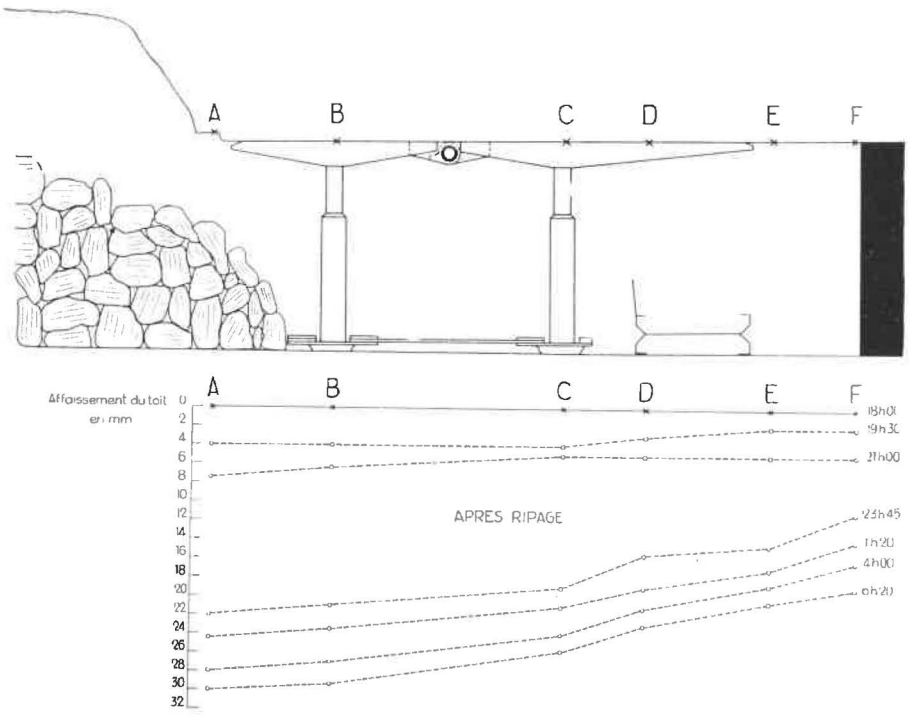


Fig. 8. — Affaissement du toit parallèlement à lui-même.
Coupe perpendiculaire au front de taille.

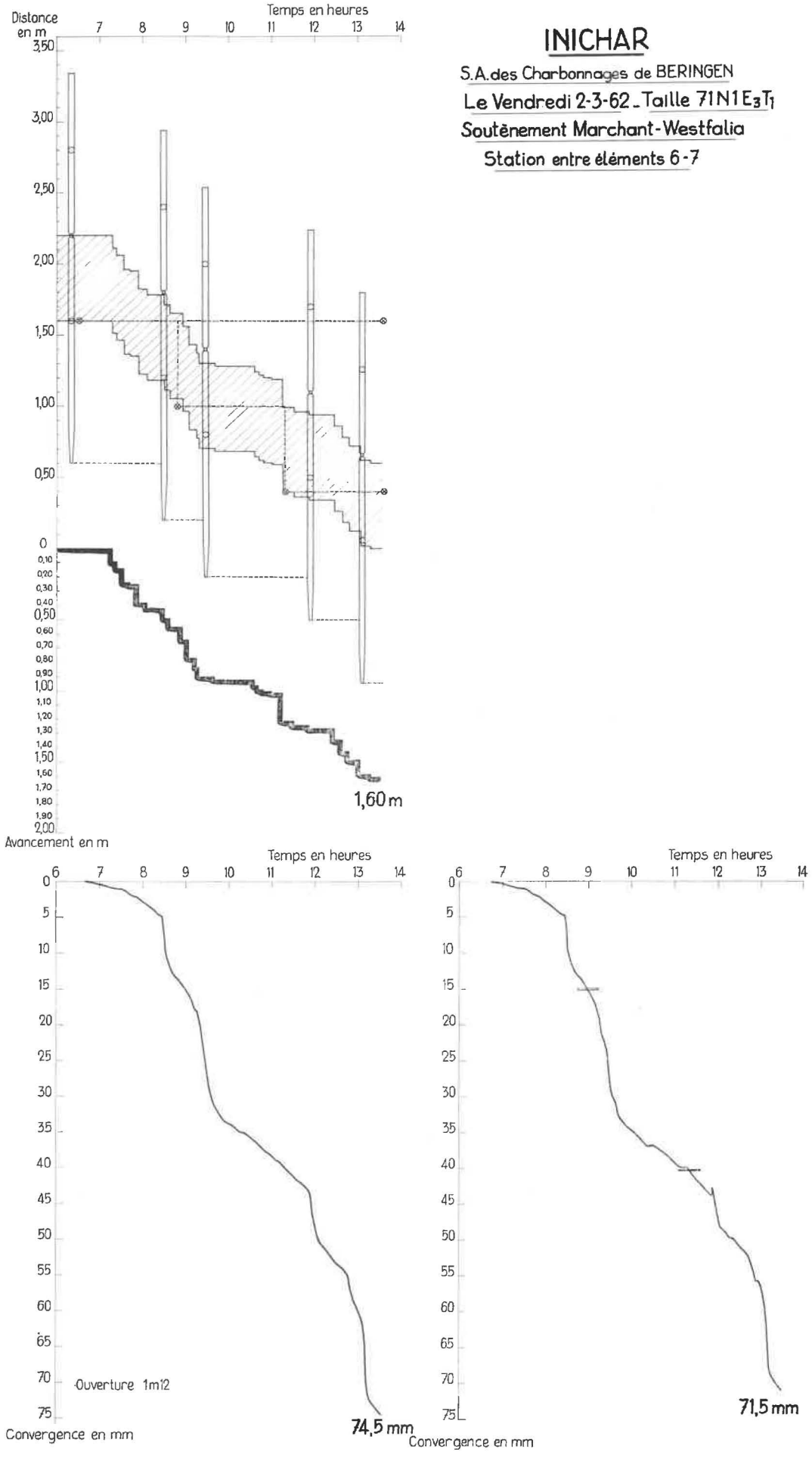

INICHAR
S.A.des Charbonnages de BERINGEN
Le Vendredi 2-3-62 - Taille 71 N1 E3 T1
Soutènement Marchant-Westfalia
Station entre éléments 6-7
Distance en m
Temps en heures
1,60 m
Avancement en m
Ouverture 1m12
74,5 mm
Convergence en mm
71,5 mm
Convergence en mm

Fig. 9.

Influence du rabotage et du ripage sur la convergence.

Sur la figure 9 à gauche, on peut suivre l'évolution du front de charbon à mesure du rabotage en fonction du temps. Entre 6 h et 14 h, l'avancement total du front de taille fut de 1,60 m. On remarque des périodes de progression rapide qui alternent avec des périodes à progression plus lente.

Au début du poste, la canne de mesure est située à côté de l'étançon avant d'un cadre (donc près du convoyeur) et, à la fin du poste, près de la ligne de foudroyage à l'arrière de ce même cadre. Les différentes positions du même cadre et de la canne sont également figurées en fonction du temps. On voit clairement que le cadre a été ripé quatre fois au cours du poste, respectivement à 8 h 30, 9 h 30, 12 h et 13 h.

La courbe de convergence montre nettement une reprise plus active de la convergence dès la mise en marche du rabot, puis quatre sauts dans la convergence qui correspondent aux quatre ripages. Entre les ripages, l'allure de la convergence est analogue à celle du début du poste, c'est-à-dire qu'elle caractérise nettement la phase de rabotage. Au cours du rabotage, la partie de toit en porte-à-faux entre le soutènement et le massif s'élargit progressivement, ce qui donne une vitesse de convergence déterminée.

On peut donc considérer trois vitesses de convergence :

1) Une phase de convergence courte et rapide qui correspond au foudroyage.

2) Une convergence de vitesse moyenne qui correspond à la phase de rabotage (le passage d'une haveuse Anderton qui découvre brusquement 0,60 m de toit donnerait une impulsion de convergence analogue à celle du foudroyage) (4).

3) Une convergence fortement ralentie qui correspond aux périodes d'arrêt du chantier (voir fig. 3 : courbe de Winterslag).

Autre observation qui démontre que l'affaissement du toit se fait parallèlement à lui-même.

Sur la même figure 9, nous avons porté à gauche la convergence d'une canne qui passe de la ligne du convoyeur à la ligne de foudroyage et à droite la convergence cumulée d'un point situé dans une bande de toit de 0,60 m de largeur qui reste toujours proche du convoyeur (donc voisin du front de charbon) (5). Pour mesurer la convergence cumulée, on a utilisé trois cannes qui se sont relayées ainsi qu'on peut le voir sur la figure. La bande hachurée montre la position relative des trois cannes par rapport au cadre de soutènement et au front de charbon tout au long du poste.

(4) B. Schwartz : « Etude des mouvements des épontes dans les exploitations minières ». Revue Industrie Minérale, mai 1960, p. 490.

(5) La convergence cumulée a été définie à la note 3.

La courbe de convergence à droite de la figure est relative à la convergence cumulée. Cette courbe a exactement la même allure que celle de gauche ; on distingue nettement les phases de rabotage et les quatre sauts dans la convergence correspondant aux ripages.

La convergence cumulée est de 71,5 mm pour 1,60 m d'avancement contre 74,5 mm pour la canne unique qui est passée de la ligne du convoyeur à la ligne de foudroyage.

Ces deux convergences sont du même ordre de grandeur ; on peut donc encore affirmer que le toit s'affaisse parallèlement à lui-même.

Influence de la longueur du pas de ripage sur la convergence.

Les mesures ont eu lieu dans la taille en veine 71 de 1,10 m à 1,15 m d'ouverture au Charbonnage de Beeringen.

Six stations de mesures ont été réparties dans deux tronçons de taille de 30 m de longueur. La figure 10 fait état des mesures faites dans les deux sections de mesures médianes.

On remarque la position du front de charbon à 6 h du matin, ainsi que la position relative de l'élément voisin de la section de mesures (représentation graphique analogue à celle de la fig. 9).

Dans le tronçon aval, les cadres ont été déplacés par pas complets de 0,44 m et dans le tronçon amont par demi-pas.

A gauche, on voit le diagramme de convergence relatif à la section de mesures où on a fait deux pas de 0,44 m et, à droite, celui de la section où on a fait quatre pas de 0,24 m. Les deux sections sont distantes de 25 m.

A gauche, on remarque deux sauts dans la convergence qui correspondent aux deux ripages et, à droite, quatre sauts qui correspondent aux quatre ripages. Au total, pour un même avancement, on constate exactement la même convergence des deux côtés (22 mm).

Les sauts sont moins grands dans la section à pas de 24 cm mais ils sont plus nombreux. Les desserrages et resserrages successifs avec charge de pose de 10 à 12 t seulement n'ont pas eu d'effets nuisibles sur la tenue du toit et sur la convergence. L'ampleur du saut dans une même veine semble plutôt due aux dimensions du massif de roche mis en branle lors du foudroyage. Quand le pas est court, le saut est faible ; quand le pas est plus grand, le saut est plus important.

Cela ne veut pas dire qu'il faut travailler à tout petits pas car ce mode de progression demande beaucoup plus de travail et donc de personnel. Nous estimons cependant que des pas de 45 à 50 cm sont tout à fait raisonnables. Dans la taille considérée, un seul homme contrôlait aisément 56 m de front de taille pour un avancement de 1,80 m en un poste (c'est-à-dire quatre ripages).

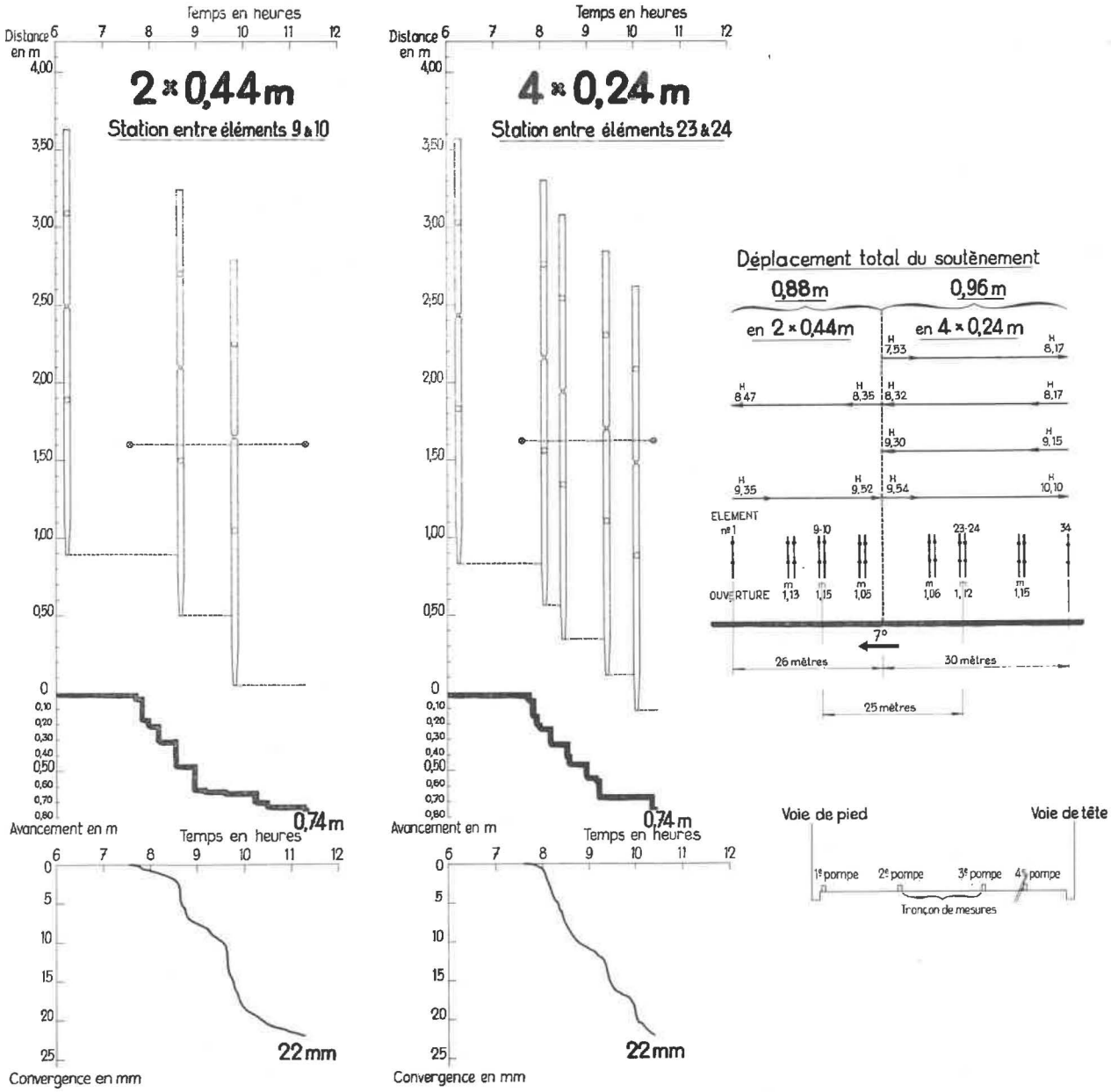


Fig. 10. — S.A. des Charbonnages de Beringen.
Le jeudi 1-3-62 — Taille 71 N 1 E_3 T_1.
Soutènement marchant Westfalia.

Remontée du toit lors des ripages.

Au cours des campagnes de mesures, plusieurs observateurs ont constaté une remontée du toit lors des ripages.

Les cannes de convergence sont placées le plus près possible du convoyeur, c'est-à-dire environ 40 cm en avant de la première file d'étançons et à environ 60 cm du bout des bêles (fig. 11). Les mesures

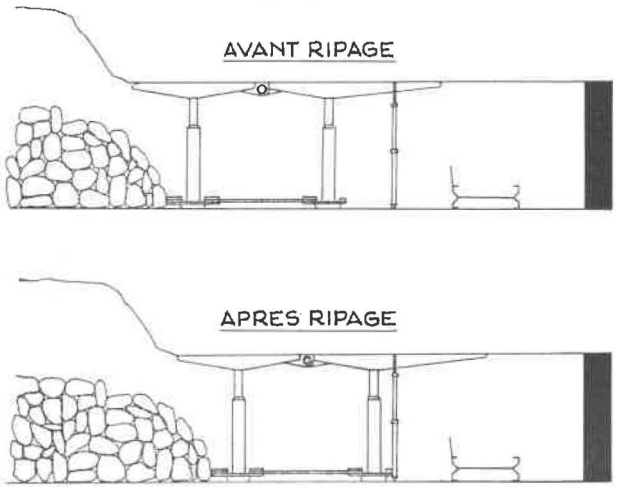


Fig. 11. — S.A. des Charbonnages de Beringen.
Le vendredi 2-3-62 — Taille 71 N 1 E_3 T_1.
Soutènement marchant Westfalia entre éléments 26 et 27.
Situation au moment du 3e ripage.

sont donc relatives à la bande de toit comprise entre le front de charbon et le soutènement, c'est-à-dire dans une zone qui n'a pas encore subi les effets des compressions et décompressions successives.

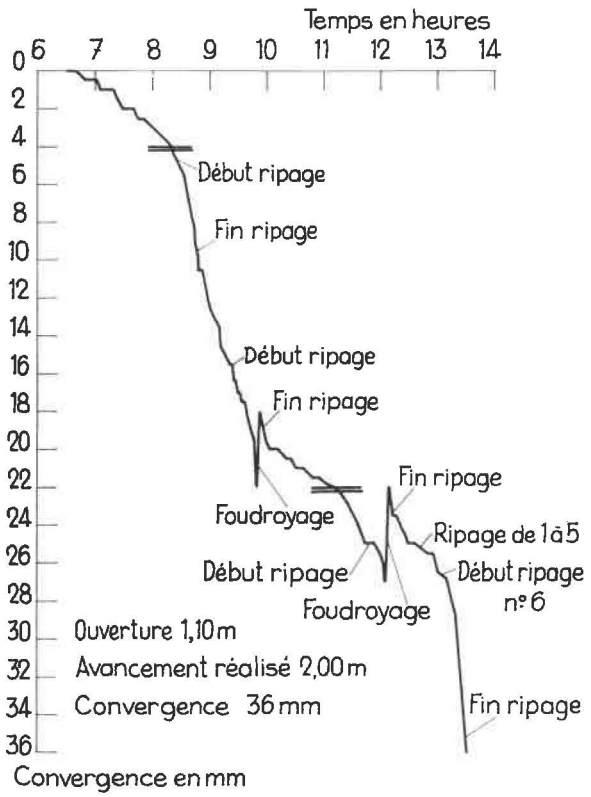


Fig. 12. — S.A. des Charbonnages de Beringen.
Le vendredi 2-3-62 — Taille 71 N 1 E_3 T_1.
Soutènement marchant Westfalia entre éléments 26 et 27.

Lors du ripage des éléments situés à quelques mètres de la station de mesures, on constate comme d'habitude une accélération de la convergence (fig. 12). En resserrant l'élément voisin de la section de mesures après ripage, on relève le toit de 4 à 5 mm. Or, avant ripage, l'élément portait 28 t par étançon ; lors du ripage et avec une charge de pose de 12 t, il relève le toit dans une zone qui n'avait pas encore été affectée par le soutènement. Ceci prouve bien qu'il y a déjà des décollements de bancs en avant du front. Il est intéressant de constater que c'est dans cette section où l'on a observé des relèvements de toit que la convergence totale est la plus faible (36 mm seulement contre 56 et 75 mm dans les autres).

Dans des circonstances analogues, on doit admettre que des charges de pose trop élevées risquent de soumettre le toit à des flexions alternées nuisibles à sa bonne cohésion. Ceci confirme donc bien ce qu'avait déjà dit M. Adcock à la 9me Session de la Commission de la Technique Minière de la C.E.C.A. en novembre 1958 :

« Dans la plupart des tailles, un décollement des bancs peut déjà se produire avant la pose du soutènement et la mise en place brusque d'un soutènement à haute pression disloque le bas-toit, rompt la progressivité de la convergence et provoque des cassures ».

CONCLUSIONS

Depuis deux ans, plusieurs tailles ont marché pendant des périodes de 8 à 16 mois consécutifs, aussi bien dans le bassin de Campine que dans le Borinage. Ces tailles n'ont jamais chômé un seul jour par suite d'une défectuosité grave au soutènement marchant.

Dans une même société, au cours d'une période de 2 ans, le soutènement marchant a fonctionné avec succès dans six tailles ouvertes dans cinq couches différentes qui constituent ensemble une réserve très importante du gisement actuellement en exploitation. Les ouvertures ont varié de 0,90 m à 1,60 m.

Pour l'ensemble de la Belgique, il y eut certes des échecs et des difficultés ; il y a encore de nombreuses mises au point à faire surtout dans les gisements inclinés, d'une part, et dans les couches de très petite et de grande ouvertures en plateures, d'autre part.

Mais à condition de bien choisir le chantier, de bien former le personnel et de travailler soigneusement, le soutènement marchant est susceptible d'applications fructueuses et rentables, car il a parfaitement réussi là où d'autres ont échoué.

Les résultats positifs obtenus dans certains chantiers très difficiles permettent d'envisager son avenir avec confiance.

Le soutènement marchant Westfalia au Charbonnage de Beeringen

par G. GODDEERIS,

Ingénieur Divisionnaire.

SAMENVATTING

De schrijdende ondersteuning Westfalia werd in 1960 gedurende 6 maanden op proef gesteld in twee lagen : de 62 en de 68.

In september 1960 werd een volledige pijler in laag 62 er mee uitgerust.

Wij geven de samenvatting van onze bevindingen in deze pijler die gedurende 12 maanden heeft gelopen met een gemiddeld aantal van 115 elementen.

Onderhoudskosten van het materiaal gedurende de periode dat de pijler in bedrijf is geweest :

Totaal : 863.000 F + 315.000 F aan lonen voor de bankwerkers (lasten inbegrepen)

Kappen	*nihil*
Stijlen	*180.000 F*
Basisramen	*64.000 F*
Slangen	*345.000 F*
Verscheidene	*65.000 F*
Pompen	*94.000 F*
Emulsie	*115.000 F*
	863.000 F

Geen enkele stijl onderging een blijvende vervorming. Het is echter nodig het draagvermogen van de stijlen regelmatig te controleren door middel van een registrerende manometer. Het onderhoud van de basisplaten bestaat vooral in het vervangen van de veerbladen.

De slangen zijn kwetsbaar en kosten zeer duur. De pompen zullen veel minder te lijden hebben bij het type 1961 (geen langdurige kortsluitingen meer).

Wij gebruikten gemiddeld 370 liter emulsie per gewerkte dag.

Revisie van het materiaal op de bovengrond.

Totale uitgaven	*672.000 F*

RESUME

Le soutènement marchant Westfalia a été essayé en 1960 pendant 6 mois dans 2 veines : la 62 et la 68.

En septembre 1960, une taille complète a été équipée en couche 62.

Nous résumons notre expérience dans cette taille qui a marché pendant 12 mois avec 115 éléments en moyenne.

Entretien du matériel pendant la marche du chantier :

Total : 863.000 F + 315.000 F de salaires ajusteurs (y compris charges)

Bêles	*néant*
Etançons	*180.000 F*
Châssis de base	*64.000 F*
Flexibles	*345.000 F*
Divers	*65.000 F*
Pompes	*94.000 F*
Emulsion	*115.000 F*
	863.000 F

Il n'y a eu aucun étançon réformé. Cependant, il faut contrôler régulièrement la charge des étançons par un manomètre enregistreur. L'entretien des châssis de base consiste surtout en remplacement de lames de ressort.

Les flexibles sont vulnérables et coûtent très cher. Les pompes souffriront beaucoup moins avec le type de soutènement 1961 (plus de court-circuit prolongé).

Nous avons consommé en moyenne 370 litres d'émulsion par jour ouvré.

Revision du matériel à la surface.

Total des dépenses	*632.000 F*

Wegens de moeilijke omstandigheden waarin het materiaal heeft moeten werken heeft men het in het werkhuis van de mijn geheel gedemonteerd.

Kappen: Lichte vervorming. Ze werden in koude toestand recht gemaakt en herschilderd . 88.000 F

Stijlen : Al de kleppenkasten en ook de stijlen zelf werden gedemonteerd . . . . . 183.000 F

Basisramen : bijna al de veerbladen waren lichtjes verwrongen en werden in koude toestand recht gemaakt. De voetplaten van de stijlen werden verwarmd en in hun oorspronkelijke vorm teruggebracht om er de sporen van de stijlen uit te verwijderen. Slechts vier zuigerstangen van omdrukcylinders waren geplooid.

Onkosten	233.000 F
Verscheidene	37.000 F
Pompen	32.000 F
Slangen	52.000 F

De onderhouds- en herstellingskosten bereiken aldus 18 % van het geïnvesteerde kapitaal (ondergrondse bankwerkers en emulsie niet inbegrepen).

Rentabiliteit : *Uit een doorgedreven studie van de rentabiliteit blijkt dat de meeruitgaven kunnen worden teruggewonnen in anderhalf jaar ongeveer.*

Toepasselijkheid : *Op veel bredere schaal dan aanvankelijk werd gemeend (zoals bij de schaven het geval is geweest) op voorwaarde dat de afzetting niet van tevoren is ondermijnd geworden. Men moet een oplossing vinden voor de toepassing in pijlers met blaasvulling.*

In januari 1962 zullen de pijlers voorzien van schrijdende ondersteuning 22,5 % van de globale produktie vertegenwoordigen.

Etant donné les conditions difficiles dans lesquelles le matériel avait travaillé, tout a été démonté dans l'atelier du charbonnage.

Bêles : Légère déformation. Redressement à froid et peinture . . . . . 88.000 F

Etançons : Tous les blocs valves ont été démontés ainsi que les étançons mêmes . . . 183.000 F

Châssis de base : Presque toutes les lames de ressort étaient légèrement tordues et ont été redressées à froid. Les plaques de base des étançons ont été chauffées et redressées pour éliminer les empreintes des étançons. Seulement 6 tiges de cylindres de ripage ont été courbées.

Frais	233.000 F
Divers	37.000 F
Pompes	32.000 F
Flexibles	52.000 F

Les frais d'entretien et de réparation s'élèvent à 18 % du capital investi (sans ajusteurs du fond et sans émulsion).

Rentabilité : *Suit un calcul détaillé de la rentabilité, la dépense supplémentaire peut être regagnée en plus ou moins 1 an et demi.*

Champ d'application : *Beaucoup plus vaste qu'initialement prévu (comme avec les rabots) à condition de ne pas sous-caver la couche. Il faut trouver une solution pour l'application avec remblai pneumatique.*

En janvier 1963, 22,5 % de la production totale seront réalisés par le soutènement marchant.

ZUSAMMENFASSUNG

Der schreitende Ausbau der Bauart Westfalia wurde im Jahre 1960 in den Flözen 62 und 68 für die Dauer von 6 Monaten probeweise eingesetzt. Im September 1960 wurde dann in Flöz 62 ein vollständiger Streb damit ausgestattet. Er lief 12 Monate lang mit durchschnittlich 115 Gespannen und lieferte die folgenden Erfahrungswerte.

Wartung und Unterhaltung der schreitenden Strebausrüstung unter Tage.

Insgesamt	863 000 bfrs
Löhne für Schlosser und Richtmeister	315 000 bfrs
Im Einzelnen	
Kappen	nichts
Stempel	180 000 bfrs
Bodenlager	64 000 bfrs
Schläuche	345 000 bfrs
Verschiedenes	65 000 bfrs
Pumpen	94 000 bfrs
Druckflüssigkeit (emulgiert)	115 000 bfrs
	863 000 bfrs

SUMMARY

The Westfalia powered support was tried out for six months in 1960 in two seams : n°s 62 and 68.

In Septembre 1960, a complete face was equipped in seam 62.

The following is a summary of our experiment in this face, which lasted 12 months with an average of 115 units.

Maintenance of the material during the advance of the working place :

Total : 863,000 francs + 315,000 francs for fitters' wages (including allowances)

Roof bars	nil
Props	180,000 francs
Underframes	64,000 francs
Hoses	345,000 francs
Miscellaneous	65,000 francs
Pumps	94,000 francs
Emulsion	115,000 francs
	863,000 francs

Es gab nicht einen einzigen verformten Stempel. Jedoch erwies es sich als nötig, die Lastaufnahme der Stempel regelmässig mit Manometern zu überwachen. An den Bodenlagern beschränkte sich die Wartung hauptsächlich auf den Ersatz von Federblättern. Die Schläuche sind leicht verletzbar und sehr teuer. An den Pumpen verringern sich die Schäden erheblich beim Uebergang auf den Ausbau der Bauart 1961, welche keinen lang andauernden Kurzschluss mehr zulässt. Der Verbrauch an emulgierter Druckflüssigkeit betrug bei uns 370 Liter je Arbeitstag.

Wartung des Materials über Tage.

Insgesamt . . . . . 632 000 bfrs

Wenn Geräte und Zubehör in der Grube unter schwierigen Verhältnissen eingesetzt waren, wurden sie in Tageswerkstätten vollständig demontiert.

Kappen : bei leichter Verformung Kaltrichten und Anstrich . . . . . 88 000 bfrs

Stempel : alle Ventilblöcke und die Stempel selbst zerlegt und geprüft . . . . . 183 000 bfrs

Bodenlager : fast alle Federblätter wurden wegen leichter Verwindungen kalt nachgerichtet.

Stempelfussplatten : Stanzverformungen durch zu starken Stempeldruck wurden unter Erhitzen nachgerichtet.

Rückzylinder : nur 6 Kolbenstangen waren verbogen.

Kosten	*233 000 bfrs*
Verschiedenes	*37 000 bfrs*
Pumpen	*32 000 bfrs*
Schläuche	*52 000 bfrs*

Ohne die Untertageschlosser und die Aufwendungen für Druckflüssigkeit belaufen sich die Wartungskosten auf 18 % des eingesetzten Anschaffungskapitals.

Rentabilität : *Auf Grund einer Wirtschaftlichkeitsberechnung im Einzelnen ergibt sich, dass der Mehraufwand etwa in 1,5 Jahren getilgt werden kann.*

Anwendungsbereich : Weit grösser als anfangs vorgesehen, wie z. B. mit den Hobeln. Unterbaute Flöze sind für schreitenden Ausbau nicht geeignet. Eine Verbindung mit Blasversatz ist sehr erwünscht.

Nach dem voraussichtlichen Stande von Januar 1963 werden bei uns 22,5 % der Gesamtförderung aus schreitend ausgebauten Betrieben kommen.

No prop was rejected. However, the load of the props has to be controlled regularly by a recording pressure-gauge. The maintenance of the underframes consists mainly of replacing the spring plates.

The hoses are vulnerable and very expensive. The pumps will suffer much less with the 1961 type of support (no prolonged short circuit).

An average of 370 litres of emulsion was used per working day.

Overhauling of the material at the surface.

Total costs . . . . . 632,000 francs

In view of the difficult conditions in which the material had worked, everything was dismantled in the colliery workshop.

Roof bars : Slight deformation. Cold straightening and painting . . . . . 88.000 francs

Props : All the block valves were dismantled as well as the props themselves . . . 183,000 francs

Underframes : Nearly all the spring plates were slightly twisted and were cold straightened.

The foot-plates of the props were heated and straightened to remove the imprints of the props. Only 6 ram cylinder rods were bent.

Costs	*233,000 francs*
Miscellaneous	*37,000 francs*
Pumps	*32,000 francs*
Hoses	*52,000 francs*

The maintenance and repairs costs amounted to 18 % of the capital invested (without underground fitters and without emulsion).

Profitability : *There then follows a detailed calculation of the profitability ; the extra expense can be recuperated in about 1 year and a half.*

Fields of service : *Much wider than originally foreseen (as in the case with ploughs) on condition that there is no under-cutting of the seam. A solution must be found for use with pneumatic stowing.*

By January 1963, 22.5 % of the total output will be produced with the powered support.

Le choix du soutènement marchant Westfalia au Charbonnage de Beeringen n'est pas le résultat de longues investigations.

En décembre 1959, nous avions vu une taille à Friedrich-Heinrich équipée de ce matériel, qui nous paraissait souple et très maniable. Deux mois plus tard, le constructeur pouvait déjà mettre à notre disposition 25 éléments d'essai avec lesquels nous avons expérimenté, pendant 6 mois, dans 2 veines différentes.

La Journée du Soutènement marchant organisé par Inichar le 20 février 1961 nous a permis de parler de ces essais et des premiers résultats obtenus dans la taille 1 de la veine 62 au Nord 2 - Est 1, qui était équipée complètement de ce nouveau matériel.

Cet article expose plus en détail les résultats et l'expérience acquise dans ce chantier difficile, qui a marché pendant 12 mois.

Rappelons brièvement ses caractéristiques (fig. 1, 2 et 3).

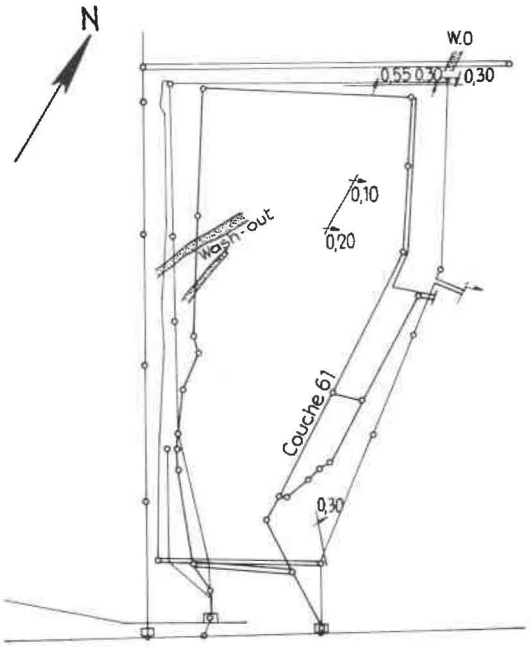


Fig. 1. — Couche 61 N.2 E.1, taille 1.

Fig. 2. — Voie de base de la taille 1 en veine 62 N.2 E.1 à 25 m du front.

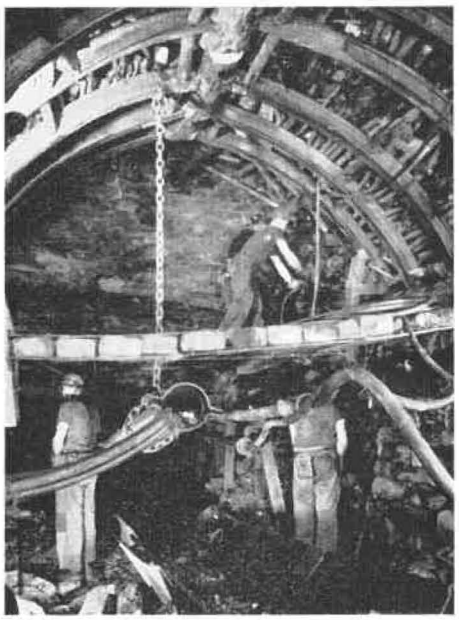


Fig. 3. — Front de la voie de base de la taille 1 en veine 62 N.2 E.1.

La couche 62 fait partie du faisceau de Genck, comprenant entre autres :

	ouverture
— la 59	0,80 m
— la 61	0,70 à 1 m
— la 62 en question, située 12 m sous la 61	1,13 m
— la 63/64	2,17 m

Le chantier était limité à l'amont par de vieux travaux datant de 1952-1953 et à l'aval par une faille importante de 120 m de rejet, oblique par rapport au front de taille et surplombant la voie de pied ; les circonstances entraînaient une tenue difficile de la galerie au point de nous obliger à renforcer le soutènement Moll par un boisage anglé.

Une autre cause de difficultés trouvait son origine dans l'exploitation de la veine 61. A l'époque nous avions créé, en cette couche, une basse-taille avec voie d'entrée d'air en Moll très humide.

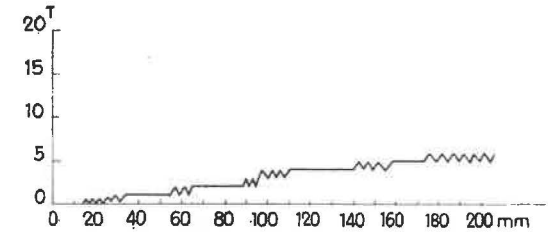
Les cassures produites par la taille en couche 62 provoquaient de façon intermittente des suintements à front. Cette eau détruisait le faux-mur de 25 à 35 cm. Plus tard, les infiltrations d'eau provenaient de la voie de base de la couche 61.

Pendant quelques mois, le faux-mur a été plus résistant, sans pouvoir éliminer la pénétration des plaques de base de 700 m² de surface (fig. 4).

— Longueur de chassage 410 m
— Surface déhouillée par soutènement marchant :
1°) (217 + 110)/2 × 260 = 42.380 m²
2°) (217 + 224)/2 × 150 = 33.000 m²

Total : 75.380 m²

— Journées de marche 230
— Avancement moyen 405 : 230 = 1,76 m
— Eléments de soutènement marchant en service :
au début 75
à la fin 130
— Longueur moyenne en soutènement marchant :
75.380 m² : 410 = 185 m
ou 185 : 1,6 = 115 éléments



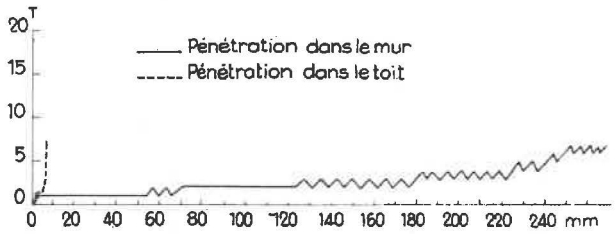


Fig. 4. — Poinçonnage du mur.
Au dessus : Endroit : 15 m du pied de taille
Allée : à 2 40 m du front
Tête : Dowty section 638 cm²
Pied : Schwarz 13 x 13 cm²
Pied : Schwarz 13 x 13 cm² = 169 cm²
Essai fait sur mur mouillé
Au-dessous : Endroit : 8 m du pied de taille
Allée : à 3 m du front
Tête : Dowty section 638 cm²
Pied : Schwarz 13 x 13 cm² = 169 cm²
Essai fait sur mur mouillé

La réparation et l'entretien se rapportent donc à 115 éléments avec une durée de service de 12 mois (tableau I).

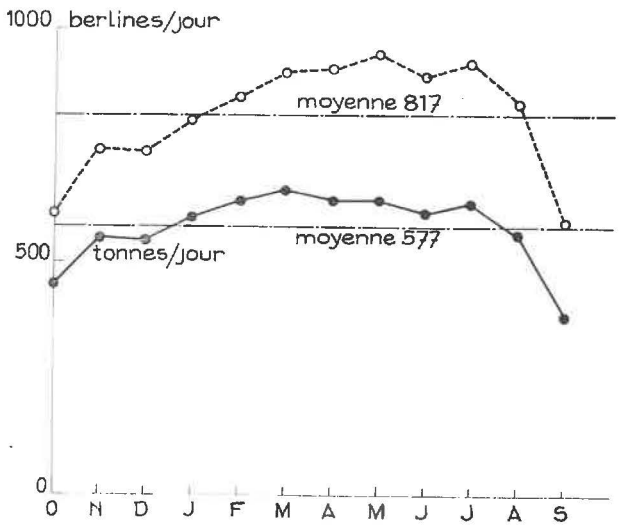


Fig. 5. — Production moyenne journalière (berlines - tonnes)

La figure 5 est relative à la production moyenne journalière .

TABLEAU I.

Indices moyens de la couche 62 N. 2 E. 1 T. 1.

Surveillance	2.355	1,25
Abatage	6 712	3,57
Ouverture galerie	4 563	2,43
Travaux spéciaux	20	0,01
Manœuvres taille	2.440	1,30
Manutention matériel	2 774	1,48
Contrôle du toit	2 102	1,12
Transport	4.249	2,26
Entretien	2.057	1,09
Divers	548	0,29
Totaux	27.820	14,80
Berlines de charb.	187.901	

ORGANISATION DU CHANTIER

Poste 1 :
— abatage au rabot,
— attelage des niches,
— voie de tête :
forage des mines,
pose des piles,
tir entre les postes,
— voie de pied : rien.

Poste 2 :
— complément d'abatage au rabot,
— attelage des niches,
— voie de tête :
pose du cadre,
remblai + évacuation des pierres,
— voie de pied : pose du cadre.

Poste 3 :
— injection d'eau en veine, parfois tir à l'explosif,
— voie de tête : continuer l'évacuation des pierres,
— voie de pied :
pose des piles,
forage des mines,
tir + pose de 2 bêles.

ENTRETIEN DU SOUTENEMENT MARCHANT WESTFALIA PENDANT LA MARCHE D'UN CHANTIER REVISION DU SOUTENEMENT A LA FIN DE LA CAMPAGNE

TABLEAU II.

Entretien du soutènement marchant Westfalia. Frais par élément et par an.

	FB	%
Bêles	656	5,8
Etançons	2.965	26,1
Châssis de base	2.353	20,7
Flexibles	3.400	29,9
Divers	887	7,8
Pompes	1.106	9,7
ou 18 % du prix d'achat	11.367	100 %

Il y a eu pour 863.282 F de dépenses en 12 mois pour l'entretien au chantier (sans ajusteurs) et 632.033 F de dépenses pour la révision à la surface.

Presque 1.500.000 F ont donc été absorbés par :

1°) l'entretien des bêles,
2°) l'entretien des étançons,
3°) l'entretien des châssis de base,
4°) la consommation de flexibles,
5°) les divers,
6°) l'entretien des pompes,
7°) les ajusteurs du fond,
8°) l'émulsion.

1) Entretien des bêles.

Il n'y a eu pratiquement aucune dépense pendant la durée du chantier. Cependant, à la fin de la campagne, toutes les bêles étaient légèrement déformées, sans que cela ait eu une influence notable sur le contrôle du toit. On a constaté que la bêle arrière avait le plus souffert et le raidisseur au milieu est maintenant renforcé.

La révision à la surface a coûté :

— peinture diverse et goupilles	24.359 F
— salaires pour : redressement, sablage peinture	64.218 F
— *Total :*	88.577 F

Nous devons tenir compte de 135 éléments, puisque tout a été revisé, donc par élément 88.577 : 135 = 656 F.

Nous ne repeindrons plus les bêles après une seconde campagne, ce qui réduira fortement les frais d'entretien.

Voici, en effet, la répartition des heures de travail :

— Manutention	31
— Redressement	198
— Soudure	20
— Sablage	422
— Peinture	120
— *Total*	791 heures.

La peinture des bêles a donc coûté en salaires :

$(4.22 + 120)/791 \times 64.218 = 44.165$ F

Coût par élément (sans peinture des bêles) par an :

(± 3.000 F (goupilles) + 20.000 F)/135 = 170 F

2) Entretien des étançons.

L'entretien des étançons pendant les 12 mois de marche a coûté 179.078 F (sans salaires des ajusteurs du fond).

— Pour toute la campagne, nous avons remplacé 652 joints en hydrofit, soit (A noter que tous les o-rings noirs ont été systématiquement remplacés par des jaunes.	20.615 F
— 262 bagues-racleurs V_k V_4 935	19.279 F
— 17 mandrins de soupape	13.906 F
— 90 raccords à visser (pour changements de siège)	12.929 F
— 90 cônes de soupape (suite au précédent) (005/16: b/4)	7.215 F
— 6 robinets Argus	10.038 F
— 35 nipples NW16E 005/161 b/rep. 12	2.695 F
— 23 nipples NW25E 005/161 b/rep. 11	2.553 F
— 8 nipples NW13E 005/161 b/rep. 14	600 F
— 27 soupapes réparées	2.940 F
— 99 o-rings de 29,2 × 3	1.150 F
— Salaires à la surface	48.440 F
— *Total*	142.360 F

20.000 F de pièces de rechange + 20.000 F de salaires à la surface incombent aux perfectionnements apportés aux soupapes. Par contre, les frais de remplacement de soupapes de surcharge augmenteront ; nous pouvons donc garder le montant total de 180.000 F pour 115 éléments d'une durée de service de 1 an, d'où :

180.000 : 115 ± 1.565 F par élément/an.

Comportement des étançons pendant la marche du chantier.

Nous n'avons eu aucun étançon réformé. Nous estimons cependant qu'il est nécessaire de contrôler régulièrement la charge des étançons par un manomètre enregistreur dans chaque groupe de 30 éléments. Il est déplacé tous les jours.

Au début de chaque poste d'abatage, l'abatteur vérifie si les cadres ne sont pas décollés du toit. 0 à 3 % des cadres le sont, sans pour cela être affaissés totalement.

Les fûts intérieurs de ces cadres remontent quand on remet la pression sur les pompes. Quelle en est la raison ? Plusieurs explications sont possibles :

1°) Poinçonnage du mur autour de la plaque de base, qui fait descendre la charge jusqu'en dessous de la pression de pose.

2°) Les éléments ont été mis à une pression de pose correspondant à une pression d'air comprimé donnée. Au début d'un poste, celle-ci est supérieure à celle du milieu ou de la fin du poste.

L'augmentation de la portance d'un cadre peut être inférieure à la différence des 2 charges de pose.

3°) Des pierres au-dessus des bêles (qui doivent être enlevées, mais qui ne le sont pas toujours) peuvent s'écraser sous l'augmentation de la charge et faire tomber la pression.

4°) Nous avons souvent remarqué que la pression dans l'étançon ne se maintient pas quand on décomprime lentement le circuit hydraulique. La

soupape de pose n'est donc pas toujours étanche dans ces cas-là.

Cela arrive certainement au chantier à la fin ou pendant les postes d'abatage, quand on coupe l'air comprimé à la pompe sans opérer une décompression brusque dans les flexibles de 13 mm.

Ce défaut disparaît totalement quand on coupe simultanément l'air comprimé et la pression dans la canalisation haute-pression. Dans les nouvelles pompes de Westfalia, cela est réalisé automatiquement (pour d'autres raisons encore). A Beeringen, on se sert maintenant du levier de ripage le plus proche..

Nous avons dû recourir fréquemment aux pots d'allonge. Ceux-ci serraient trop fort et n'offraient pas une bonne prise pour les soulever. Un simple trou de 23 mm pour aiguille de piqueur et une diminution de diamètre de 0,5 mm solutionnent cette difficulté.

Révision après la fin de la taille.

Après enlèvement du bloc-valve, on démonte les étançons. Le fût intérieur est chassé du cylindre à l'aide d'une pompe à main, qui marche avec émulsion ; cette dernière est recueillie dans un réservoir et remployée chaque fois. Les fûts extérieur et intérieur sont nettoyés dans un bain de savon à 90°. Le premier est nettoyé intérieurement par une brosse pneumatique et rempli d'un dissolvant (Caramba, décaltou). De nouveau un bain de savon ; ensuite enduire de MoS_2 (molylub).

Au remontage, on apporte une certaine quantité de graisse graphitée (90 % novatex et 10 % graphite) au-dessus du piston pour mieux préserver contre l'infiltration de l'humidité.

La révision des étançons a coûté 183.000 F dont 104.000 F de salaires et 79.000 F de matière ou pièces de rechange.

Les principales consommations sont indiquées au tableau III.

Les blocs-valves ont été complètement démontés. L'atelier a refait tous les filets extérieurs et refraisé tous les raccords coniques.

A l'intérieur, tout a été nettoyé au mazout et au pétrole.

Toutes les soupapes de surcharge ont été essayées sous une pression de 350 kg/cm².

L'étanchéité de la soupape de pose et de décharge a été contrôlée en remplaçant la soupape de surcharge par un cylindre fixe.

Voici la répartition des heures de travail nécessitées par la révision :

— Manutention	55	
— Démontage, montage, réparation	565	pour étonçons
	206	pour têtes
	380	pour soupapes
— Sablage	145	
— Peinture	36	
— *Total*	1.387	heures.

Supprimer la peinture et éliminer les frais de changement des raccords à visser conduiraient à une diminution de 18.000 F en pièces de rechange et de (181 : 1387) 104.000 = 13.600 F en salaires ou de ± 30.000 F au total.

Puisque, pour 135 éléments revisés, il n'y en a eu que 130 en service, nous avons par élément 183.000 : 130 = 1.400 F, soit au total 1.565 + 1.400 = 2.965 F.

3) Entretien des châssis de base.

a) Pendant la campagne de 12 mois.

— Salaires à la surface . . . . . 3.650 F
— Pièces de rechange . . . . . 60.000 F

Les principaux postes de pièces de rechange sont indiqués au tableau IV.

TABLEAU III.

Revision des étançons à la surface.

Quantités	Matériel	Prix unitaire	Prix total
105	O-ring de 99,2 × 5,7	42,00	4.410
130	Joints racleurs V_K V_4 935	72,00	9.360
150	O-ring de 29,2 × 3	11,50	1.725
20	Raccords NW 25 E 005-161 b, rep. 11	111,00	2.220
26	Coudes à 90° pour robinets à 4 voies 005 159/38 et 42	128,75	3.350
30	Raccords NW 13 E 005-161 b, rep. 14	87,00	2.610
24	Bagues filetées E 005-187, rep. 2	150,00	3.600
11	Mandrins de soupape	842,75	9.270
120	Raccords E 005-161 b, rep. 12 (nipples NW 16)	79,00	9.490
59	Buselures de guidage E 005 153/7, rep. 3	158,00	9.335
73	Raccords à visser E 005-161 b/3	120,50	8.800
8	Zinkoplast	1.595,00	12.760
Total			76.930

TABLEAU IV.

Quantités	Matériel	Prix unitaire	Prix total
87	Lames de ressort 005/155/22	286,50	24.929
21	Lames de ressort 005/155/24	259,00	5.446
30	O-ring de 64,2 × 5,7 (du piston)	20,50	615
355	O-ring de 60 × 67	10,50	3.709
54	O-ring de 70 × 77	10,95	592
24	Joints-racleurs V_4 982	85,35	2.048
128	Coudes Argus	42,65	5.462
Total			42.801

Remarquons que ce sont les lames de ressort fixées au corps de cylindre qui se cassent le plus souvent.

Frais d'entretien par élément et par an :

63.650 : 115 = 553 F.

b) Remise en état à la surface.

On a eu beaucoup de difficultés pour enlever les couvercles des cylindres. Presque toutes les lames de ressort étaient légèrement tordues et ont été redressées à froid.

Par contre, seulement 6 tiges de cylindres de ripage étaient courbées ; elles ont également été redressées à froid.

Les plaques de base des étançons ont été chauffées et redressées pour éliminer les empreintes des étançons.

Les frais se sont élevés à 233.408 F, dont :

— Salaires . . . . . 146.500 F

— Matières et pièces de rechange . . 87.000 F

Les principaux postes de pièces de rechange sont indiqués au tableau V.

TABLEAU V.

Quantités	Matériel	Prix unitaire	Prix total
15	Lames de ressort 005/155/22	288,00	4.320
50	O-ring 64,2 × 5,7	20,40	1.020
240	O-ring 60 × 67	10,95	2.632
71	O-ring 70 × 77	11,00	780
30	Bagues filetées E 005/154 rep. 2	117,00	3.510
	Peinture		15.500
	Sable		5.500
20	Bagues d'écartement	90,00	1.800
20	Brides de serrage	100,00	2.000
Total			37.062

Frais d'entretien par élément et par an : 233.408 : 130 = ... 1.800 F

Total des frais d'entretien des châssis de base par élément et par an :

1.800 + 553 = ... 2.353 F

TABLEAU VI.

Répartition des heures de travail.

	Châssis de base	Plaques + ressorts	Boulons
Manutention	183,5	—	—
Sablage	362,5	—	—
Peinture	112,0	—	—
Soudure	—	208	—
Démontage, réparation, montage	762,4	—	104
Forge	—	265	—
Total	± 2.000 heures		

4) Consommation de flexibles.

a) Pour une durée de 12 mois, avec en moyenne 115 éléments de soutènement marchant en service, nous avons dépensé 344.293 F pour le remplacement des flexibles avariés, dont :

— 210 flexibles de 13/910 au prix unitaire de 431 F = . . .	90.514 F
— 85 flexibles de 25/1250 au prix unitaire de 627,35 F = . .	53.325 F
— 154 flexibles de 13/1200 au prix unitaire de 511,45 F = . .	78.764 F
— Salaires atelier pour la réparation de flexibles	68.739 F
— *Total*	291.342 F

Le solde de 344.293 — 291.342 = 52.951 F est constitué en grande partie par la protection des flexibles (± 30.000 F), des raccords, écrous, etc.

Par élément 344.293 : 115 = 3.000 F.

b) Pendant la remise en état, on a utilisé :

— 28 flexibles de cylindres de ripage ST2 de 8 × 325	4.721 F
— 6 flexibles de cylindres de ripage de 8 × 910	2.166 F
— 158 coudes Argus 90° NW8 E 005/159, rep. 4	6.478 F
— 100 raccords NW 16	12.636 F
— *Total*	26.001 F

La dépense totale s'élève à 52.249 F dont 25.977 F de salaires.

Par élément : 52.249 : 130 = 400 F.

Dépenses totales en flexibles par élément et par an : 3.000 + 400 = 3.400 F.

5) Divers.

65.964 F en 12 mois. Il s'agit en premier lieu de la fabrication de boucliers pour le foudroyage, ainsi que de coffres et de clefs diverses.

Par élément et par an : 65.964 : 115 = 573 F.

Pendant la réparation, nous notons 36.100 F, soit par élément et par an : 36.000 : 115 = 314 F.

Total pour le poste « Divers » par élément et par an : 573 + 314 = 887 F, ou 900 F.

6) Entretien des pompes.

Pendant la campagne de 12 mois, nous avons dépensé, pour l'entretien des pompes : 94.417 F, dont :

— 2 nouvelles pompes haute pression .	25.391 F
— 2 pompes basse pression réparées . .	19.243 F
— 92 joints de forme cônique	5.204 F
— 6 billes	2.070 F
— Divers	23.000 F
— Salaires ateliers	16.645 F
— *Total*	91.553 F

Par élément et par an : 94.417 : 115 = 821 F.

A la fin du chantier, les pompes ont donné lieu à 32.806 F de frais, soit :

— Salaires pour 188 heures de travail	13.540 F
— Matières et pièces de rechange . .	19.000 F
dont :	
— 20 billes Widia de Ø 10	6.680 F
— 6 coudes 628.001.040.000	8.125 F
— 6 manomètres	2.091 F
— *Total*	16.896 F

Nos anciennes pompes, qui marchent en court-circuit pendant l'avancement des éléments, ne sont plus étanches. Nous avons remplacé les sièges des soupapes d'admission par des sièges en plastique. C'est déjà mieux, mais encore insuffisant ; cela conduit à une augmentation de la consommation d'émulsion, parce que l'on ne distingue plus quand la pompe débite par une rupture de flexible.

Par élément et par an : 32.801 : 115 = 285 F.

Dépenses totales nécessitées par l'entretien des pompes par élément et par an :

821 + 285 = 1.106 F.

7) Ajusteurs du fond.

Nous avons relevé :

621 journées d'ajusteurs pour 314.168 F (charges sociales incluses) soit :

— 621 : 230 = 2,7 ajusteurs par jour de travail effectif et	
— 314.168 : 115 = ... par élément et par an ou	2.732 F
— 314.168 : 230 = ... par jour.	1.365 F

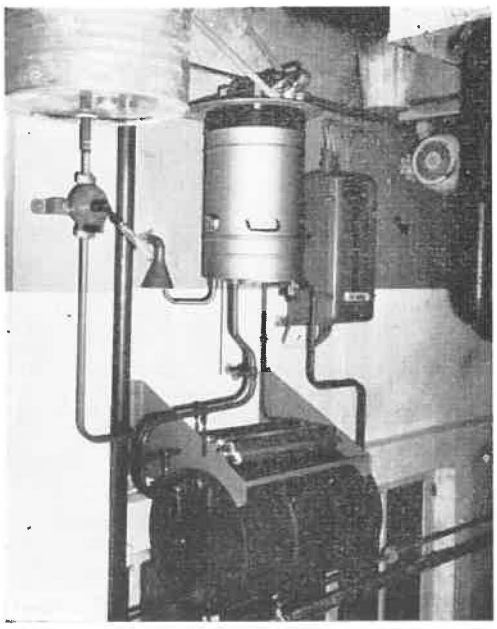


Fig. 6. — Appareil et installation pour la fabrication de l'émulsion.

8) Emulsion.

Nous utilisons une émulsion à 11 % d'huile Shell Dromus B, qui coûte 1,20 F/litre. Elle est fabriquée au jour à une température ambiante de 15° minimum, à l'aide d'un appareil appelé Testromix (fig. 6).

Le mélange est transporté au fond en fûts de 1.000 litres montés sur trucks. Le remplissage des pompes se fait au poste 3. On les raccorde entre elles et l'émulsion est pompée en taille en utilisant la conduite haute pression (court-circuit par vanne de commande pas complètement à fond).

L'eau utilisée vient du sondage qui alimente notre Cité en eau potable (eau sans O_2 mais saturée de N_2).

L'analyse chimique donne les valeurs suivantes :

— Valeur pH	8,75
— Alcalinité MO (m1 0,1 n Hcl)	6,40
— Alcalinité P (m1 0,1 n Hcl)	0,30
— Dureté totale °DH	3,40
— Dureté carbonate °DKH	17,90
— Fer (mg/litre)	0,10
— Manganèse (mg/litre)	0,05
— Ions de chlore/litre	80
— Iions de sulfate/litre	69
— Résidus secs 110° C (mg/litre)	570

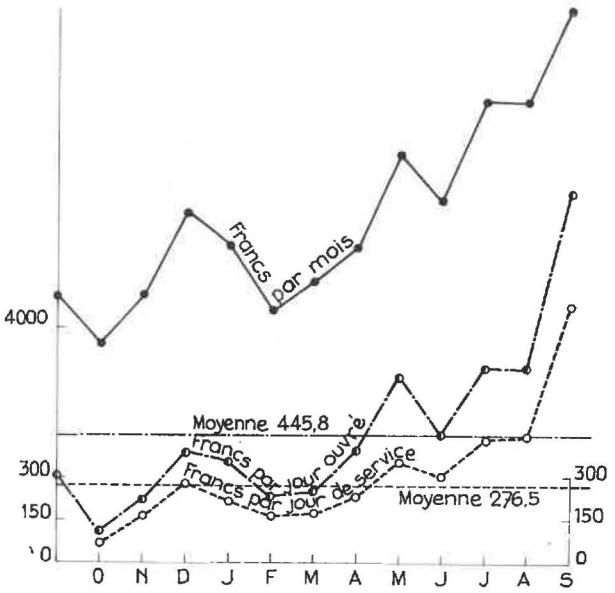


Fig. 7. — Consommation d'émulsion pendant les 12 mois de marche du chantier 62 N 2 E.1, taille 1.

Consommation d'émulsion (tableau VII).

Pour le montage il faut compter 20 litres par élément de 4 étançons.

La figure 7 représente la consommation d'émulsion durant toute la campagne (montage en septembre 1961 y compris).

TABLEAU VII. *Consommation d'émulsion.*

	kg d'huile	Dépenses en francs	Jours ouvrés	Francs par jour ouvré	Francs par jour de présence en taille
62 Nord 2 - taille 1					
1960					
septembre	360	4.554	15	303,60	—
octobre	180	2.277	21	108,40	73,50
novembre	360	4.554	21	216,90	151,80
décembre	676	8.551	22	388,70	275,80
1961					
janvier	540	6.831	19	359,50	220,40
février	360	4.554	18	227,70	162,60
mars	420	5.313	21	253,00	171,40
avril	540	6.804	17	400,20	226,80
mai	900	11.250	17	661,80	362,90
juin	720	9.072	20	453,60	302,40
juillet	1.080	13.716	20	685,80	442,50
août	1.080	13.608	20	680,40	439,00
septembre	1.440	18.144	14	1.296,00	907,20
Totaux et moyennes	8.656	109.228	245	445,80	276,50
71 Nord 1 - taille 1					
1961					
octobre	540	6.606	21	314,60	213,10
novembre	900	10.350	22	470,50	345,00
décembre	540	6.102	21	290,60	196,80
1962					
janvier	670	7.848	23	341,20	253,00
février	1.200	14.072	20	703,60	502,50
Totaux et moyennes	3.850	44.978	107	420,40	297,90

— Une première courbe donne les francs/mois. Le maximum est atteint à la fin du chantier : 18.000 F pour 14 jours de travail. Il pleuvait beaucoup ; les étançons pénétraient fortement dans le mur et des pierres tombaient entre les éléments, d'où beaucoup de ruptures de flexibles.
— Une deuxième courbe donne les francs/jour ouvré. La moyenne (pour 115 éléments) est de 445,80 F/jour ou 370 litres/jour, avec un maximum de 1.296 F/jour ou 1.080 litres/jour.
— Une troisième courbe représente les frais par jour de présence en taille. La moyenne est de 276,50 F/jour ou 230 litres/jour.

La dépense pour toute la campagne s'est chiffrée à 115.749 F ou par élément et par an : 1.000 F.

Dernièrement nous avons installé, à l'élément supérieur de chaque pompe, un filtre magnétique reliant la haute et la basse pression. Au poste III, nous purgeons ainsi les flexibles pendant 15 minutes ; pendant les postes d'abatage, le filtre est évidemment hors service.

Ajoutons tout de suite que nous ne tiendrons pas compte d'une différence de jours d'emploi pour un des 2 types de soutènement.

En effet, l'atelier du Charbonnage de Beeringen a remis en état 135 éléments en 18 jours de travail, admettons un mois. Le moindre temps d'emploi éventuel est plus que compensé, dans certains cas au moins, par le meilleur contrôle du toit, qui permet à son tour plus d'aisance et plus de régularité dans l'avancement journalier.

1) Amortissement et intérêt du capital investi (tableau IX).

TABLEAU IX.

Amortissement et intérêt du capital investi.

	Soutènement classique FB	Soutènement marchant FB
Amortissement/jour	2.800.000	9.000.000
Investissemet	1.077	6.925
5 % intérêt/jour	539	1.730

TABLEAU VIII.

Réparation et entretien du soutènement marchant.

	Pendant la marche du chantier 62 Nord 2, taille 1			Révision à la surface			TOTAUX		
	Total	par élément et par an	% par élément	Total	par élément et par an	% par élément	Total	par élément et par an	% par élément
Bêles	—	—	—	88.577	656	13,5	88.577	656	5,8
Etançons	180.000	1.565	24,0	183.000	1.400	28,8	363.000	2.965	26,1
Châssis de base	63.650	553	8,5	233.408	1.800	37,1	297.058	2.353	20,7
Flexibles	344.293	3.000	46,1	52.249	400	8,2	396.542	3.400	29,9
Divers	65.964	573	8,8	36.100	314	6,5	102.064	887	7,8
Pompes	94.417	821	12,6	32.806	285	5,9	127.223	1.106	9,7
Totaux	748.324	6.512	100,0	626.140	4.855	100,0	1.374.464	11.367	100,0
			$\frac{11.367}{65.000}$ = 18 % environ						
Ajusteurs fond	314.168	2.732							
Emulsion	115.749	1.000							

Pendant la révision du matériel au jour, il a encore été pointé une somme de 5.893 F sur l'affectation « Emulsion », dont 70 heures de travail ou 5.500 F.

RENTABILITE DU SOUTENEMENT MARCHANT

Nous réexaminons pour les 2 cas : soutènement marchant et soutènement classique :

1°) l'amortissement et l'intérêt du capital investi,
2°) les dépenses en salaires,
3°) l'entretien du matériel,
4°) l'énergie,
5°) la consommation de bois.

a) *Soutènement classique.*

Nous reprenons les chiffres présentés à l'occasion de la Journée du soutènement marchant organisée par Inichar le 20 février 1961 :

— Capital investi pour la taille de 200 m . . . . . 2.800.000 F
(étançons Duplex avec tête-à-vis - bêles Belgam)
— Amortissement en 10 ans à raison de 260 jours/an . . 1.077 F/jour
— Intérêt 5 % . . . . . 539 F/jour

b) *Soutènement marchant.*

— Nous avons investi pour . . 9.000.000 F/jour
— Amortissement en 5 ans et 260 jours/an . . . . . 6.925 F/jour
— Intérêt 5 % . . . . . 1.730 F/jour

2) Dépenses en salaires (tableau X).

Les dépenses en salaires peuvent donner lieu à des controverses jusqu'à l'infini.

— 1.704 abatteurs ou manœuvres ont travaillé au soutènement marchant pendant les 230 jours de marche, ou 7,4 par jour ouvré.
— Nombre de m^2 déhouillés par le soutènement marchant : 185 × 405 = 74.925 m^2
soit 74.925 : 1.704 = 43 m^2/abatteur.

Prenons 40 cm comme pas de ripage effectif et 30 éléments ou 45 m/pompe ; 43 : 45 = environ 1 m d'avancement par ouvrier et par poste ou 2,5 avancements.

TABLEAU X.
Dépenses en salaires.

	Couche 62 N. 2 E. 1 Taille 1	Autres tailles rabotées foudroyées	Différence en faveur du S.M.	Gain hommes/jour	Gain F/jour sans charges
Indice abatage	3,57	6,73	3,16	25	10.250
Indice contrôle du toit	1,12	2,54	1,42	11	3.410
Indice manutention matériel	1,48	1,79	0,31	2,5	690
Avec charges					14.350
					22.386
($62\ N_2\ G_1\ T_1$). Total de berlines produites (1.000 litres) : 187.901 tonnes brutes					

Avec quoi faut-il comparer ? Si on a exploité un chantier à proximité, et avec rabot, dans la même veine, la question se simplifie quoique l'avancement, dans les deux cas, reste à interpréter de façon correcte.

Bref, nous avons considéré que la taille exploitée pouvait être comparée à la moyenne de toutes nos autres tailles rabotées et foudroyées de l'année 1961.

Le soutènement marchant modifie :

1°) l'indice abatage ;

2°) l'indice contrôle du toit, qui comprend :
— les déferreurs,
— les chercheurs étançons et bêles,
— les contrôleurs étançons ;

3°) l'indice manutention matériel, qui comprend :
— les changeurs,
— les boiseurs autour des têtes-motrices,
— le transport matériel,
— les serveurs bois.

1) Indice abatage.

— L'indice abatage de la 62 Nord 2, à partir du 1er octobre 1960 jusque septembre 1961 y compris : 3,57.
— Total des berlines de 1.000 litres : 187.901.
— Indice moyen pour 1961 des tailles foudroyées-rabotées : 6,73.
— Différence en faveur du soutènement marchant 3,16 abatteurs par 100 berlines, ou (187.901 : 100) × 3,16 = 5.937 abatteurs, au total, soit 5937 : 230 = 25 abatteurs par jour, ce qui représente en salaires 25 × 410 = 10.250 F/jour.

En pratique, nous sommes donc loin des prévisions trop optimistes de 4 ou 5 ripages par ouvrier. Cela n'est pourtant pas imputable au soutènement marchant, mais bien au rabot.

Pour exploiter au maximum le soutènement marchant, on peut être amené, en charbon relativement dur, à ajouter des pompes tout en diminuant le nombre d'éléments par groupe.

2) Indice contrôle du toit.

— Pour la Nord 2, taille 1 : 1,12.
— Moyenne de 1961 des autres chantiers rabotés et foudroyés : 2,54.
— Différence en faveur du soutènement marchant : 1,42.

Cette différence représente (187.901 : 100 × 1,42 = 2.668 hommes au total, soit 2.668 : 230 = 11 hommes/jour, ce qui représente en salaires : 11 × 310 = 3.410 F/jour.

TABLEAU XI.

Tailles rabotées - Indices 1961.

			Abatage		Contrôle du toit		Manutention matériel	
			journées	indice	journées	indice	journées	indice
Taille 1	Berlines	44.756						
62 N. 1 -	Consommation bois en m³	638						
E. 3	dm³/berline	14,2	3.180	7,10	1.140	2,55	590	1,32
Taille 4	Berlines	3.626						
68 N. 2 -	Consommation bois en m³	55						
Ouest 3	dm³/berline	15,3	180	4,96	79	2,18	50	1,38
Taille 3	Berlines	65.925						
51 Est 1	Consommation bois en m³	1.190						
	dm³/berline	18,0	4.571	6,93	1.481	2,25	840	1,27
Taille 4	Berlines	11.680						
51 Est 1	Consommation bois en m³	234						
	dm³/berline	20,0	1.007	8,62	400	3,42	317	2,17
B.E. 850	Berlines	95.402						
Est 1	Consommation bois en m³	1.659						
	dm³/berline	17,4	6.239	6,54	2.764	2,90	1.397	1,46
Taille 4	Berlines	170.681						
62 Sud 2 -	Consommation bois en m³	3.103						
Ouest 2	dm³/berline	18,2	10.309	6,04	3.767	2,21	2.827	1,66
Taille 7	Berlines	93.659						
70 Sud 2	Consommation bois en m³	1.863						
Est 3	dm³/berline	19,9	6.788	7,25	2.403	2,57	2.510	2,68
75 Sud	Berlines	18.181						
B.S. 13	Consommation bois en m³	358						
	dm³/berline	19,7	1.650	9,08	758	4,17	507	2,79
Totaux	Berlines	503.910						
et	Consommation bois en m³	9.100						
moyennes	dm³/berline	18,1	33.932	6,73	12.792	2,54	9.038	1,79

Remarque : Nous n'avons pas tenu compte :

1°) de la 76 Sud 1 - Ouest 3, taille 1, trop défavorable ;
2°) de la 60 Nord 2 - Est 3, taille 4, qui démarrait en rabattant vers la balance de robinage ;
3°) de la 71 Nord 1 - Est 3, taille 1, qui n'avait pas de voie de base.

TABLEAU XII.

Indice de la taille 62 Nord 2 - Est 1, taille 1.

	Abatage (journées)	Manut. matériel (journées)	Contrôle du toit (journées)
Année 1960			
octobre	502	266	211
novembre	627	217	258
décembre	617	214	247
Année 1961			
janvier	491	196	174
février	486	185	153
mars	604	225	182
avril	528	207	138
mai	542	200	122
juin	627	256	117
juillet	610	229	136
août	633	249	158
septembre	445	330	206
Totaux	6.712	2.774	2.102
Berlines produites		187.901	
Indices	3,57	1,48	1,12

3) Entretien et perte de matériel.

a) Soutènement classique (tableau XIII).

— Moyenne des dépenses des 5 dernières années pour l'entretien des étançons et par étancon en service :

1957	63
1958	108
1959	104
1960	108
1961	110
Total	493 F

soit en moyenne 100 F par an.

— Pour 1.350 étançons en service : 135.000 F
soit par jour ouvré 135.000 : 260 = 520 F

— Moyenne des dépenses des 5 dernières années pour l'entretien des bêles et par bêle en service :

1957	13
1958	13
1959	15
1960	13
1961	14
Total	68 F

TABLEAU XIII.

Entretien et perte de matériel avec soutènement classique.

		Dépense moyenne par pièces en service FB	Total FB	Par jour FB
	Etançons	100	135.000	520
	Bêles	13,6	16.320	63
Perte par 100 pièces en service	Etançons	0,49 × 1.360	8.996	35
	Bêles	0,50 × 725	362	1,5
Mitraille par 100 pièces en service	Etançons	0,96 × 1.360	17.625	65
	Bêles	5,0 × 725	3.625	13,5
Total				700

3) Indice manutention matériel.

— Pour la Nord 2, taille 1 : 1,48.

— Moyenne de 1961 des autres chantiers rabotés et foudroyés : 1,79.

— Différence en faveur du soutènement marchant : 0,31.

— Cette différence représente (187.901 : 100) × 0,31 = 582 hommes au total, soit 582 : 230 = 2,5 hommes/jour, soit en salaires 2,5 × 276 = 690 F/jour.

— Total du gain en salaires : 10.250 + 3.410 + 690 = 14.350 F + charges sociales = 22.386 F.

soit en moyenne 13,6 F par an.

— Pour 1.200 bêles en service : 16.300 F
soit par jour ouvré 16.320 : 260 = 63 F

Pertes et mitrailles : étançons.

— Perte moyenne d'étançons des 5 dernières années par 100 étançons en service et par an :

1957	0,56
1958	0,73
1959	0,42
1960	0,28
1961	0,45
Total	2,44

— 13,50 × 0,49 × 1.360 F (prix d'un étançon Duplex) = 8.996 F par 100 étançons en service et par an.
— Moyenne des étançons mitraillés, pendant les 5 dernières années, par 100 étançons en service et par an :

1957	0,47
1958	1,22
1959	0,46
1960	1,26
1961	1,41
Total	4,82

soit en moyenne 0,96 étançon.
— 13,50 × 0,96 × 1.360 F (prix d'un étançon Duplex) = 17.625 F.

Total perte + mitraille par jour.

$$\frac{17.625 + 8.996}{260} = 100 \text{ F}$$

Pertes et mitraille : bêles.

— Perte moyenne de bêles des 5 dernières années par 100 bêles en service et par an :

1957	8,53
1958	4,07
1959	2,26
1960	4,05
1961	9,04
Total	27,95

soit en moyenne 5,5 bêles.
— 12 × 5,5 × 725 F (prix d'une bêle Belgam) = 3.987 F
soit en moyenne par jour ouvré :
3.987 : 260 = 15 F
Total : 520 + 63 + 100 + 15 = 700 F

b) Soutènement marchant.

— 18 % de capital investi :

$$\frac{0,18 \times 9.000.000}{260} = 6.230 \text{ F/jour.}$$

4) Energie.

a) *Soutènement classique* : néant.
b) *Soutènement marchant.*
— Emulsion (voir page 13) :
445 F/jour ouvré, soit . . . . . 500 F
— Air comprimé . . . . . 250 F
— *Total* . . . . . 750 F

5) Garnissage.

— La moyenne de la consommation de bois en dm³/berline en 1961 pour toutes les tailles rabotées-foudroyées est de 18,1 dm³.
— Pour la taille 1, couche 62 Nord 2, nous avons 13,91 dm³.
— Différence : 18,10 — 13,91 = 4,19 dm³/berline, soit pour un total de 187.901 berlines : 787.305 dm³, au prix de 1.000 F/m³ = 787.305 F.
— Par jour ouvré : 787.305 : 260 = 3.028 F.

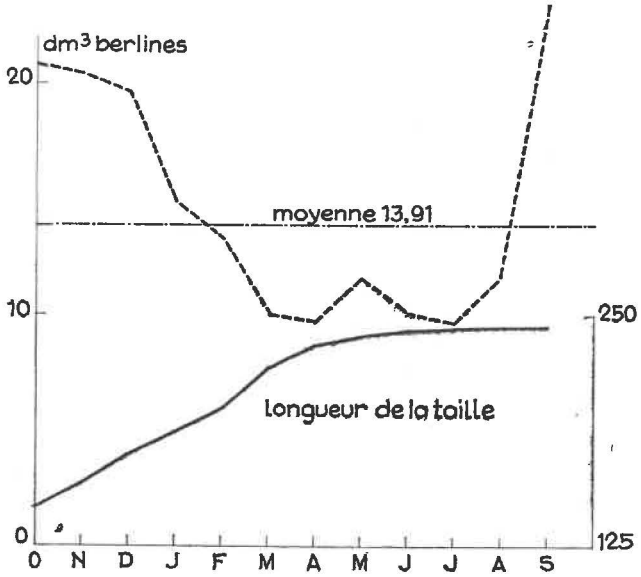


Fig. 8. — Consommation de bois du chantier 62 N.2 E.1, taille 1

RENTABILITE DU SOUTENEMENT MARCHANT

(fig. 8 et tableau XIV).

TABLEAU XIV.

Rentabilité du soutènement marchant.

	Soutènement classique	Soutènement marchant
Amortissement	1.077	6.925
Intérêt	539	1.730
Salaires	22.386	—
Entretien et pertes de matériel	700	6.230
Energie	—	750
Garnissage	3.028	—
Ajusteurs fond	—	1.365
Totaux	27.730	17.000

Taux de rentabilité.

$$9.000.000 \times \frac{(I - 5)}{100} = 10.000 \times 230 \text{ ou } I = 30 \%$$

En combien de temps peut-on regagner la dépense supplémentaire d'environ 6.200.000 F ?

Sans tenir compte de l'amortissement, le gain journalier réalisé par l'emploi du soutènement marchant est de :

10.730 + 6.925 — 1.077 = 16.578 F/jour

ou

16.578 × 21,6 = 358.085 F/mois.

La dépense supplémentaire sera regagnée en :

6.200.000 : 385.085 = environ *17 mois.*

et facilement transportables. Introduire ce soutènemens dans un chantier, qui a déjà démarré ou qui s'allonge, est chose très aisée.

Il est également très important, dans un gisement encore inexploré par exemple, de pouvoir récupérer le matériel sans trop de frais et surtout sans trop de peine.

TABLEAU XV.

Spécification des travaux effectués	Nombre d'hommes par mètre de front de taille	Coût par mètre de front de taille
Apprêts et transports divers	0,14	63,50 F
Transport bois	0,19	90,00 F
Boisage dans la taille	0,42	277,50 F
Démontage du S.M.	0,36	237,50 F
Transport du S.M.	0,70	370,00 F
	1,81	1038,50 F
Récupération matériel électrique dans la taille, démontage du panzer + rabot et transport hors de la taille, foudroyage	0,50	278,50 F
Total général	2,31	1317,00 F

On s'étonne peut-être que nous ne fassions pas intervenir les frais d'installation et de récupération du soutènement.

Ce poste n'est pas important. En effet, comme nous l'avons indiqué à l'occasion de la Journée organisée par Inichar, l'installation nécessite 1 homme/poste/mètre de taille pour :

1°) le transport du matériel dans la voie de tête et son déchargement en tête de taille ;

2°) l'introduction des châssis de base et du petit matériel en taille ; le déchargement entre les lignes du soutènement existant ;

3°) l'amenée des bêles et le montage des éléments : l'évacuation de l'ancien soutènement jusqu'au pied de taille.

Dans le cas de la 62 Nord 2 - Est 1, avec la production totale de 187.900 berlines, l'indice manutention-matériel serait augmenté de :

230 m : 1.879 = 0,12 points, ce qui est insignifiant : ± 1 % de l'indice total.

Dans cet ordre d'idées, nous sommes tout de même très satisfaits du matériel Westfalia. En effet, les éléments constitutifs sont légers, très maniables

Voici quelques précisions concernant la récupération du soutènement marchant à la taille 1, 62 Nord 2 - Est 1 :

1°) Nous avons arrêté le chantier le mercredi 20 septembre, à la fin du poste 1. La taille était boisée en bois et le soutènement marchant a été retiré de la taille le samedi suivant à 10 heures du soir. Il importe d'aller vite dans la récupération ; le matériel Westfalia s'y prête bien.

2°) Le désameublement doit être bien préparé : évacuation du convoyeur répartiteur et allongement de la bande transporteuse jusqu'au pied de taille ; enlever les trémies aux têtes-motrices de courroie pour faciliter le transbordement du matériel d'une bande sur l'autre. Il est évident que l'état de la voie de base du chantier est très important : beaucoup de postes peuvent être gagnés dans le transport.

3°) Le tableau XV indique le personnel employé, ainsi que les frais pour le désameublement de la 62 Nord 2 - Est 1.

N.B. — Le matériel du soutènement marchant a été transporté sur 3 courroies différentes, descendu par un burquin et chargé au niveau de roulage. Il

résulte du tableau que le démontage et le transport du soutènement marchant Westfalia nécessitent également 1 homme/poste/mètre de taille. Ce poste n'est donc pas très important non plus.

SITUATION ACTUELLE DU SOUTENEMENT MARCHANT WESTFALIA AU CHARBONNAGE DE BEERINGEN

1°) Comme nous l'avons déjà mentionné, la taille 1, couche 62 Nord 2 - Est 1, a été arrêtée le 20 septembre 1961. Un mois plus tard, 90 éléments

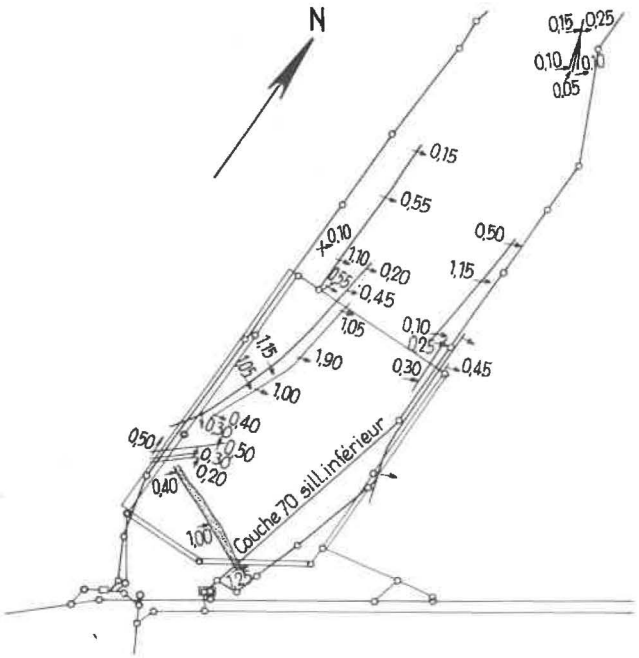


Fig. 9. — Couche 71 N.1 E.3, taille 1.

étaient installés dans une nouvelle taille en veine 71 aux caractéristiques suivantes (fig. 9) :

— Ouverture . . . . . 1,20 m
— Pente moyenne . . . . . 8°
— Longueur taille . . . . . 165 m
— Production en berlines de 1.000 litres avec soutènement marchant . . . 875
— Avancement :
  octobre 1961 (sans S.M.) . . 1,57 m
  novembre 1961 (avec S.M.) . . 2,39 m
  décembre 1961 (avec S.M.) . . 2,60 m
  janvier 1962 (avec S.M.) . . 2,32 m
— Toit : schiste psammitique.
— Mur : moyen, plutôt tendre.

Ce chantier avait démarré au mois d'août avec soutènement classique :

— Bêles Belgam
— Etançons Duplex, tête à vis.

Le contrôle du toit était très insuffisant à cause de la pénétration des étançons dans le mur : la taille se coupait à front, presque journellement, à des endroits différents. Le rabotage, donc l'avancement, était freiné jusqu'à 1,57 m/jour (fig. 10, 11 et 12).

Fig. 10.

Fig. 11.

Fig. 12.

Dans ce cas-ci, le soutènement marchant, en améliorant le contrôle du toit, du jour au lendemain, a permis un avancement beaucoup plus grand.

Les indices pour les mois d'octobre, novembre, décembre 1961 et janvier 1962 sont donnés au tableau XVI.

TABLEAU XVI.
Indices de la Couche 71 N. - E. 3 - T. 1.

	Oct.	Nov.	Déc.	Janvier
Surveillance	2,08	1,33	1,29	1,34
Abatage	6,42	2,87	2,84	3,69
Galeries	3,54	2,97	2,97	3,12
Entretien taille	0,06		0,09	0,26
Manœuvres taille	1,79	0,93	0,90	1,01
Manutention matériel	1,33	0,56	0,66	0,79
Contrôle du toit	1,96	0,49	0,33	0,50
Transport	2,03	1,82	1,78	1,86
Entretien	0,46	0,12	0,08	0,10
Divers	0,45	0,15	0,09	0,21
Total	20,12	11,24	11,03	12,88

2°) 30 autres éléments ont été installés dans une autre taille en veine 60 :

— Ouverture . . . . . 1,10 m
— Pente moyenne . . . . . 8°
— Longueur taille . . . . . 190 m
— Production en berlines de 1.000 litres dont 225 par soutènement marchant 950

3°) 4 éléments doublement télescopiques sont en service dans la veine 51 de 85 cm d'ouverture avec toit et mur de schiste tendre.

4°) Une seconde taille complète est équipée en veine 72, aux caractéristiques suivantes :

— Ouverture . . . . . 1,20 m
— Pente moyenne . . . . . 8°
— Longueur taille . . . . . 190 m
— Production en berlines de 1.000 litres 1.000

5°) Au mois de juin de cette année, une troisième taille complète démarrera en veine 62.

A ce moment, la production totale réalisée par soutènement marchant sera de :

— en veine 72 . . . . . 1.000 berlines
— en veine 71 . . . . . 875 berlines
— en veine 60 . . . . . 225 berlines
— en veine 62 . . . . . 500 berlines

— *Total* . . . . . 2.600 berlines

sur une production totale de 11.500 berlines ou 22,5 %.

Enfin, nous espérons pouvoir réaliser un autre « grand bond en avant » en introduisant du soutènement marchant dans nos veines remblayées pneumatiquement.

SOUTENEMENT MARCHANT ET GRANDS AVANCEMENTS

Les grands avancements sont partout à l'ordre du jour. Il est pourtant faux qu'on puisse les obtenir simplement par l'introduction du soutènement marchant.

L'avancement est, en premier lieu, déterminé par la marche de la machine d'abatage en général et du rabot en particulier. Il est donc intéressant d'augmenter les vitesses du rabot et du convoyeur blindé.

Dans les tailles à bonnes épontes et surtout excellent mur, des grands avancements sont parfaitement possibles sans soutènement marchant. Nos amis de Zwartberg et des mines néerlandaises le prouvent tous les jours.

Quand la température ou le manque de main-d'œuvre jouent un rôle prépondérant, il est évident que le soutènement marchant sera d'une grande utilité.

Mais c'est surtout dans les tailles à mauvais mur et bon toit que le soutènement marchant contribuera à augmenter l'avancement et cela indirectement.

Nous rappelons, à ce sujet, l'expérience de nos 2 tailles et surtout celle qui marche actuellement. Les étançons à friction ne parvenaient pas à contrôler le toit de façon satisfaisante. En effet, ils pénétraient dans le mur et le toit se coupait à front, presque journellement, à des endroits différents. Le foudroyage des étançons freinait considérablement l'avancement.

Les larges plaques de base du soutènement marchant et la charge de pose de 20 tonnes ont tout changé du jour au lendemain.

CONCLUSIONS

Nous pensons que le soutènement marchant a un bel avenir.

Ne cherchons pas la polémique sur le type de soutènement.

Chaque type a ses avantages et ses inconvénients. Deux ans d'expériences au fond nous ont fait apprécier particulièrement les qualités suivantes :

— course de coulissement importante ;
— pose et enlèvement rapides de pièces d'allonge ;
— indépendance entre soutènement et convoyeur ;
— entretien facile au chantier ;
— grande surface de contact au mur.

Il ne faut cependant pas trop exiger des constructeurs. Il n'est pas logique d'attendre monts et merveilles d'un soutènement marchant pour contrôler un toit qui a été préalablement fracturé par une exploitation en ordre montant. Ces cassures ne se résolvent que rarement et toujours imparfaitement, croyons-nous.

Nous n'excluons pas une réussite partielle dans le cas d'ordre montant, mais il ne faut pas espérer une très grande régularité : des périodes de marche satisfaisante seront suivies par des périodes très difficiles.

Le soutènement marchant Westfalia aux Charbonnages de Helchteren et Zolder

M. DEMEUTER
Ingénieur Divisionnaire.

SAMENVATTING

Na een korte proefperiode, heeft de Kolenmijn van Helchteren en Zolder, in december 1960, een volledige pijler uitgerust met de « wandelende ondersteuning » Westfalia, model 1960 in een laag van bij de 2 meter opening. Een tweede uitrusting, model 1961, heeft ons toegelaten de proeven uit te breiden tot verschillende lagen van onze afzetting.

Het gebruik van het model 1961 heeft de onderhoudskosten met ongeveer 20 % gedrukt, deze onkostenvermindering met daarbij de technische voordelen van het nieuw model, hebben ons aangespoord om het model 1960 om te vormen in model 1961.

Voor het ogenblik, buiten de eerste pijler van 2 meter opening die volledig uitgerust is, wordt een tweede pijler van 1,50 m opening geleidelijk uitgerust.

Voor het jaar 1961, komt een gemiddelde van 22,4 % van de nettoproduktie voort van de met wandelende ondersteuning gebouwde pijlers.

Buiten de omvorming van het model 1960 in model 1961, werden volgende verbeteringen aan het oorspronkelijk materieel aangebracht.

Ondersteuningsmaterieel.

— *De kappen en hun geledingen worden versterkt en meer star gemaakt.*
— *De voetplaten van de stempels werden versterkt.*
— *Om een betere afdichting te bekomen, beproeven wij V-vormige en lipdichtingen in vervanging van de O-ring van de stempels.*
— *Verlengstukken die de bovenstempel omhullen werden verwezenlijkt.*
— *Om de breuk van de holle bouten en hun O-ringen te vermijden, in het model 1961, hebben wij de ventielblokken hoger geplaatst.*

Hydraulische groepen.

— *De werking van de pompen is verbeterd geworden door het gebruik van meer doelmatig materiaal voor de fabrikatie van de te broze onderdelen.*

RESUME

Après une courte période d'essai, le Charbonnage de Helchteren et Zolder a équipé, en décembre 1960, une taille complète avec le soutènement marchant Westfalia (modèle 1960) dans une couche de près de 2 m d'ouverture. Un second équipement du modèle 1961 a permis d'étendre les essais dans diverses couches de notre gisement. L'introduction du modèle 1961 a permis de réaliser une diminution des frais d'entretien de près de 20 % ; cette diminution de frais ajoutée aux avantages techniques présentés par le nouveau modèle nous a incité à transformer le modèle 1960 en modèle 1961.

Actuellement, outre la première taille de 2 m d'ouverture complètement équipée, une seconde taille de près de 1,50 m d'ouverture est en équipement progressif.

En moyenne, pour l'année 1961, 22,4 % de la production nette proviennent de tailles équipées de soutènement marchant.

Outre la transformation du modèle 1960 en modèle 1961, les améliorations suivantes furent apportées au matériel d'origine :

Matériel de soutènement.

— *Les bêles et leurs articulations sont renforcées et rendues plus rigides.*
— *Les plaques de base des étançons sont renforcées.*
— *Pour obtenir une meilleure étanchéité, nous essayons des garnitures chevron et des joints à lèvres en remplacement du joint torique des étançons.*
— *Nous avons réalisé des rehausses à emboîtement extérieur.*
— *Dans le modèle 1961, pour éviter les ruptures de boulons creux et de leurs joints toriques, nous avons remonté les blocs-vannes.*

Groupes hydrauliques.

— *La tenue des pompes a été améliorée en choisissant des matières mieux appropriées pour la fabrication des pièces trop fragiles.*

— *Om het rippen te vergemakkelijken in moeilijke omstandigheden, hebben wij het aantal pompen in de pijler vermeerderd, ze vereenvoudigd en ze bevoorraad door een in de voetbaan opgestelde voedingsbron.*

Principe van ondersteuning.

— *Het in verband plaatsen van de kaders van een zelfde element schijnt een betere dakkontrole te geven, terwijl een doorgangspand behouden wordt, dat minder belemmerd wordt door de stenen uit de dakbreuk.*

Als besluit kunnen wij weerhouden dat het materieel, dat wij bezitten, past voor openingen tot 1,50 m, maar de mechanische weerstand van sommige elementen en sommige dichtingen laten nog steeds te wensen over.

— *Pour faciliter le ripage dans des conditions difficiles, nous avons multiplié les pompes en taille en les simplifiant et en les alimentant par une nourrice disposée en voie de base.*

Principe de soutènement.

— *La mise en œuvre de la disposition en quinconce des cadres de soutènement dans un jeu d'éléments semble assurer un meilleur contrôle du toit tout en conservant une havée de circulation moins encombrée par les éboulis.*

Pour conclure retenons que le matériel que nous possédons convient pour des ouvertures jusqu'à 1,50 m, mais la résistance mécanique de certains éléments et certains joints d'étanchéité laissent toujours à désirer.

ZUSAMMENFASSUNG

Nach einer kurzen Versuchszeit hatte das Steinkohlenbergwerk Helchteren et Zolder im Dezember 1960 einen vollständigen Streb in einem ungefähr 2 m mächtigen Flöz mit schreitendem Ausbau des Systems Westfalia (Bauart 1960) ausgerüstet. Eine zweite Strebausrüstung der Bauart 1961 machte es möglich, die Versuche auf mehrere Flöze unseres Grubenfeldes auszudehnen. Die neuere Bauart von 1961 führte zu einer Kostenverminderung von etwa 20 % in der Wartung und Instandhaltung des schreitenden Ausbaus. Ausserdem war sie dank ihrer technischen Vorzüge der Anstoss dazu, den Typ 1960 nach dem Modell 1961 umzubauen.

Zur Zeit steht ausser dem voll ausgestatteten ersten Streb von 2 m Mächtigkeit ein zweiter Streb von 1,50 m Mächtigkeit mit schreitendem Ausbau in Vorbereitung. Im Durchschnitt des Jahres 1961 kamen insgesamt 22,4 % der absatzfähigen Förderung aus Betrieben mit dieser Ausbauart.

Abgesehen vom Umbau des Typs 1960 nach dem Modell 1961 wurden folgende Verbesserungen gegenüber dem Ausgangszustand getroffen :

am Ausbaugerät.

— *Die Kappen und Gelenke wurden verstärkt und biegungssteifer gemacht.*
— *Die Fussplatten der Stempel wurden verstärkt.*
— *Im Interesse besserer Abdichtung benutzten wir versuchsweise keilige Garnituren und Lippenverbinder unter Ausbau des Schraubverbinders an den Stempeln.*
— *Wir haben Verlängerungstücke mit äusserer Einführung entwickelt.*
— *Am Typ 1961 vermeiden wir jetzt die Brüche von Hohlbolzen und ihrer Schraubgelenke durch Wiedereinbau der Sperrblocks.*

SUMMARY

In December 1960, after a brief testing period, the Helchteren and Zolder Colliery equipped a complete face with the Westfalia powered support (1960 model) in a seam nearly 2 m thick. A second equipment of the 1961 model made it possible to extend the tests into various seams of our coalfield. The introduction of the 1961 model made it possible to reduce maintenance costs by nearly 20 % ; this reduction of costs added to the technical advantages of the new model led us to transform the 1960 model into a 1961 model.

At present, in addition to the completely equipped first face 2 metres thick, a second face nearly 1.50 m thick, is being equipped progressively.

On the average, for 1961, 22.4 % of the net production comes from faces equipped with a powered support.

In addition to the transformation of the 1960 model into a 1961 model, the following improvements were made on the original material :

Support material.

— *The roof bars and their articulations have been reinforced and made more rigid.*
— *The foot-plates of the props have been strengthened.*
— *In order to provide a more effective seal, we are trying out herringbone linings and lap joints in place of the toric joint of the props.*
— *We have carried out extension pieces with external encasing.*
— *In the 1961 model we have raised the valve-blocks, in order to avoid the breakage of the hollow bolts and their toric joints.*

an der Hydraulik.

— *Die Haltbarkeit der Pumpen wurde durch besser geeignete Werkstoffe für die hochbeanspruchten, zu leicht brechenden Teile gesteigert.*
— *Für das Rücken des Ausbaus unter schwierigen Verhältnissen wurde die Anzahl der Strebpumpen vermehrt ; diese selbst wurden vereinfacht und an eine gemeinsame Einspeisung in der Grundstrecke angeschlossen.*

am Grundsätzlichen.

— *Der schachbrettartige Vorschub scheint uns im Zusamenspiel der Gespanne eine bessere Hangendpflege zu gewährleisten und ein durch Haufwerk und Hangendbruch weniger behindertes Fahrfeld zu sichern als der parallele Vorschub.*

für die Zukunft.

— *Zum Schluss können wir sagen, dass das Material das wir besitzen, für Oeffungen bis 1,50 m passt. Aber die mechanische Festigkeit von einigen Teilen und einige Dichtungen lassen immer noch zu wünschen übrig.*

Hydraulic groups.

— *The stability of the pumps has been improved by choosing more suitable materials for the manufacture of the too fragile parts.*

— *To facilitate advance in difficult conditions, we have increased the number of pumps at the face, at the same time simplifying them and supplying them from a feeder set up in the main-gate.*

Principle of the support.

— *The alternate arrangement of the support frames in Westfalia units seems to ensure better roof control while maintaining a walking track freer from debris.*

In conclusion, it must be remembered that the material we possess is suitable for thicknesses of up to 1.50 m, but the mechanical resistance of certain parts and certain sealing-rings are still not entirely satisfactory.

I. EVOLUTION DU SOUTENEMENT MARCHANT

1. Quelques généralités.

Après une courte période d'essai avec une trentaine d'éléments de soutènement marchant, fin du troisième trimestre 1960, nous avons démarré notre première taille complète en décembre de la même année dans une couche de près de 2 m d'ouverture (fig. 1).

Cette taille, toujours exploitée actuellement, a couvert près de 800 m de chassage avec le soutènement marchant Westfalia modèle 1960 d'abord ; puis, en octobre et novembre derniers, les blocs-vannes modèle 1960 furent tous remplacés par des blocs-vannes modèle 1961.

Les caractéristiques du chantier sont les suivantes :

— longueur de front : 175 m
— ouverture : 1,82 m à 2,03 m
— puissance moyenne : 1,36 m
— faux-toit : schiste argileux noir
— toit : schiste psammitique compact
— mur : schiste argileux, nombreux nodules de Sidérose.

Cette longue campagne dans une taille de grande ouverture nous permit d'effectuer des tests du matériel aux environs de sa limite d'utilisation.

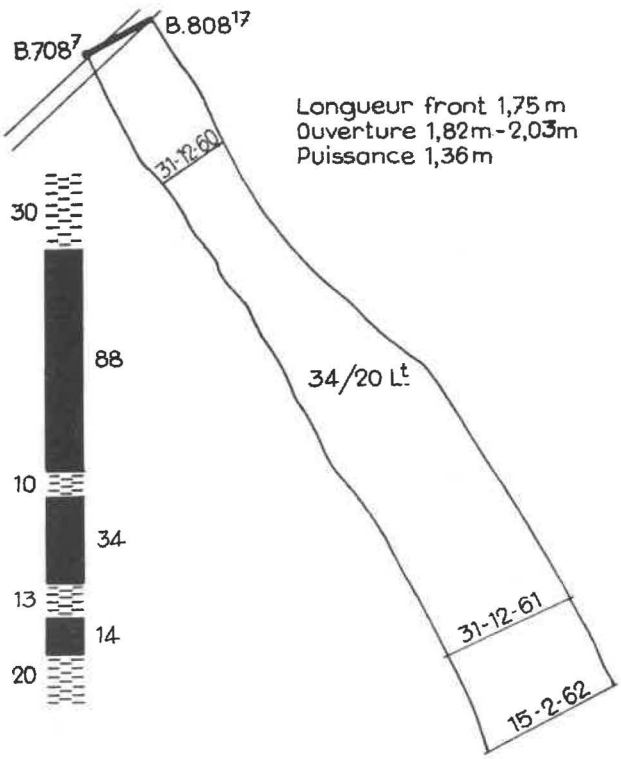


Fig. 1. — Couche 20, 34e taille Levant.

Tableau récapitulatif des résultats obtenus dans 4 exploitations différentes.

	34/20		31/23	13/25	24/19
	Mod. 60	*Mod. 61*	*Mod. 61*	*Mod. 61*	*Mod. 60*
Durée de campagne	6 mois	3 mois	5 mois	6 mois	5 mois
Durée de service	dec. 60/ — 16 mois		mars 61/sept. 61 7 mois	mai 61/jan. 62 9 mois	jan. 61/mai 61 5 mois
Production/jour t nettes	647	727	246	479	339
Longueur de front	156	173	77	160	121
Ouverture moyenne	1,72 m	1,87 m	1,41 m	1,38 m	1,53 m
Puissance moyenne	1,32	1,32	1,17	1,11	1,18
Avancement moyen	2,39	2,36	2,04	2,01	1,73
Rendement :					
m^2/ouvrier contr. toit	15,13	12,15	8,53	9,81	14,39
chantier kg/h	4.136	4.319	2.028	2.721	2.465
Nombre moyen d'éléments en service	77	97	28	77	61
P.R. Entretien/E/mois en F					
Ensemble	962	786	616	716	660
Flexibles	466	138	216	168	375
Emulsion	245	402	300	312	67
P.R./t nettes	4,83	4,91	3,21	4,79	4,81

2. Résultats obtenus.

Une centaine d'éléments de soutènement marchant répartis en 5 groupes équipent notre première taille ; les 160 autres éléments que nous possédons furent utilisés, au cours de l'année 1961, avec plus ou moins de succès dans trois exploitations dans des couches différentes.

Le tableau récapitulatif résume les résultats obtenus. Les deux premières colonnes se rapportent à notre première taille, la 34me/20 ; celle de gauche récapitule une campagne de 6 mois, située au milieu de l'année 1961, avec des blocs-vannes modèle 1960 ; celle de droite a trait aux trois derniers mois avec l'équipement modèle 1961.

Nous remarquons que la production, la longueur du front et l'ouverture moyenne de la couche ont augmenté, la puissance n'a pas varié, l'avancement moyen a légèrement diminué ; par contre, bien que le rendement en m^2 par ouvrier contrôle du toit soit en diminution, le rendement global du chantier est en augmentation.

Le prix de revient de l'entretien, exprimé en francs par élément par mois, a été établi en tenant compte de toutes les pièces de rechange et de transformation utilisées et des frais de réparation à l'atelier de surface. Il montre une diminution de l'ensemble des frais d'entretien, de près de 18 %, consécutive à la modification des blocs-vannes ; le poste flexible est en nette régression, par contre l'augmentation de la consommation d'émulsion peut s'expliquer par les variations d'ouverture de la couche. Le prix de revient à la tonne nette reste inférieur à F 5,— bien qu'en augmentation ; celle-ci est liée à l'augmentation d'ouverture de la veine.

La troisième colonne rappelle l'essai partiel de la 31me/23.

Les résultats d'exploitation de la 13me/25 ne sont guère encourageants ; par contre, les éléments du prix de revient confirment les résultats obtenus à la 34/20 avec les blocs-vannes modèle 1961.

Dans la dernière colonne, nous avons cité pour mémoire les résultats de la 24me/19.

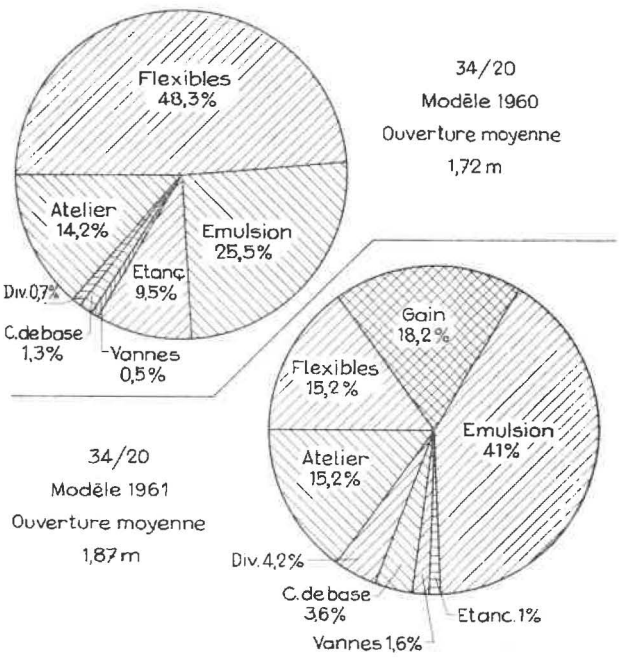


Fig. 2. — Graphiques permettant la comparaison des frais d'entretien dans les deux modèles de soutènement Westfalia.

Remarquons que toutes les tailles récapitulées ici subissent ou ont subi des influences plus ou moins marquées d'exploitations antérieures.

Les deux graphiques circulaires de la figure 2 concrétisent les différences essentielles des frais d'entretien entre les modèles 1960 et 1961. Ces frais sont exprimés en % de l'ensemble du coût de l'entretien du modèle 1960.

Nous voyons apparaître pour le nouveau modèle un bénéfice de 18,2 %, bien que l'ouverture de la couche ait sensiblement augmenté. Dans les deux cas, les secteurs représentatifs de l'ensemble des frais d'atelier, des divers, des frais de réparation aux cadres de base, aux vannes et aux étançons restent sensiblement pareils. Par contre, les consommations de flexibles sont en nette régression par suite de l'introduction du modèle 1961 : l'augmentation de la consommation d'émulsion est due, comme nous l'avons remarqué précédemment, aux variations d'ouverture de la couche.

3. Introduction de la visite du fond.

Actuellement, outre la 34me/20 complètement équipée, un second chantier, la 38me taille en couche 20, en équipement progressif compte 60 éléments et 3 pompes ; l'installation se poursuit au rythme de 20 unités et une pompe par semaine.

Cette taille est située dans un panneau reconnu par une exploitation antérieure susjacente, délimité par deux dérangements et compris entre les burquins 809^{10} et 709^{17} (fig. 3). Les 50 premiers mètres d'avancement furent remblayés pneumatiquement pour assurer la protection du bouveau 709, puis la taille fut foudroyée avec soutènement conventionnel, des files montantes de bêles articulées Van Wersch de 52/114 de 80 cm de longueur, équidistantes de 75 cm et portées par des étançons Schwarz universels.

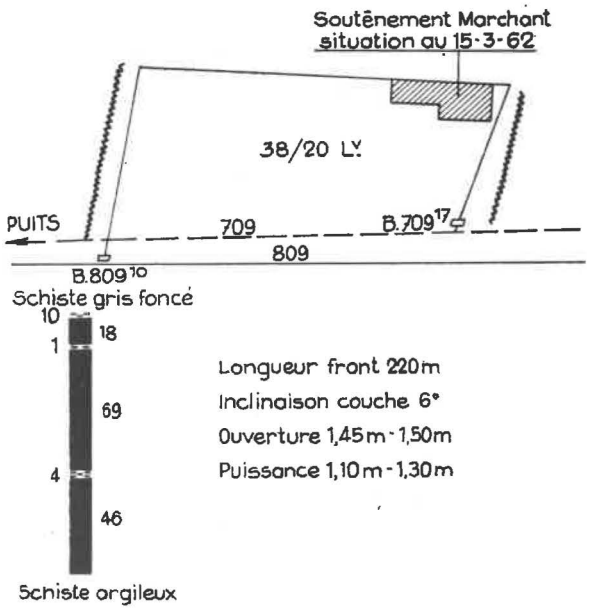


Fig. 3. — Couche 20, 38e taille Levant.

L'installation du soutènement marchant se fait de la tête vers le pied.

Les caractéristiques du chantier sont les suivantes :

— longueur de front : 220 m ;
— inclinaison de la couche : 6° ;
— ouverture : 1,45 m à 1,50 m ;
— puissance : 1,10 m à 1,30 m ;
— faux toit : 5 à 10 cm de schiste argileux sombre ;
— toit : schiste gris foncé surmonté d'un schiste compact ;
— mur : schiste argileux de mur, puis schiste argileux finement straticulé.

La taille présente un fond de bateau au droit du soutènement marchant, situation extrêmement préjudiciable au rabotage ; elle est équipée d'un convoyeur blindé Westfalia PF 1 à deux têtes motrices électriques et d'un rabot adaptable guidé sur des rails de 24,8 kg/mct fixés au couloir du blindé.

La voie de base est équipée jusqu'à front d'un convoyeur répartiteur PF 1 qui débite dans un convoyeur à écailles à chaîne centrale.

Les résultats d'exploitation obtenus au mois de février sont les suivants :

Production nette totale : 12.200 t
Production journalière : 630 t
Avancement moyen : 1,85 m
Rendement global du chantier : 4.347 kg

Ces résultats sont antérieurs à la mise en œuvre du soutènement marchant.

Pour l'année 1961, 22,4 % de la production nette proviennent de tailles dont le contrôle du toit était assuré par soutènement marchant ; nous retiendrons un maximum de 31,7 % en mai et un minimum de 12,5 % en mars.

II. MODIFICATIONS APPORTEES AU MATERIEL D'ORIGINE

Rappelons qu'en octobre 1961, nous avons effectué le remplacement systématique de tous les blocs-vannes modèle 1960 par des blocs-vannes modèle 1961.

Pour passer en revue les modifications apportées au matériel d'origine, nous examinerons d'abord le matériel de soutènement proprement dit puis les groupes hydrauliques et, après avoir donné un bref aperçu des appareils de mesure utilisés, nous étudierons le principe de soutènement.

1. Matériel de soutènement.

1. *Bêles* (fig. 4).

Nous attendons une vingtaine de files de bêles renforcées qui doivent nous parvenir de Westfalia. En voici les caractéristiques principales : la poutre

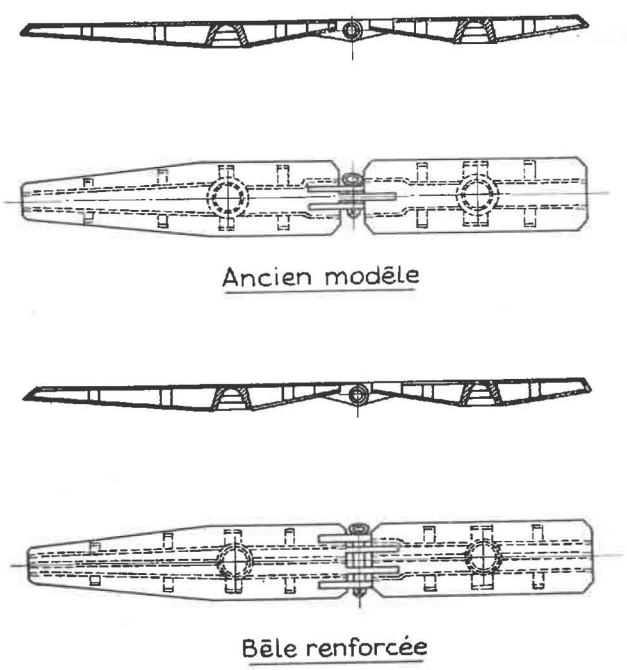


Fig. 4. — Bêles ancien et nouveau modèle.

caisson a été renforcée, elle est à 3 montants au lieu de 2, et l'articulation a été rendue plus rigide : elle compte 4 doigts au lieu de 3 ; cette articulation est recouverte de 2 demi-tôles cintrées destinées à empêcher le poinçonnement du bas-toit.

2. *Cadres de base* (fig. 5).

Après reconformation à chaud des plaques de base défoncées par poinçonnement des étançons, nous les renforçons en y soudant des disques en acier de 10 mm d'épaisseur.

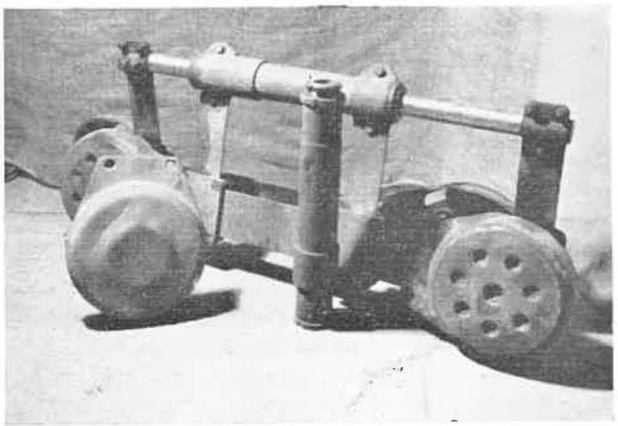


Fig. 5. — Cadre de base avec plaques de base renforcées.

Ces plaques de renfort, chanfreinées sur les bords, sont fixées par un cordon de soudure périphérique et 7 cordons fermant les 7 trous : 1 central et 6 disposés sur un moyen cercle.

Nous étudions actuellement, en collaboration avec Westfalia, la possibilité de remplacer les buselures d'extrémité des cylindres ripeurs par des pièces en matière plastique dure.

3. *Etançons* (fig. 6).

Pour pallier au manque d'étanchéité des joints toriques des étançons, nous avons essayé les garnitures chevron et les garnitures en U ; les premières, bien

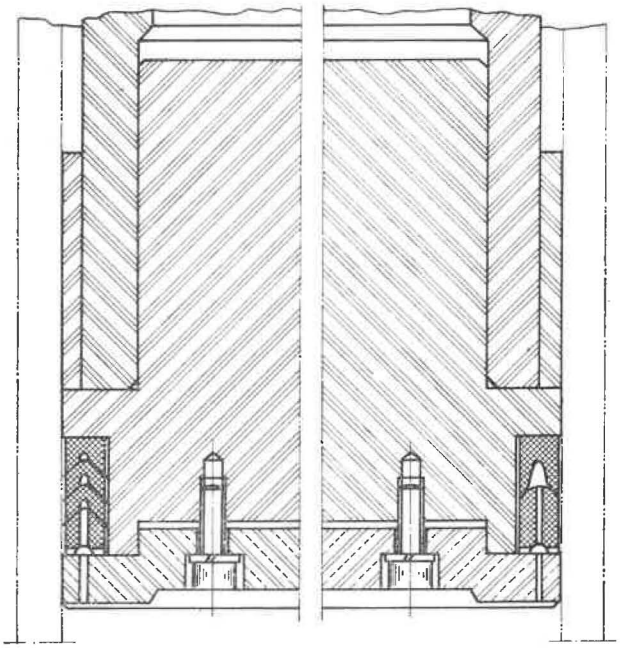


Fig. 6. — Détail du montage des joints chevron ou des joints à lèvres destinés à remplacer les joints toriques des étançons.

que toujours parfaitement étanches après 3 mois de fonctionnement, furent mises hors service, la descente statique des étançons n'étant plus possible. Lors du démontage en atelier, nous avons constaté un grippage de la face extérieure du fond de piston en bronze ; grippage dû à une tolérance un rien trop serrée et à la présence d'impuretés dans l'émulsion.

Par contre, les secondes sont toujours en service. Il est cependant trop tôt pour conclure. Notons que, pour celles-ci, les tolérances du fond de piston sont nettement plus larges.

4. *Pièces d'allonge* (fig. 6 bis).

Malgré la course utile importante des étançons Westfalia, il est difficile d'obtenir que les pièces d'allonge soient déposées en temps utile.

Nous avons remplacé la première rehausse par une pièce à emboîtement extérieur ; de cette façon, l'ouvrier peut voir la course utile dont il dispose et, lors d'une arrivée en butée mécanique accidentelle, le fût intérieur difficile à réparer ne pourra plus être déformé.

D'autre part, nous avons constaté que les rehausses en surnombre en taille se perdaient facilement ; dans le but de les supprimer, nous avons demandé

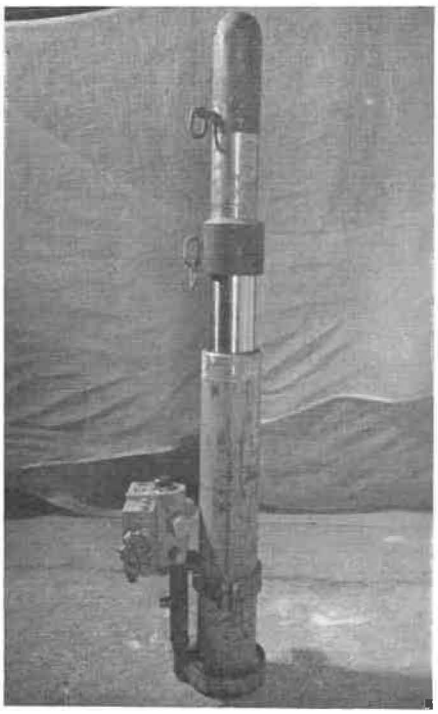


Fig. 6bis. — Etançon équipé des deux types de rehausses.

à Westfalia d'étudier un étançon doublement télescopique d'environ 80 cm de course et dont l'étage intérieur pourrait porter 30 t.

5. *Bloc-vanne* (fig. 7).

Après quelques mois de service avec les blocs-vannes modèle 1961, nous avons constaté des inétanchéités importantes aux raccords aux étançons : des boulons creux pliés et joints toriques de 17,3 × 2,4 détériorés.

Fig. 7. — Bloc-vanne modèle 1961 rehaussé et flexible à haute pression, muni de sa tresse métallique de protection.

Nous avons remonté les blocs-vannes de près de 17 cm par l'introduction d'un intercalaire portant la nipple de raccordement de l'étançon arrière. La consommation des boulons creux a très fortement diminué ; par contre, les joints toriques laissent toujours à désirer : leurs tolérances de fabrication sont beaucoup trop larges et leur matière résiste mal à l'émulsion. Vu l'importance capitale de ces joints dans la tenue du soutènement, nous envisageons leur suppression pure et simple en les remplaçant par des accouplements rigides du type raccord universel à haute pression.

Citons, pour être complet, l'essai des soupapes de décharge à sièges en plastique ; nous ne voudrions pas conclure prématurément, mais nous remarquons que la limite de déclenchement décroît dans le temps. Une soupape réglée à 30 t au départ ne tient plus que 22 à 24 t après 2 mois de service.

Du côté flexibles, nous utilisons pour le retour des flexibles armés d'une tresse métallique ; nous avons essayé, avec beaucoup de succès, une tresse métallique de protection amovible sur le flexible d'alimentation à haute pression. Le flexible présenté sur la photo est resté 8 mois en service en taille sans blessures apparentes.

Notons qu'en remontant les blocs-vannes, les flexibles risquent moins d'être coincés entre le socle du rabot et le convoyeur.

6. *Vue d'ensemble.*

La photographie d'ensemble de la figure 8 récapitule nos diverses modifications au matériel de soutènement ; nous pouvons y distinguer :

— Les rehausses nouveau modèle à emboîtement extérieur.
— Les rehausses de réserve suspendues aux bêles avant pour limiter les pertes.
— Les blocs-vannes surélevés.

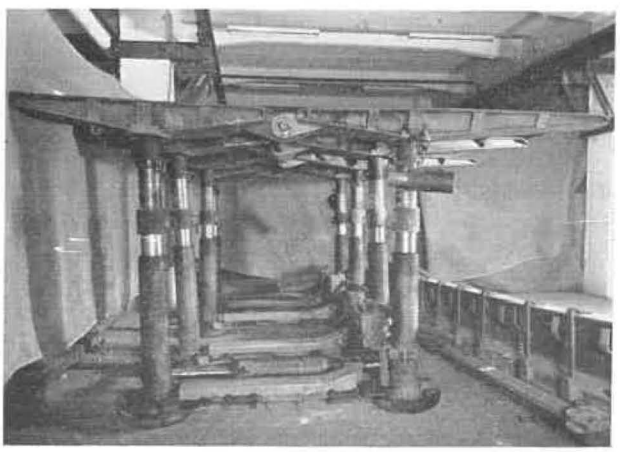


Fig. 8. — Matériel d'origine modifié.

2. Groupes hydrauliques.

1. *Modification de matière.*

L'étude des diverses causes de pannes nous a amenés à modifier la matière des tiroirs de distribution des pompes, et Westfalia a remplacé, avec beaucoup de succès d'ailleurs, les sièges d'aspiration en acier par des sièges en matière plastique et les billes d'acier par des billes en Widia.

2. *Nourrices en voie et groupes surpresseurs en taille* (fig. 9).

Dans une taille difficile, il s'avère intéressant de pouvoir multiplier les équipes de ripeurs ; pour cela, nous devons multiplier les stations pompes en taille.

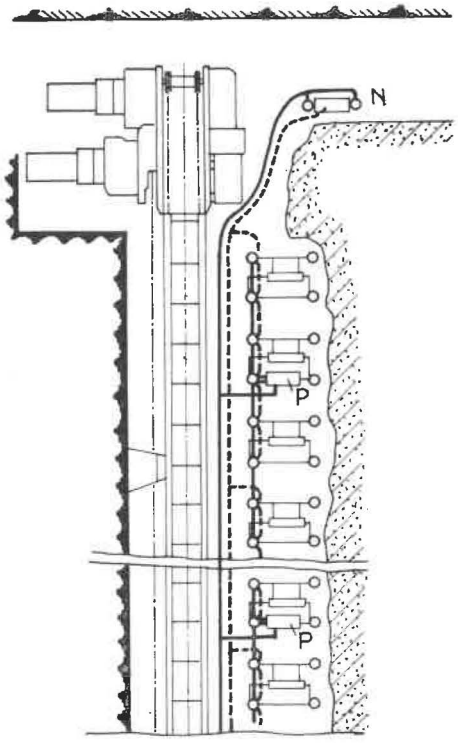


Fig. 9. — Schéma de raccordement des pompes en taille à la nourrice du pied de taille.
Pompes en taille P tous les 12 éléments
Nourrice en voie N 2,5 à 3 kg/cm²

Pour des raisons tant financières que techniques, nous avons réalisé l'essai suivant :

Une pompe nourrice à grand débit et faible pression 2,5 à 3 kg/cm², couplée à un réservoir de grande capacité disposé en voie de base, alimente les groupes basse et haute pression répartis en taille à raison d'une station par 10 à 12 éléments de soutènement. La tuyauterie d'alimentation, un flexible de 30 mm de diamètre, et le retour, un flexible armé de 50 mm de diamètre, sont logés dans les haussettes du blindé.

Avec cette disposition, dans une taille normale, une équipe de foudroyeurs s'occupera de 2 pompes ; par contre, si le toit se détériore, nous disposerons une, voire même deux équipes par pompe, soit par 15 m de front.

La photographie de la figure 10 montre un groupe haute et basse pression en taille, elle permet de se

Fig. 10. — 34e/20. Pompe en taille, protection enlevée.

rendre compte du faible encombrement de ce nouvel ensemble fixé à la lame de ressort d'un cadre de soutènement.

Remarquons que le réservoir et ses accessoires ont disparu et que cet ensemble réduit est fixé à la lame de ressort de liaison d'un cadre de soutènement.

III. APPAREILS DE MESURE

Outre la mise en œuvre de cannes de mesure de convergence, pour suivre le comportement hydraulique du soutènement, nous disposons de manomètres enregistreurs mis au point en collaboration avec la firme Rauwers.

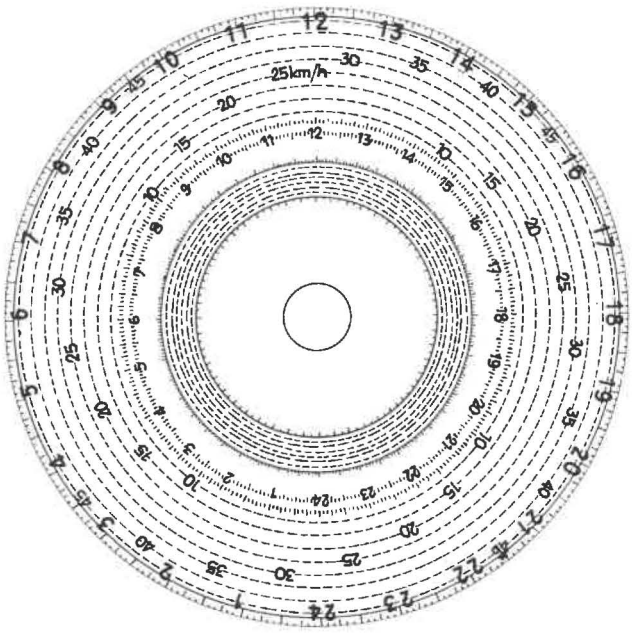


Fig. 11. — Diagramme.

Nous plaçons généralement un enregistreur par groupe d'éléments ; les disques échangés toutes les 24 heures permettent, comme nous le verrons ci-après, de tirer des renseignements très intéressants.

Ces appareils enregistreurs ont été réalisés à partir des tachographes qui équipaient précédemment nos locotracteurs du fond ; pour l'élaboration des prototypes, nous avons récupéré les boîtiers et les mouvements d'horlogerie des anciens appareils et la firme Rauwers les a munis de manomètres de précision permettant l'enregistrement de pressions pouvant varier de 0 à 500 kg/cm².

Pour des raisons financières, nous utilisons des diagrammes préimprimés du type « transporteur ». Sur le diagramme vierge de la figure 11, nous relevons à la périphérie une graduation de 1 à 24 représentant les 24 heures d'une journée, le disque effectue une rotation en 24 heures ; les cercles concentriques marqués 10, 15, 20, 25, 30, 35, 40 et 45 sont les repères de pression, en ajoutant un zéro à ces chiffres, nous obtiendrons en lecture directe la pression enregistrée en kg/cm².

IV. EXAMEN DU PRINCIPE DE SOUTENEMENT

1. Suppression du principe des vases communicants.

Dans quelques jours nous essayerons, en collaboration avec Westfalia, quelques blocs-vannes double corps réalisant la suppression du principe des vases communicants et faisant fonctionner les deux étançons d'un même cadre en entités hydrauliques séparées.

2. Disposition en quinconce (fig. 12).

L'expérience nous montre que l'introduction du soutènement marchant dans une taille n'améliore pas le toit ; des fractures parallèles au front présentant des déplacements plus ou moins importants se répètent à des distances en relation avec le pas du soutènement.

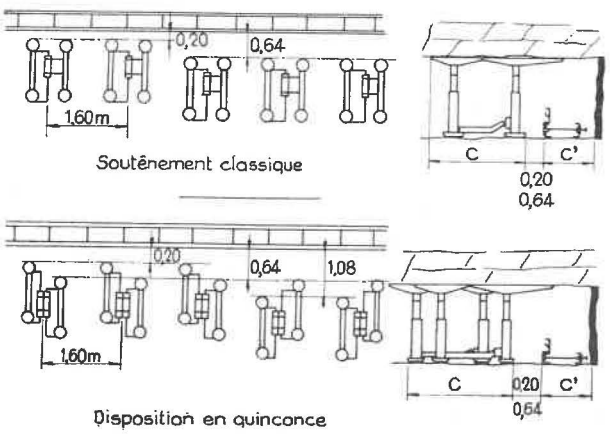


Fig. 12.

Le fait de décaler et de recaler le soutènement favorise les mouvements des bancs de toit.

Examinons théoriquement le comportement du soutènement classique Westfalia.

	Westfalia classique	semi-quinconce	quinconce
Puissance avant ripage	22 t/m²	22 t/m²	19 t/m²
Puissance après ripage	12,5 t/m²	16 t/m²	16 t/m²
Perte de puissance	45 %	27 %	16 %

Supposons qu'avant ripage tous les étançons soient à la portance maximum de 30 t ; la puissance de soutènement est alors de 22 t/m². Immédiatement après ripage, si la tension de pose est de 15 t, la puissance devient 12,5 t/m². C'est-à-dire que l'opération de ripage entraîne une perte de puissance théorique de l'ordre de 45 %.

Supposons que l'on n'avance qu'un cadre sur deux, laissant les étançons des autres cadres à la portance maximum de 30 t. La puissance de soutènement avant ripage de 22 t/m² devient 16 t/m², soit une chute de puissance théorique de l'ordre de 27 %.

Forts de ce raisonnement, nous avons transformé le soutènement que nous possédions en type « tandem - parallèle en quinconce » ; dans ce cas, les étançons sont disposés sur quatre files parallèles au front, l'entr'axe des files avant ou des files arrière est de 44 cm. Les cadres sont ripés un sur deux, mais de 88 cm cette fois de façon à retrouver après ripage le même canevas qu'avant ripage.

Un calcul analogue aux précédents montre que la puissance de soutènement passe de 19 à 16 t/m², soit une chute de puissance de 16 % seulement pour une tension de pose de 15 t.

Pour la réalisation pratique du double pas, nous avons relié mécaniquement et hydrauliquement deux cylindres ripeurs de 44 cm de course. Pour faciliter les raccordements hydrauliques, nous avons utilisé pour chaque élément un cylindre ripeur modèle 1960 et un cylindre ripeur modèle 1961 (fig. 13).

Après l'essai des prototypes en août et septembre 1961, fin de l'année, nous avons introduit 10 éléments en quinconce au milieu de la 34^{me}/20. La longueur de front équipée étant trop faible pour conclure, nous avons ajouté cette année 10 éléments supplémentaires. Nous remarquons :

— que les dimensions des blocs de foudroyage ont augmenté ;
— que le foudroyage tombe plus tard, les pierres encombrent moins la havée de circulation ;
— il semble que les fractures du toit parallèles au front s'écartent et présentent des rejets moins importants.

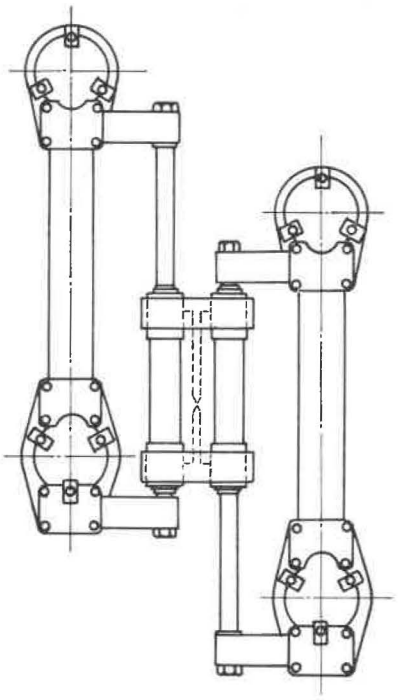


Fig. 13. — Cadre de base modifié permettant la disposition en quinconce.

Les deux diagrammes supérieurs de la figure 14 donnent une idée de l'allure générale de la prise de pression au milieu des éléments en quinconce et en un point situé 10 m sous la zone équipée de quinconce.

Le diagramme de gauche, enregistré dans le soutènement normal, présente de nombreux déclenchements de soupape de décharge et une montée assez rapide de la pression après ripage ; la portance maximum est atteinte après environ 30 min. Dans le soutènement en quinconce, diagramme de droite, nous remarquons que la courbe de pression est beaucoup plus stable, sauf vers 20 heures où il y eut un double décalage, et que la prise de pression après ripage est beaucoup plus lente ; il faut attendre près de 3 heures pour approcher la portance maximum.

Ceci semble montrer que, dans le second cas, les mouvements des épontes sont nettement plus lents.

Le diagramme inférieur se rapporte au jeu supérieur de la 38me/20. Les pressions sont très régulières et l'action des épontes semble se situer entre 25 et 30 t ; la prise de charge après ripage paraît très lente.

Les figures 15 et 15 bis montrent la disposition en quinconce à la 34me/20.

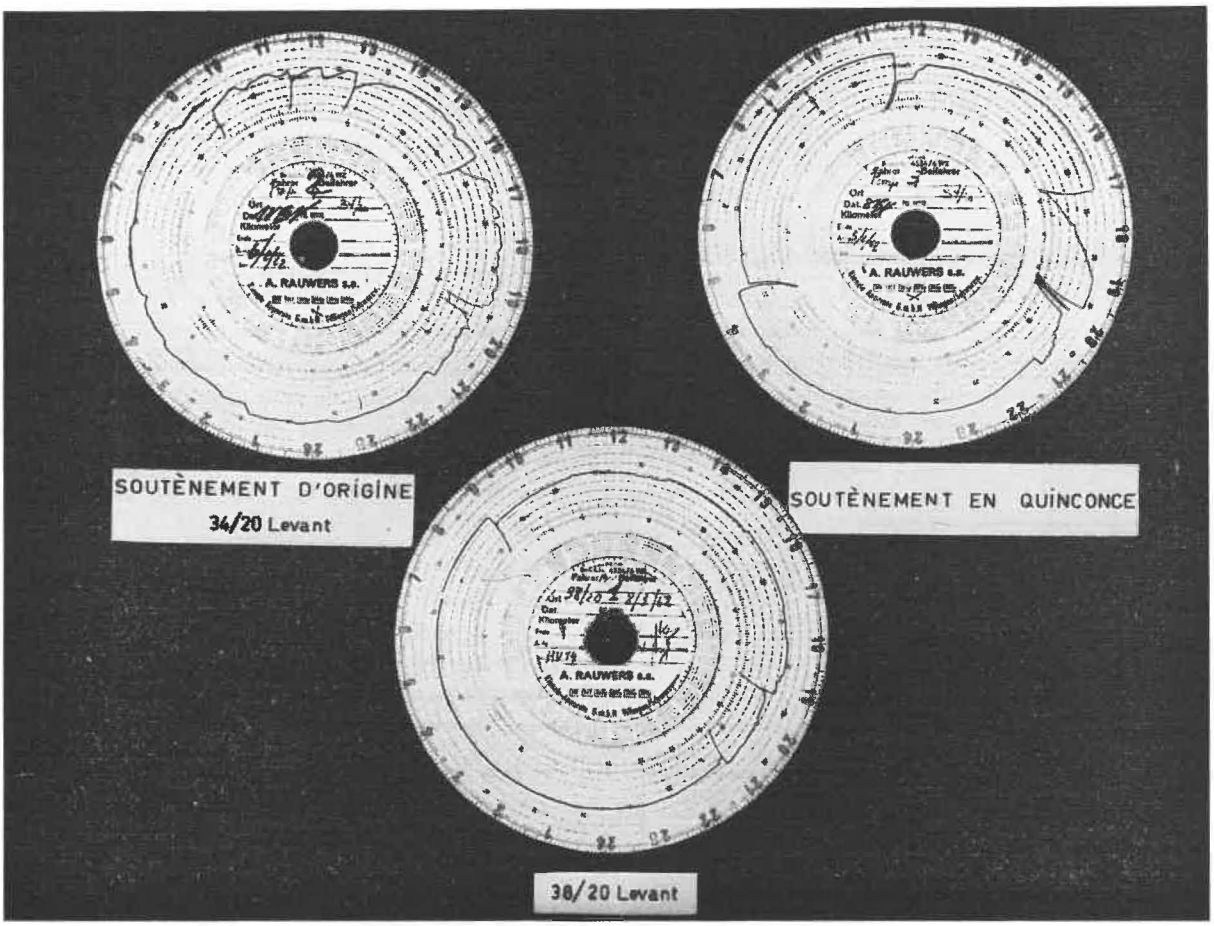


Fig. 14.

Fig. 15. — 34e/20. Soutènement en quinconce.

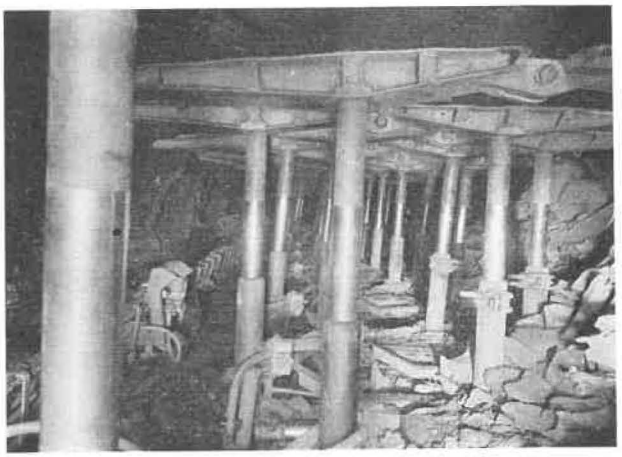


Fig. 15bis. — 34e/20. Soutènement en quinconce.

Nous nous sommes postés au pied du groupe en quinconce de façon à pouvoir montrer le recul des éboulis dans la zone qui nous intéresse.

V. CONCLUSIONS

Pour conclure, nous pensons que le matériel de soutènement marchant que nous possédons convient pour des tailles jusqu'à 1,50 m d'ouverture.

Par contre, au-delà, le matériel résiste mal ; les coûts d'entretien augmentent très rapidement. Il est prématuré d'avancer des chiffres, mais nous avons l'impression que les résultats de la 38/20 seront nettement meilleurs que ceux obtenus à la 34/20 ; ces deux tailles sont situées dans la même couche, avec des épontes similaires, mais dans le premier cas l'ouverture est inférieure à 1,50 m, tandis que dans le second elle approche les 2 m.

Ajoutons qu'à l'heure actuelle, au point de vue du matériel, outre la résistance mécanique de certains éléments qui reste à revoir, des problèmes d'étanchéité se posent et doivent retenir toute notre attention.

Le soutènement marchant Wild aux Charbonnages André Dumont

par G. J. DEHEM,
Directeur des Etudes du Fond.

SAMENVATTING

Bij wijze van proef, werden 40 elementen schrijdende ondersteuning opgesteld in pijler 471 van de verdieping 1040 m ; pijler 311 van dezelfde verdieping is uitgerust met 140 elementen.

De hoedanigheid van het nevengesteente was niet bepalend in de keuze van de pijlers, maar wel de wens pijlers te mekaniseren die de minst gunstige klimatologische omstandigheden vertoonden. De samenstelling van het dak, goed in pijler 471, is ongunstig voor wat pijler 311 betreft ; de homogeneïteit is verbroken door talrijke stoornissen van verscheidene oorsprong. Het dak bestaat uit zachte schiefer die plaatselijk uiterst gestratifieerd is. Die toestand is nog verergerd door de voorafgaande uitbating van twee onderliggende lagen.

Nadat de afstand tussen de elementen was verminderd tot 0,90 m kreeg men ernstige moeilijkheden met de bescherming van de voedingsslangen. Er werd beslist dat de asafstand tussen de eenheden niet minder dan 1 m zou bedragen. Het draagvermogen van de ondersteuning kan desnoods door andere middelen met meer succes en minder onkosten verhoogd worden. In geval van zwak dak, moet vermeden worden de zetlast en de draaglast te verminderen door het plaatsen van rondhouten tussen dak en kappen, omwille van hun te verwaarlozen weerstand tegen samendrukking.

Met een aangepaste ondersteuning is het mogelijk ook de minste relatieve verplaatsing van de lippen van een storing te vermijden, zodat een oningewijd bezoeker de pijler kan doorlopen zonder ze op te merken. De hoge draaglast samen met de brede steunbases van 3.300 cm² laten een tot nog toe ongekende muurkontrole toe.

Als men het gebruik van de schrijdende ondersteuning tot de lagen met minder goed dak wil uitbreiden, moet men er ten allen prijze in gelukken de in het gesteente bestaande stoornissen gesloten te houden.

RESUME

40 unités marchantes ont été placées à titre d'essai à la taille 471 de l'étage de 1040 m et 140 unités équipent la taille 311 du même étage.

Ces tailles n'ont pas été choisies pour la qualité des épontes, mais parce que nous avons désiré mécaniser d'abord l'étage désavantagé au point de vue climat en taille. Le toit, bon à la taille 471, est défavorable à la taille 311. Son homogénéité est rompue par de nombreuses cassures d'origine diverse. Il est constitué de schistes doux et comprend des zones stratifiées à l'extrême. La situation est aggravée par l'exploitation préalable de deux couches sous-jacentes

Le rapprochement des éléments à la distance de 0,90 m a donné lieu à de sérieuses difficultés au point de vue de la protection des flexibles d'alimentation. Il y a lieu de ne plus placer les unités à une distance d'axe en axe inférieure à 1 m ; il existe, si nécessaire, d'autres moyens plus efficaces et moins onéreux pour augmenter la puissance de soutènement. Pour conduire un toit fragile, il faut veiller à ne pas diminuer la pression de pose et la portance effectives des unités en plaçant entre le toit et la bêle des bois ronds dont la résistance à la compression est quasi inexistante.

Il est possible, avec un soutènement à caractéristiques adéquates, d'empêcher tout mouvement relatif des lèvres des cassures du toit à tel point qu'un visiteur non averti risque de parcourir la taille sans les apercevoir. L'emploi conjugué de grandes forces portantes avec des bases de 3.300 cm² permet un contrôle du mur inconnu jusqu'à présent.

La possibilité de maintenir fermées les solutions de continuité du toit est capitale en soutènement marchant, si nous désirons étendre son emploi dans les tailles à épontes moins favorables.

INHALTSANGABE

Im Streb 471 auf der 1040 m-Sohle sind versuchsweise 40 schreitende Ausbaurahmen eingesetzt worden ; der Streb 311 auf der gleichen Sohle ist mit 140 Rahmen ausgerüstet. Wir haben diese Strebe nicht wegen der Beschaffenheit des Nebengesteins ausgewählt, sondern vielmehr um zuerst den Ausbau auf der Sohle zu mechanisieren, die hinsichtlich der klimatologischen Umständen am ungünstigsten gestellt ist. Das Hangende im Streb 471 ist gut, im Streb 311 dagegen ist es schlecht. Es besteht aus weichem Schiefer, der stellenweise ungewöhnlich stark geschichtet ist. Der voraufgegangene Abbau zweier liegenden Flöze hat die Verhältnisse noch weiter verschlechtert. So kommt es, dass der Zusammenhang des Hangenden durch zahlreiche Risse verschiedener Herkunft gestört ist.

Rückte man die Ausbaurahmen bis auf 90 cm aneinander, so traten ernste Schwierigkeiten im Schutz der Druckleitungen auf. Der Mittenabstand der Rahmen muss mindestens 1 m betragen. Falls erforderlich, lässt sich die Stützkraft durch andere, wirksamere und weniger kostspieligere Mittel erhöhen. Um ein schwaches Hangendes zu beherrschen, kommt es darauf an, die tatsächliche Stützkraft unvermindert zu erhalten ; Rundhölzer die so gut wie keine Druckfestigkeit besitzen, dürfen nicht zwischen das Hangende und die Kappe gesetzt werden.

Man kann mit einem entsprechenden Ausbau die Relativbewegungen von Bruchkanten im Hangenden so weit unterbinden, dass ein Besucher, den man nicht besonders darauf aufmerksam macht, sie überhaupt nicht bemerkt. Der Einsatz eines Ausbaus von grosser Tragkraft mit Auflageflächen von 3.300 m^2 gestattet eine bisher in diesem Umfang nicht bekannte Beherrschung des Liegenden.

Von entscheidender Wichtigkeit beim schreitenden Ausbau ist es, dass der Zusammenhang des Hangenden bewahrt bleibt und keine offenen Risse auftreten ; nur unter dieser Voraussetzung lässt sich schreitender Ausbau in Streben mit weniger günstigerem Nebengestein einsetzen.

SUMMARY

40 self-advancing units were installed for experimental purposes in face 471 at a level of 1040 m and there are 140 units in face 311 at the same level.

These faces were not chosen for the quality of the surrounding rock, but because we wished first of all to mechanize the level which was at a disadvantage from the point of view of the climate at the face. The roof, which is good in face 471, is unfavourable in face 311. It consists of soft shale and contains some extremely stratified zones. The situation is aggravated by the previous working of two underlying seams. Its homogeneity is broken by many breaks brought about by various causes.

Serious difficulties with regard to the protection of the hoses were encountered in bringing the elements to within 0.90 m. Henceforth, the units must no longer be placed closer than 1 m from axis to axis ; if necessary, there are other more effective and cheaper means of increasing the power of the support. To manage a fragile roof, care must be taken not to place between roof and bar round timber which has practically no resistance to compression. Such a manner of working greatly lessens the effective setting and yielding load.

With a support of suitable characteristics, it is possible to prevent all relative movement of the edges of the roof-breaks to such an extent that the inexperienced visitor might go over the whole face without noticing them. The combined use of great yielding loads with bases of 3300 cm^2 enables the floor to be controlled to an extent hitherto unknown.

The possibility of keeping the solutions of roof continuity closed is of vital importance in powered support, if we wish to extend its use to faces with less advantageous surrounding rock.

La description du matériel, le soutènement marchant Wild Goal Post, ainsi que les premiers résultats obtenus dans notre charbonnage, ont déjà fait l'objet d'un article paru successivement dans le Bulletin Technique n° 1 1961 de l'Union des Ingénieurs sortis de la Faculté des Sciences Appliquées de l'Université de Louvain et dans les n° 4 et 5 des Annales des Mines de Belgique.

MODE OPERATOIRE UTILISE AUX CHARBONNAGES ANDRE DUMONT

(fig. 1).

Après 30 à 40 cm d'avancement du transporteur obtenu au moyen des pousseurs *hydrauliques incorporés* dans l'unité marchante, les éléments du soutènement sont avancés successivement par commande manuelle depuis la station pilote.

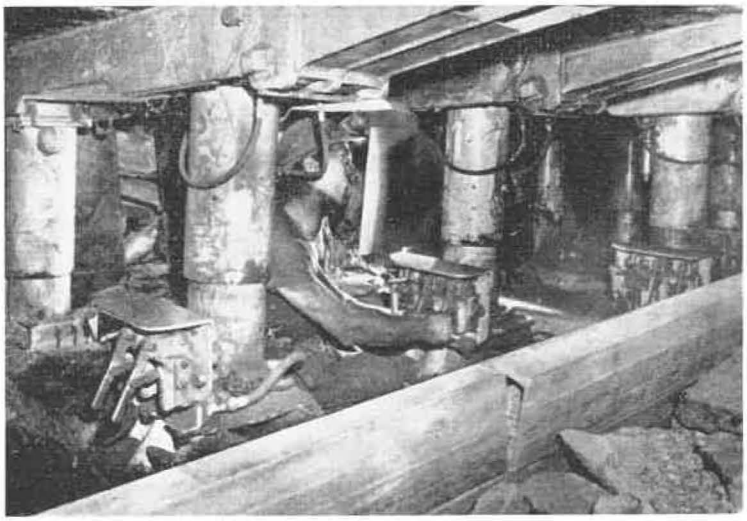


Fig. 1. — Avancement d'un élément de soutènement; le cadre maintient le contact avec le toit pendant l'opération. A remarquer le foudroyage derrière les tôles de protection.

L'opération d'avancement a normalement lieu comme suit :

1) L'ouvrier place le levier qui commande le cylindre d'avancement en position marche avant (petit levier de gauche). Les piles étant serrées au toit, l'unité ne se déplace pas.

2) Comme le montre la photo, l'ouvrier foudroie en même temps les deux piles en manœuvrant les deux leviers de droite ; opération qui déclenche automatiquement *l'avancement de l'unité, tout en maintenant une pression contre le toit.*

3) Il remet les pressions sur les piles de soutènement et replace la manette de commande du cylindre en position neutre.

APPLICATION AUX CHARBONNAGES ANDRE DUMONT

40 unités de soutènement marchant type Goal Post ont été mises en service à titre d'essai en octobre 1960, dans la taille 471 de la couche O à l'étage de 1.040 m et 140 éléments équipent actuellement la taille 311 de la couche B.

Pourquoi la nouvelle mécanisation a-t-elle été introduite dans ces deux couches et tailles ?

En voici la raison :

Pour essayer un soutènement marchant, on choisit normalement, ce qui est logique, un chantier favorable en prenant notamment en considération la qualité des épontes. Il n'en a pas été ainsi dans le cas qui nous occupe.

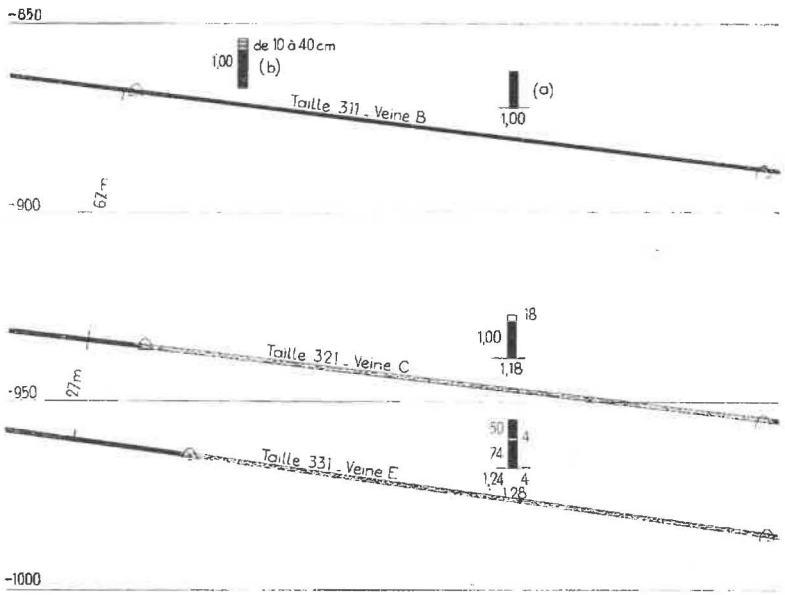


Fig. 2.

Les Charbonnages André Dumont, comprenant deux étages d'exploitation, les étages de 807 et de 920, ainsi qu'un étage de préparation, l'étage de 1.040, nous avons trouvé normal, la mécanisation devant diminuer le personnel employé au soutènement, d'équiper tout d'abord *le niveau désavantagé au point de vue climat en taille, c'est-à-dire température.*

Les tailles 471 et 311 n'ont donc pas été choisies pour la qualité des épontes, mais uniquement parce qu'imposées par le planning de préparation de l'étage de 1.040 et c'est ainsi que, si l'essai avec les 40 premiers éléments a été fait dans un chantier à toit favorable, le soutènement marche actuellement dans une couche à toit peu favorable, situation aggravée, dans le cas de la taille 311, par l'exploitation de deux couches sous-jacentes de 1,18 m et 1,28 m d'ouverture (fig. 2).

CARACTERISTIQUES DES TAILLES, DU SOUTENEMENT, ET LEÇONS FOURNIES PAR UNE EXPERIENCE DE 18 MOIS

La marche du soutènement dans la taille 471 (fig. 3) à épontes saines n'a guère d'histoire, le seul fait digne d'être signalé est un démarrage oblique qui a nécessité un pivotement du front d'abattage,

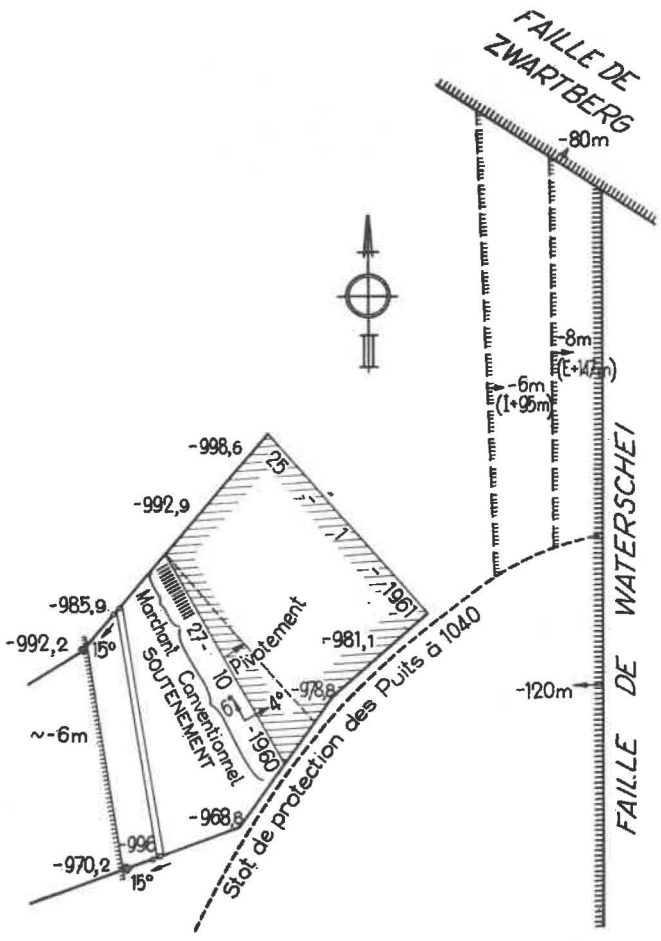


Fig. 3. — Charbonnages André Dumont — Taille 471, veine O.

autour du pied de la taille, de 21° au total. Les unités marchantes étant attachées au transporteur, *ce pivotement n'a demandé aucune attention spéciale.*

Caractéristiques de la taille 311.

— Longueur : 165 m.
— Longueur équipée en soutènement marchant : 130 m.
En montant dans la taille, on a successivement :
— 15 m de soutènement ordinaire,
— 130 m de soutènement marchant,
— 20 m de soutènement ordinaire.
— Puissance : 90 cm à 100 cm.
— Ouverture : 90 cm à 1,35 m.
La variation de l'ouverture de la couche a lieu par la détérioration de sa composition au toit où il se forme souvent des intercalations de schiste de forme lenticulaire (fig. 2 - composition b).
— Arrière-taille : foudroyage.
— Toit : légèrement onduleux. Schistes doux très irréguliers au point de vue stratification et comportant assez souvent des zones stratifiées à l'extrême ayant donc *une prédisposition sérieuse au délitement* (1).
L'homogénéité du toit est rompue par la présence de nombreuses cassures d'origine diverse : origine géologique, exploitations sous-jacentes, exploitation même de la couche.
— Mur : pendant la période de marche avec le soutènement conventionnel, c'est-à-dire du mois de mars au mois de mai 1961, le mur se présentait rarement sous la forme unie derrière le transporteur. Il était systématiquement labouré par le rabot.
— Abattage : rabot ajouté Westfalia.

Résultats obtenus (moyenne de février).

— Production moyenne journalière : 457 t.
— Avancement moyen journalier : 1,73 m en un poste d'abattage.
— Rendement moyen chantier, surveillance comprise : 4.379 kg.

Principales caractéristiques du soutènement marchant (fig. 4).

— *Portance* : par pile : 50 t ; par unité : 100 t.
— *Pression de pose* par pile : 27 t à 28 t ; par unité : 54 t à 56 t.
— *Canevas de soutènement* :
Vu la qualité du toit, les unités, qui dans la taille d'essai avaient été placées à 1,05 m d'axe en axe, ont été rapprochées à 90 cm. Il en est résulté :
1) une pression de pose au m^2 de 20 t ;
2) une pression de portance au m^2 de 37 t.
Pression exercée contre le toit : 14 kg/cm^2.
Pression exercée contre le mur : 15 kg/cm^2.

(1) Bien entendu il n'en est pas toujours ainsi.

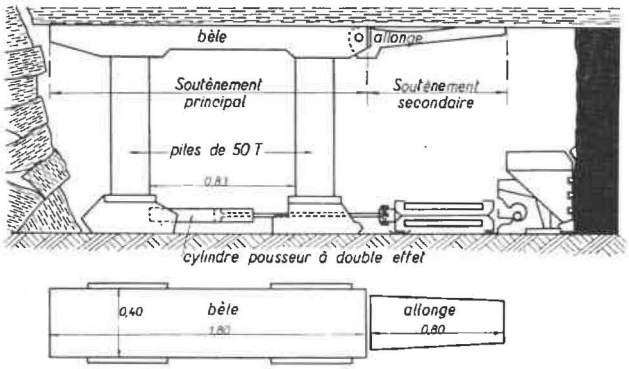


Fig. 4. — Type relié, système Wild (Goal-post). Dimension de la base = 3.300 cm².

Leçons fournies par une expérience de 10 mois à la taille 311.

Point de vue mécanique.

Le rapprochement des éléments a donné lieu à quelques difficultés au point de vue de la protection des flexibles d'alimentation, ceux-ci étant systématiquement blessés par l'avancement même des unités. On y a remédié partiellement en les suspendant aux éléments de soutènement.

D'une façon générale, les réparations mécaniques sont toutes effectuées sur place, et pour ce faire, nous employons un ajusteur au 1er poste et un ajusteur plus, par moments, un apprenti au 2e poste.

Il est évident que la mécanique du soutènement que nous employons, comme toute mécanique, même la plus perfectionnée, connaîtra des améliorations durant les années à venir, mais dans l'état actuel, le maintien en état mécanique des unités Goal Post ne pose pas de problèmes. La marche normale de la taille n'est en aucun moment mise en péril par un fonctionnement déficient de l'installation.

Variation de l'ouverture de la couche.

Nous avons déjà vu que l'ouverture de la couche variait par la détérioration de sa composition contre le toit. Cette variation de l'ouverture a été à plusieurs reprises à l'origine d'éboulements et d'une marche mauvaise et irrégulière de la taille. En voici la raison : lorsque par l'augmentation de l'ouverture, la pile était occasionnellement devenue trop courte, on a essayé, selon l'usage courant en soutènement conventionnel, de racheter la différence d'ouverture en plaçant, entre la bêle de l'unité marchante et le toit de la couche, des bois ronds de sapin de 10 à 15 cm de diamètre. Les conséquences ne se sont jamais fait attendre, le lendemain les bois étaient totalement écrasés *et le toit était devenu très mauvais.* Ceci était inévitable, cette façon de procéder revenait en fait, non seulement à placer les éléments avec une pression de pose très faible, mais surtout à remplacer la portance de 100 t de l'unité marchante par la résistance à la compression quasi inexistante de bois ronds de sapin. Actuellement, nous traversons les zones à variation d'ouverture en plaçant sur les bêles des blocs en chêne de 10 cm d'épaisseur, 30 cm de largeur et 40 cm de longueur (fig. 5). Le bois ayant une résistance appréciable à la compression lorsque l'épaisseur est petite par rapport aux deux autres dimensions, cette façon simple de procéder donne de très bons résultats. Nous avons, par exemple, traversé ainsi à la Noël 1961, sans aucune difficulté et malgré trois jours d'arrêt de travail, une zone où la couche avait une ouverture locale de 1,35 m sur 40 m de longueur et 3 m à 4 m de profondeur.

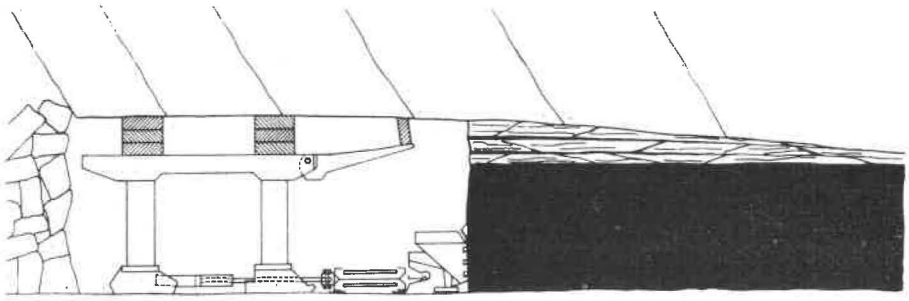


Fig. 5.

CONDUITE DU TOIT

Permettez-moi de résumer brièvement ici, avant de passer aux conclusions à ce sujet, ce que j'ai eu l'occasion de dire à Liège en février 1961 (2).

Conduire le toit consiste en fait à conduire les solutions de continuité de celui-ci, qu'il s'agisse de joints de stratification, de la fissuration préalable des bancs, de la fissuration consécutive à d'anciennes exploitations ou de cassures d'origine géologique.

En remblayage (fig. 6), le toit se comporte mieux qu'en foudroyage, pour deux raisons :

1) La compacité du remblai diminue la portée A-B des bancs du toit et par conséquent l'impor-

(2) Voir A.M.B., n° 4 et 5/1961.

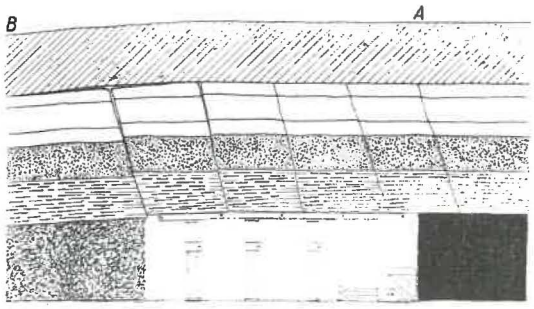


Fig. 6.

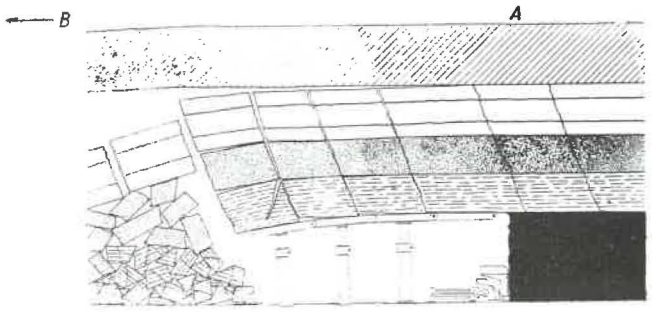


Fig. 7.

tance de la flexion ; un bon remblayage évite ou limite le décollement des bancs au-dessus de l'atelier de travail (3).

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

En foudroyage. Lorsque la taille est assez longue, c'est-à-dire quand le comportement des bancs du bas-toit n'est plus influencé par les deux encastrements supplémentaires des extrémités, l'allongement de la partie A-B favorise la flexion et le décollement des bancs du bas-toit et au surplus, la perte de continuité de ceux-ci laisse les agrippages se desserrer et enlève aux bancs du bas-toit toute résistance à la flexion ; le résultat est indiqué à la figure 7.

Je crois, quant à moi, que les décollements des bancs et l'ouverture des cassures de toute provenance qui sont à l'origine de la destruction finale du bas-toit, peuvent être évités par l'emploi en soutènement marchant d'éléments à portance et pression de pose suffisantes. Ici (fig. 8), par la création d'un véritable encastrement des bancs, on réduit plus encore qu'en remblayage leur portée A-B et on maintient intactes les tensions tangentielles qui empêchent l'ouverture des cassures.

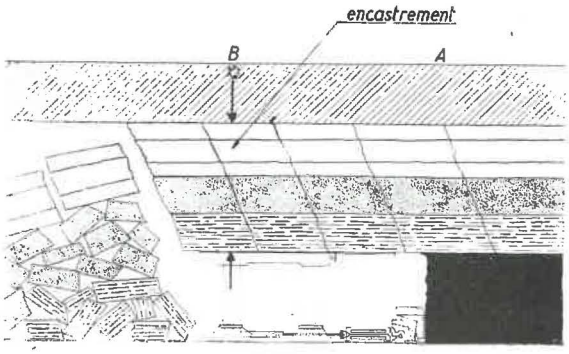


Fig. 8.

Le diagramme de fonctionnement d'une pile en taille est donné à la figure 9. Nous y lisons une pression de portance moyenne, de 8 h du matin à 8 h le lendemain matin, de 48,2 t, soit 96 % de la portance

(3) En soutènement marchant, nous devons, je crois, comme cela se passe en remblayage, essayer de réduire autant que possible la sollicitation à la flexion des bancs du bas-toit, surtout quand ils sont fragiles.

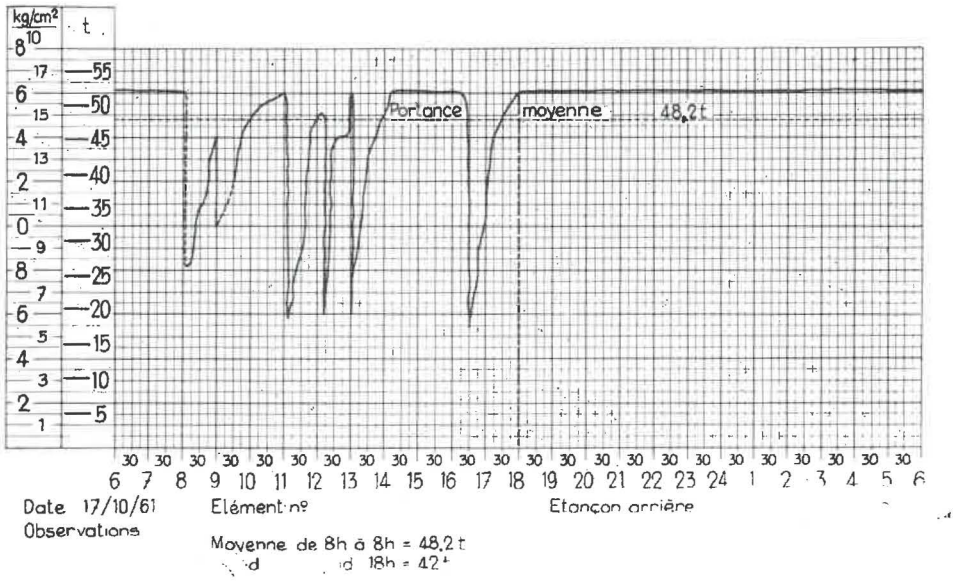


Fig. 9. — Soutènement marchant — Taille 311.

théorique. Cette moyenne considérable est obtenue grâce à l'allure de la courbe de mise en charge qui dénote, d'autre part, *chose très importante en soutènement marchant*, un tassement réduit à l'extrême et une détente faible du toit qui empêche celui-ci d'entrer dans la phase de foisonnement, caractérisée par un délitement de la roche lorsque celle-ci y est prédisposée (4).

Quelle leçon une expérience de 10 mois à la taille 311 a-t-elle fournie à ce sujet ?

1) *Situation avant l'introduction du soutènement marchant.*

Toit : présence dans le toit de nombreuses cassures et fissures avec ou sans rejet.

Présence de zones répandues de toit mauvais, dues au délitement d'un bas toit très stratifié et à l'existence de ce qu'on appelle, en langage de mineur, de nombreuses « désoifs » qui séparent les fines couches de schistes de nature différente. Toit mauvais dû aussi à l'ouverture des cassures et fissures d'origines diverses : géologique, exploitation de la couche, exploitations sous-jacentes.

Mur : le mur était caractérisé par un soufflage prononcé derrière le transporteur, par une pénétration habituelle des étançons dans le mur et surtout par l'impossibilité de maintenir, ne fut-ce que pendant la durée d'un poste, le rabot sur celui-ci.

2) *Situation après l'introduction du soutènement marchant.*

Toit : le fait *fondamental* à observer dans la taille visitée est celui-ci : les *fissures et cassures* du toit *restent fermées* et à tel point collées qu'un visiteur non averti risque de passer sous la plupart d'entre elles, sans même les remarquer. Ceci est, je crois, digne d'être signalé ; car maintenir les cassures fermées et empêcher tout déplacement relatif des lèvres de ces cassures me semble être capital en soutènement marchant, si nous désirons étendre son emploi dans les tailles à épontes peu favorables (5).

(4) Le délitement de la roche, lorsque celle-ci y est prédisposée était jusqu'à présent normalement impossible à éviter, car nous ne disposions en soutènement conventionnel que d'étançons à pression de portance ou à surfaces de contact avec les épontes insuffisantes. De même, tenant compte de la carence en portance ou en surfaces de contact du soutènement conventionnel, il est normal que les exploitants et beaucoup de spécialistes en conduite du toit aient considéré jusqu'à présent les décollements des bancs du bas-toit au-dessus de l'atelier de travail comme impossibles à éviter.

(5) C'est par le décollement des bancs du bas-toit et l'ouverture des cassures que les tailles à soutènement marchant périssent. Si le toit est composé de gros bancs homogènes de grès ou de schistes, la situation n'est pas catastrophique, mais quand il est composé de bancs très stratifiés et comprend des cassures, le toit se dégrade à tel point que le soutènement doit généralement être retiré.

Mur : le mur est devenu inerte et le fluage si souvent constaté entre éléments et les fronts ou entre éléments eux-mêmes est inexistant. Ceci même après trois jours d'arrêt. *La leçon à tirer, au point de vue de la conduite du mur* est, je crois, le fait que l'emploi de grandes forces portantes conjuguées avec des bases de 3.300 cm² de surface empêche tout soufflage de mur, à tel point que la difficulté de conduite du rabot, anormalement grande auparavant, a disparu. Le rabot glisse rigoureusement sur le mur sans jamais le quitter.

QUELQUES RENSEIGNEMENTS CONCERNANT LA TAILLE VISITEE

Au point de vue soutènement, le front de taille comprend trois tronçons (fig. 10) :

1) Le tronçon A-B à soutènement conventionnel (15 m) .

2) Le tronçon B-C à soutènement marchant (130 m).

3) Le tronçon C-D à soutènement conventionnel (20 m).

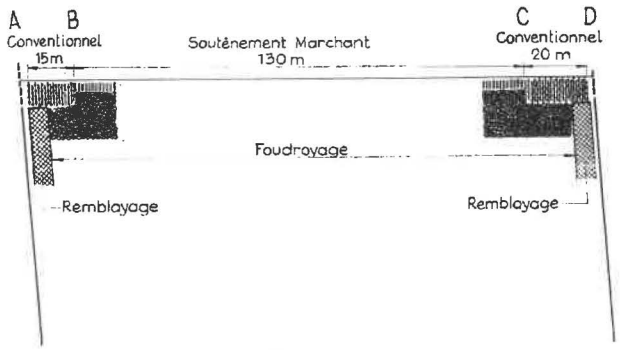


Fig. 10. — Taille 311, veine B.

Pourquoi, la taille n'est-elle pas entièrement équipée en soutènement marchant ? Il avait été primitivement décidé de placer les éléments à 1,05 m d'axe en axe et nous les avons finalement placés à 0,90 m, à cause de mauvais toit.

Nous savons qu'une disposition hybride de ce genre n'est pas favorable au soutènement marchant, les éléments frontière devant supporter une partie des pressions du toit qui ne leur revient pas. Ceci est d'ailleurs visible dans la taille, ces éléments donnant lieu à une convergence plus grande qu'ailleurs.

Réciproquement, la pression du toit sur le soutènement conventionnel des tronçons A-B et C-D n'est pas celle d'une taille normale en foudroyage, le comportement du toit et aussi celui du mur étant tout du long influencé par les deux encastrements supplémentaires à la voie et au soutènement marchant. La situation actuelle au point de vue convergence, état du toit et du mur des tronçons A-B et C-D du front de taille, ne peut donc guère être comparée à celle qui existait avant l'introduction du soutènement marchant.

Le soutènement marchant Westfalia au Charbonnage Limbourg-Meuse

par J. van der STICHELEN ROGIER,
Ingénieur Divisionnaire.

SAMENVATTING

Er werd een proef gedaan met 28 elementen « Westfalia » met kappen van 1,25 m lengte en voetplaten van 700 cm² in een laag met een opening van 1,40 m, gelegen in een tot dan toe niet uitgebate zone, en bewerkt met een schaaf.

De pijler heeft een lengte van 165 m ; de helling variëert van 14° tot 17° en bereikt plaatselijk 20°.

Tussen de vier stijlen van eenzelfde raam zijn scharnierende stangen aangebracht.

Het dak is zwaar, de vloer zacht en de kolen hard ; tweemaal per dag wordt het front afgeschoten over gans de lengte van de pijler.

De gewone ondersteuning van de werkplaats bestaat uit gelede kappen « Vanwersch » 52/114 met een lengte van 0,90 m.

De wrijvingsstijlen zijn van twee typen, namelijk « Schwarz Radiac » met een conische voet, gebruikt in combinatie met kaststempels « Wanheim », en lamellenstijlen « Wanheim », met voetplaat van 900 cm².

De asafstand tussen de rijen bedraagt 0,65 m.

Van juni 1961 tot maart 1962 waren de resultaten van deze werkplaats de volgende :

— Gemiddelde dagelijkse produktie : 720 t
— Gemiddelde dagelijkse vooruitgang : 2,20 m
— Werkplaatsrendement : 4.860 kg.

In de strook van 42 m voorzien van schrijdende ondersteuning bemerkt men dikwijls storingen met afbrokkeling van het laag dak.

In dat geval moet men met de afbouwhamer nissen maken waarin lange kappen van 3 m geplaatst worden om het dak op te vangen vooraleer de schrijdende elementen kunnen vooruitgedrukt worden.

Om te beletten dat de personeelsdoorgang wordt overspoeld door de stenen van de dakbreuk moet men alle 4 tot 5 m verloren stijlen plaatsen, die het breken van het dak vertragen. De platen tegen de achterste stijlen gehangen konden alleen niet volstaan.

Om ook in lagen met een zekere helling de stabiliteit van de elementen te verzekeren moeten deze laatste ten allen prijze loodrecht op de helling ge-

RESUME

28 éléments « Westfalia » avec bêles de 1,25 m et plateaux de 700 cm² ont été essayés dans une couche rabotée de 1,40 m d'ouverture et dans une zone absolument vierge.

La taille a 165 m de longueur et la pente varie de 14° à 17° (localement 20°).

Les quatre étançons d'un même élément sont retenus par des tringles articulées.

Le toit est lourd, le mur tendre et le charbon est dur ; on y pratique le minage en veine deux fois par jour sur tout le front de taille.

Le chantier est normalement soutenu par des bêles articulées « Vanwersch » 52/114 de 0,90 m.

Les étançons à friction sont de deux types, d'une part, des étais « Schwarz Radiac » à pieds coniques accompagnés de piles « Wanheim » et, d'autre part, des étais à lamelles « Wanheim » avec plaques de base de 900 cm².

Les files sont équidistantes de 0,65 m d'axe en axe.

De juin 1961 à mars 1962, le chantier a obtenu les résultats suivants :

— Production journalière moyenne : 720 t
— Avancement journalier moyen : 2,20 m
— Rendement chantier : 4.860 kg.

Dans les 42 m de soutènement marchant, il y a fréquemment des cassures avec détérioration du bastoit.

Il faut alors faire des niches au marteau-piqueur pour boiser des bêles de 3 m afin de reprendre le toit, avant le ravancement des éléments.

Pour empêcher l'envahissement de la havée de circulation par les éboulis de foudroyage, il faut placer tous les 4 à 5 m des chandelles abandonnées qui retardent le foudroyage, et cela, malgré les tôles de retenue pendues à l'arrière des bêles.

Pour garder une bonne stabilité aux éléments dans une taille pentée, il est indispensable qu'ils

houden worden. Dit wordt bereikt dank zij de verbindingsstangen.

De eerste stangen waren niet sterk genoeg ; daarop heeft de constructeur er andere geleverd met een sterkere en vooral soepelere bolscharnier.

Het hydraulisch materiaal geeft voldoening, nadat de slangen werden allen gestandardiseerd op een doormeter van 13 mm ; met dit type komen er geen lussen voor waardoor de vloeistofomloop verstopt wordt.

restent perpendiculaires aux épontes, ce qui est le rôle des tringles de retenue.

Les premières tringles s'étant avérées trop faibles, le constructeur a fourni un nouveau modèle à rotule beaucoup plus stable et surtout plus souple.

Le système hydraulique donne satisfaction après standardisation des flexibles au type « haute pression » de 13 mm de diamètre, qui ne forment pas de plis bouchant la circulation du fluide.

INHALTSANGABE

Die eingesetzten 28 Westfalia-Gespanne haben 1,25 m lange Kappen von 700 cm² Oberfläche und werden in einem Hobelstreb bei 1,40 m Flözmächtigkeit ohne jede vorgängige Beeinflussung durch anderweite Baue erprobt. Die Streblänge ist 165 m, das Einfallen 14 bis 17 (örtlich bis 20) Grad.

Die vier Stempel des einzelnen Gespanns werden durch Gelenkbügel parallel gehalten und versteift. Bei druckhaftem Hangenden, weichem Liegenden und harter Kohle erfolgt der Abbau in 2 Schichten über je eine volle Streblänge. Der übliche Ausbau geschieht durch Vanwersch-Gelenkkappen 52/114 von 0,90 m. Die zugehörigen Reibungsstempel haben verschiedene Bauarten, und zwar einmal « Schwarz-Radiac » mit konischem Fuss und mitgeführten « Wanheim »-Pfeilern, anderseits Lamellenstempel « Wanheim » mit Fussplatte von 900 cm². Die Reihen stehen im gleichen Abstande 0,65 m auseinander von Achse zu Achse.

Von Juni 1961 bis März 1962 hatte der Abbau folgende Ergebnisse :

— *mittl. tägl. Förderung :*	*720 t*
— *mittl. tägl. Fortschritt :*	*2,20 m*
— *Abbauleistung :*	*4.860 kg.*

In dem mit schreitendem Ausbau ausgestatteten Strebabschnitt von 42 m sind Brüche in der Dachschicht häufig. Um dann die Gespanne weiter vorrücken zu können, muss mit dem Abbauhammer vorgekerbt und das Hangende vorweg auf Holzstempeln und 3 m langen Kappen abgefangen werden. Im rückwärtigen Strebraum darf der Hangendbruch nicht bis ins Fahrfeld vordringen. Zur Sicherung werden verlorene Reihenstempel in 4 bis 5 m Abstand gesetzt, welche sich trotz der an den Gespannen aufgehängten rückwärtigen Schutzschilde zur Abhaltung des Bruches als nötig erweisen.

In einfallenden Streben hat die Stabilität der Gespanne grosse Bedeutung. Sie müssen immer bankrecht stehen. Die ersten Lenkerbügel, welche die Stempel gegeneinander abstützen, waren zu

SUMMARY

28 « Westfalia » units with 1.25 m bars and 700 cm² plates were tested in a stripped seam 1.40 thick and in an absolutely virgin zone.

The face is 165 m long and the dip varies between 14° and 17° (in places 20°).

The four props of a single unit are kept in place by articulated tie-bars.

The roof is heavy, the floor soft and the coal is hard ; shotfiring of the seam is carried out twice a day along the face.

The working place is normally supported by articulated bars of the « Vanwersch » 52/114 type, 0,90 m long.

The friction props are of the two types, on the one hand « Schwarz Radiac » props with conical feet and used with « Wanheim » chocks, and, on the other hand, « Wanheim » slat props with base plates 900 cm².

The lines are equidistant, 0.65 m from one axis to the next.

From June 1961 to March 1962, the working place obtained the following results :

— *Average daily output :*	*720 t*
— *Average daily advance :*	*2.20 m*
— *Output at working place :*	*4.860 kg.*

In the 42 m of self advancing support, there are frequent breaks and deterioration of the immediate roof.

In that case, stable-holes have to be made with the pick-hammer in order to timber the 3 m bars and to restore roof control before advancing the units again.

So as to prevent the walking track from being blocked by the caving debris, lost wooden props have to be placed every 4 to 5 m to delay caving, and this is necessary despite the check plates hanging behind the bars.

To keep the units stable in a sloping face, it is essential that they remain perpendicular to the surrounding rock, and this is the job of the check tie-bars.

The first tie-bars proved to be too weak, so the designer produced a new model with ball joints,

schwach. Eine andere Bauart mit Kniehebel erwies sich als stärker und als besonders wendig. Das hydraulische Verfahren ist praxisreif, nachdem die Schläuche auf Hochdrucktyp von 13 mm Durchmesser genormt sind. Dabei kommen durchflusshemmende Klanken nicht mehr vor.

which was much more stable and above all, more supple.

The hydraulic system gives satisfaction after standardization of the hoses to the « high pressure » type, 13 mm in diameter, which do not form folds, thereby blocking the flow of the fluid.

Plan du rapport.

I. Introduction.
II. Matériel « hors standard » fourni pour cet essai.
III. Caractéristiques du chantier.
IV. Historique de l'essai.
V. Critique du matériel.
a) Tenue du toit.
b) Stabilité du soutènement.
c) Flexibles.
d) Autre matériel.
VI. Conclusions.

I. INTRODUCTION

La S.A. des Charbonnages Limbourg-Meuse exploite un gisement dont la pente varie de 12 à 25°.

Après de multiples études et discussions avec les constructeurs sur la possibilité du soutènement marchant dans nos pentes, la direction décide d'essayer deux types d'éléments marchants, le « Westfalia » et le « Sahé-Somemi » type « Bruay ».

Pour faciliter la mise au point du matériel, la direction a choisi le seul chantier en exploitation où étaient réunies toutes les conditions suivantes :

1) Zone vierge. Aucune exploitation sous-jacente. Il s'agit en effet d'une couche tête de série au niveau de notre nouvel étage de 780 m et la taille actuelle est la première taille dans cette couche et dans cette série à ce niveau.

2) Pente pas trop forte pour Limbourg-Meuse, de 14 à 16°.

3) Long panneau très régulier de plus ou moins 800 m, entièrement reconnu par l'exploitation de la même couche à l'étage précédent de 700 m.

4) Ouverture idéale de plus ou moins 1,40 m.

5) Epontes de moyenne qualité pour Limbourg-Meuse.

II. MATERIEL HORS STANDARD FOURNI POUR CET ESSAI

1) Les tringles reliant les étançons pour les empêcher de basculer ont été décrites par M. Vanderputte, Ingénieur principal à Limbourg-Meuse, lors de la Journée du soutènement marchant organisée par Inichar à Liège (fig. 1) (1). Nous ne reviendrons pas sur le problème cinématique posé par ces tringles ; il a déjà été exposé.

(1) Voir article de M. VANDERPUTTE dans les A.M.B., mai 1961, p. 487/496.

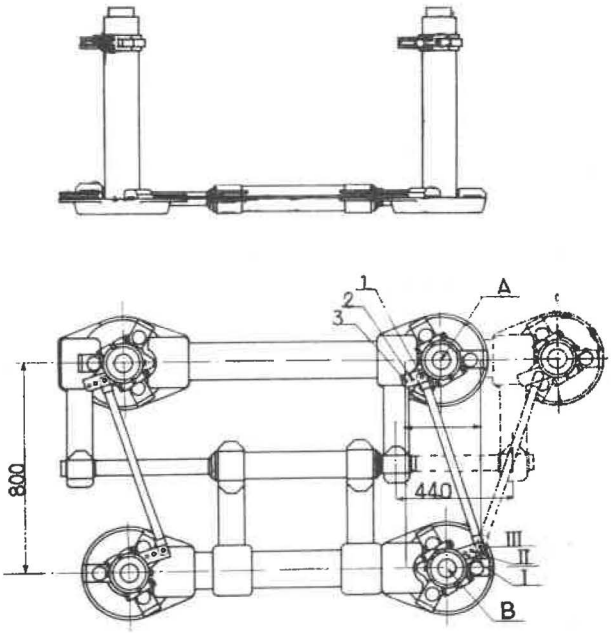


Fig. 1.

2) Les semelles d'appui ont 700 cm² de surface ; 10 nouvelles semelles de 1.100 cm² sont à l'essai.

3) Le porte-à-faux des bêles antérieures a été porté à 1,25 m contre 1 m en exécution standard. Ces bêles sont liées aux étançons par une rotule prisonnière.

4) Deux tôles de retenue des éboulis sont fixées aux bêles arrière.

III. CARACTERISTIQUES DU CHANTIER

La première taille 20 Couchant à 780 déhouille la moitié inférieure de la tranche de 325 m prise entre les étages de 700 et 780 m (fig. 2).

La voie de pied se rattache directement à un bouveau de recoupe à 780, tandis que la voie de tête se rattache au bouveau correspondant de 700 par un bouveau plantant égal à la moitié de la tranche.

Le panneau à déhouiller doit passer un synclinal suivi d'un anticlinal et nous oblige à de fréquents changements de direction dans les voies, avec pivotages correspondants en taille.

— Longueur : 166 m.
— Ouverture : 1,40 m.
— Contrôle du toit : Foudroyage.
— Toit : schistes argileux tendres (le coupage de voie se fait en partie au marteau-piqueur).

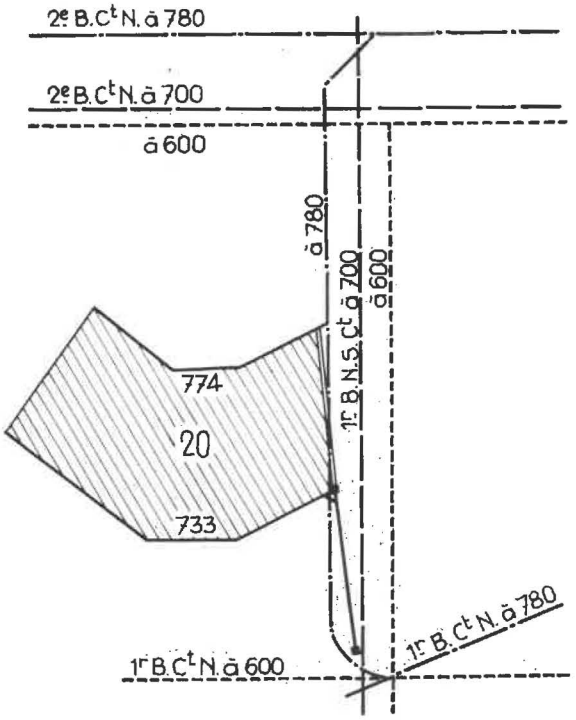


Fig. 2.

— Mur : Schistes argileux fragiles (la couche 19 se trouve entre 3 m et 1 m de la 20).
— Pendage : de 13 à 17°.

1) Soutènement.

Nous avons pris à l'essai 28 éléments « Westfalia » qui ont été placés à 30 m de la tête de taille. Le restant du chantier est équipé de bêles « Vanwersch » 52/114 de 0,90 m avec étançons à friction. Les étançons à friction sont de deux types, la direction désirant faire un essai prolongé de deux modèles d'étançons. Il s'agit, d'une part, d'étais « Schwarz Radiac» avec pieds coniques accompagnés par des piles « Wanheim » et, d'autre part, d'étais à lamelles « Wanheim » avec plaques de base de 900 cm².

Les files sont équidistantes de 0,65 m d'axe en axe.

A la fin du mois de mars, nous recevrons quelques éléments « Sahé-Somemi » que nous placerons dans la même taille.

2) Déblocage et accès au chantier.

En taille se trouve un convoyeur blindé PF.1 avec trois moteurs de 33 kW et rabot adaptable avec 2 moteurs de 33 kW. Le rabotage doit être précédé d'un minage préalable en veine.

La voie de pied est creusée en avant de la taille entièrement au marteau-piqueur, ce qui donne une idée du manque de cohésion des roches du toit et du mur. Les cadres T.H. de 29 kg/m ont 11,5 m² de section utile et sont placés sur semelles métalliques, à 50 cm d'axe en axe. Actuellement la stampe entre la couche 20 et la 19 (1,50 m) n'est plus que de 1,20 m et nous sommes obligés de placer les montants de cadres côté taille sur le charbon de la 19, ce qui ne diminue pas le nombre de postes consacrés au « rabassenage ». Pour le transport, nous avons un convoyeur répartiteur PF.1 avec concasseur à charbon « Beien » suivi d'un transporteur à écailles « Hauhinco », qui charge directement en berlines dans le bouveau.

La voie de tête utilise les mêmes cadres qu'en voie de base ; elle est équipée d'un transporteur navette « Hauhinco » muni de 40 m de tablier pour le transport du matériel et le « rabassenage ».

3) Résultats.

Depuis le démarrage du chantier en juin 1961, les résultats globaux sont les suivants.
— Production journalière moyenne : 720 t.
— Avancement journalier moyen : 2,20 m (y compris deux pivotages).
— Rendement total chantier : 4.860 kg.

IV. HISTORIQUE DE L'ESSAI

Des mesures de poinçonnage du mur ont d'abord été effectuées, afin de déterminer le type de semelle que nous devions adopter. Les mesures ont donné les résultats suivants.
— Pied de 126 cm² : poinçonnage du mur sous une pression de 4,7 à 9,5 t. Sous cette pression, la presse s'enfonce dans le mur jusqu'à étirement complet. La résistance spécifique est donc de l'ordre de ± 7,5 kg/cm².
— Semelle « Westfalia » de 700 cm² : La presse reste bloquée à 33 t pour un enfoncement de 2 cm.
— Semelle « Wanheim » de 900 cm² : La presse reste également bloquée à 33 t pour un enfoncement de 1 à 2 cm.

Les 17 premiers éléments marchants ont été introduits le 25 novembre 1961, suivis des 11 autres le 6 décembre 1961, le tout alimenté par une pompe. L'intervalle entre éléments était de 0,7 m, soit 0,75 m entre files d'étançons. Les cadres ne sont munis que d'une seule tringle à l'avant.

Le jour de l'introduction du soutènement marchant, le toit était fracturé, ce qui nous a obligés à placer des bêles en bois entre les éléments. Après quelques jours, le toit s'étant amélioré, le soutènement progresse normalement. Le personnel pour les 42 m de taille est de 1 moniteur et 2 ouvriers par poste.

La présence du moniteur n'est requise que pour la formation de différents ouvriers. Durant les mois de décembre et janvier, 2 à 3 hommes suffisent pour ravancer 42 m de soutènement 2 à 3 fois par poste.

La tenue du toit est satisfaisante et, compte tenu du manque d'expérience de notre personnel, ces résultats sont encourageants.

Néanmoins, nous relevons quelques points faibles dès le démarrage :

1) Les pieds des étançons avant pénètrent fréquemment dans le mur et doivent être sortis au palan avant le ripage des éléments.

La firme « Westfalia » nous promet de faire diligence pour fournir les semelles de 1.100 cm² à l'essai.

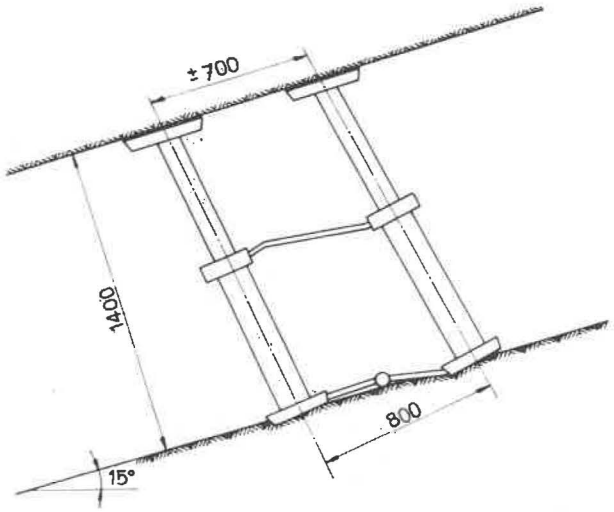


Fig. 3.

2) Les tringles de retenue s'avèrent trop faibles et leur point d'attache trop rigide. Nous assistons au phénomène représenté par la figure 3. Les tringles pliées rapprochent les têtes d'étançons et les basculent par un phénomène cumulatif. De plus les éléments n'étant munis que d'une tringle à l'avant, les étançons arrière se déplacent en tous sens, obligeant le personnel à les redresser fréquemment au « racagnac ».

Les éboulis de foudroyage sont assez bien retenus par les tôles en deux pièces pendues aux bêles postérieures.

Au début du mois de janvier, la dureté du charbon devient telle que nous sommes forcés de passer au minage de tout le front de taille, bien que cette méthode n'améliore certainement pas le toit. La firme « Westfalia » consultée nous affirme que nous pouvons miner sans crainte de détérioration des éléments marchants. Néanmoins pour protéger le matériel et particulièrement les flexibles, nous pendons du côté charbon les mêmes tôles que du côté remblai.

Nous minons 60 mines inclinées de 1,50 m à 2 m au 3e poste et encore 60 mines entre le 1er et 2e poste, la taille étant attelée à 2 postes complets de rabotage. Grâce à cette mesure, nous enregistrons durant la 2e quinzaine de janvier les meilleurs résultats du chantier avec une production moyenne de 1.020 tonnes nettes par jour et un avancement de 3,03 m par jour. La tenue du toit reste satisfaisante.

Au début du mois de février, nous recevons enfin les tringles arrière.

Vers la mi-février nous commençons à éprouver de sérieuses difficultés. Tandis que dans le soutènement conventionnel, la tenue du toit est très satisfaisante, dans le soutènement marchant le foudroyage s'avance jusqu'à l'articulation des deux bêles, et des cassures se produisent à front. Nous devons constituer des matelas de bois qui, à chaque ravancement, doivent être maintenus artificiellement par des chandelles placées entre les éléments. En même temps, notre soutènement est déjeté dans tous les sens, les tringles sont forcées et les colliers tournent autour des étançons, rompant toute la cinématique du tringlage.

En effet, si on considère la figure 1, on voit que le déplacement sans déviation d'un élément n'est possible que si le point d'attache des tringles ne tourne pas autour de l'étançon. Donc, ou bien on fixe le collier avec un goujon sur l'étançon et nous plions et cassons irrémédiablement les tringles, ou bien on se contente de serrer le collier, et les tringles n'ont plus alors qu'un rôle de retenue et non pas de guidage.

Le constructeur alerté nous signale la mise au point très prochaine de nouvelles tringles plus solides et spécialement adaptées à nos conditions difficiles.

A partir de mi-février, le soutènement marchant est devenu un frein pour le chantier. En effet, pour redresser un élément basculé et maintenu par deux tringles forcées, nous avons le choix entre deux solutions :

— Ou bien laisser descendre les 4 étançons et redresser le tout au « racagnac », ce qui découvre une surface de toit de 1,5 m × 3 m = 4,5 m². Ceci est impossible si le toit est très déliteux.

— Ou bien défaire les tringles, redresser les deux étançons supérieurs, les recaler ; ensuite redresser les deux inférieurs, rattacher les tringles, et enfin avancer l'élément. L'ensemble de l'opération peut demander 30 à 40 minutes si les conditions sont mauvaises.

Le mauvais toit se maintenant, avec comme corollaire le basculement des éléments, il ne nous est plus possible de ravancer les 28 éléments avec une seule équipe.

Il nous faut ravancer deux éléments simultanément, si nous voulons suivre l'avancement du front avec le soutènement.

Or le débit de la pompe est prévu pour ravancer et mettre sous charge un élément à la fois. Nous demandons donc au constructeur une deuxième pompe qui nous est immédiatement fournie le 15 février.

Nous pouvons alors doubler le personnel dans le soutènement marchant et donc avancer plus vite.

Malgré cela, nous avons des cassures à front et le toit se détériore au-dessus du soutènement.

Pour retrouver un bon toit, nous sommes obligés de creuser des niches pour y placer des bêles de 3 m qui supportent le toit avant sa détérioration.

Le 19 février, nous recevons 4 nouvelles tringles spécialement mises au point par « Westfalia » pour nos conditions (fig. 4). Ces tringles sont articulées dans les deux sens et sont en deux parties reliées par un ressort avec une tension préalable de 100 kg (fig. 4 et 4 bis).

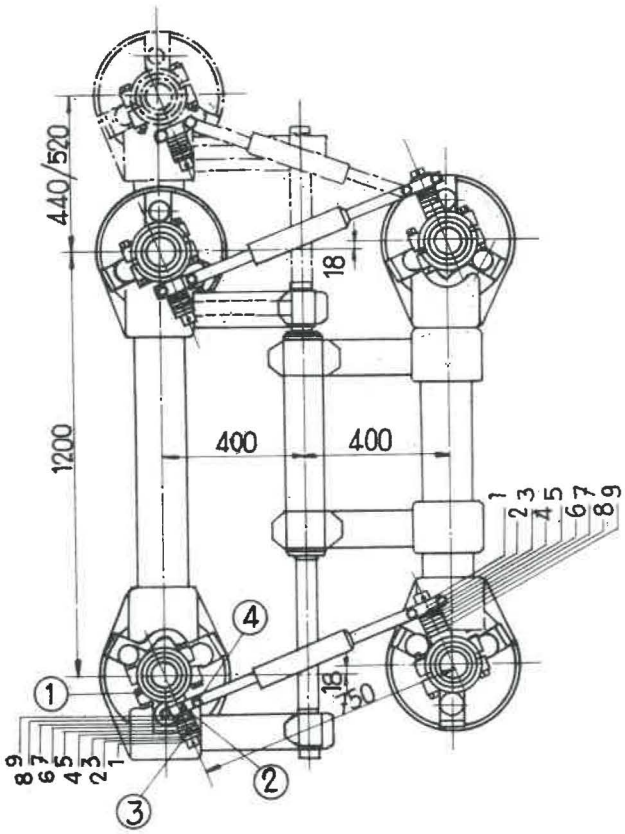


Fig. 4.

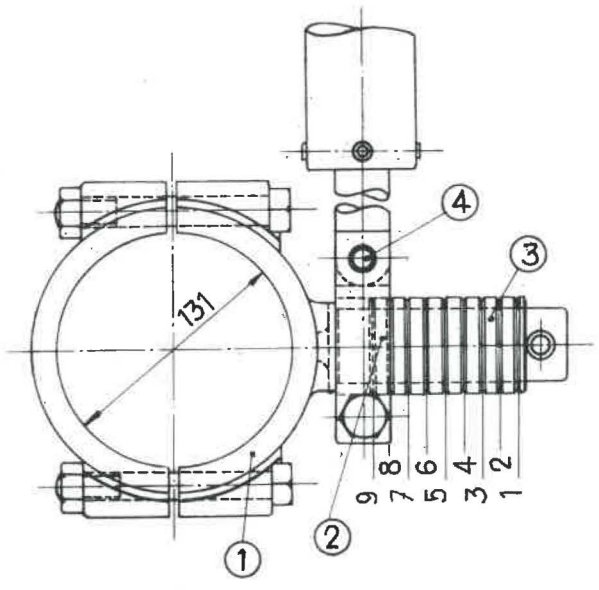


Fig. 4*bis*.

Le collier 1 est fixé une fois pour toutes. Par déplacement du collier 2 sur la tige 3, on peut régler l'amplitude des déviations verticales. Le collier 2 peut tourner autour de la tige 3 et l'articulation 4 permet un angle horizontal. Le ressort sert à ramener les étançons dans la bonne position lors du ravancement.

La situation ne s'améliorant pas, la direction du charbonnage en accord avec M. Stassen, Directeur des Recherches à Inichar, et les ingénieurs de Westfalia, décide les mesures suivantes :

1) Un monteur par poste restera en permanence dans le soutènement marchant pour aider le personnel à maîtriser la situation et réviser tout le matériel.

2) Les tôles de protection du côté charbon, qui alourdissent les éléments, seront enlevées et nous limiterons à une le nombre de tôles côté remblai.

On constate, en voulant resserrer les boulons de fixation des étançons dans leur semelle, que plusieurs de ces semelles ont leur fond déformé et qu'il est dès lors impossible d'obtenir un serrage correct de ces boulons.

Actuellement, Westfalia ne livre plus que des semelles à fond renforcé et nous en attendons la livraison.

Néanmoins, le resserrage général des boulons de fixation des étançons améliore nettement la tenue du soutènement.

Actuellement, nous plaçons systématiquement tous les 4 à 5 m des chandelles abandonnées qui retardent le foudroyage. Nous parvenons de la sorte à éviter une dégradation journalière du toit au-dessus des éléments marchants.

V. CRITIQUE DU MATERIEL

a) Tenue du toit.

Nous essayons le soutènement marchant « Westfalia » dans un chantier incliné, à mur tendre, toit fracturé et charbon dur.

Le minage en veine, deux fois par jour, n'améliore certes pas la cohésion du toit. Avec le soutènement marchant, nous avons fréquemment des cassures avec détérioration du bas-toit. La diminution de la charge de pose de 20 à 12 t n'améliore pas la situation et complique le ripage. Par contre, dans le soutènement conventionnel, nous sommes toujours parvenus à assurer une cohésion suffisante des bancs du bas-toit. Il y a également des cassures, quoique moins fréquentes, mais elles ne perturbent pas la marche du chantier, tandis qu'avec les éléments marchants, les calages et décalages successifs sous un matelas de bois occasionnent beaucoup de difficultés. A ce point de vue, un grand progrès sera réalisé lorsque les étançons avant et arrière auront des circuits indépendants. Le constructeur s'est depuis longtemps penché sur ce problème et nous fournira 5 éléments munis de ce dispositif.

b) Stabilité du soutènement.

Les tringles de l'ancien type sont trop faibles. Les colliers tournent autour des étançons, les barres plient et vont même jusqu'à casser. Les nouvelles tringles à rotules sont bien supérieures, quoique le ressort soit, à notre avis, trop faible. Le constructeur compte toutefois les renforcer à 150 kg. De toute façon, les tringles ne peuvent avoir comme but que d'empêcher le renversement des éléments. Le réglage précis des rotules pour obtenir un ravancement sans déviation verticale, est illusoire dans la pratique d'un chantier aux épontes moyennes. En théorie, il est possible de redresser un élément en ravançant d'un demi-pas, puisque la tête de l'étançon décrit un arc de cercle lors de son avancement. C'est possible lorsque le toit est très bon, mais cette méthode occasionne un « pompage » du toit après 22 cm, ce qui, à notre avis, n'est pas à conseiller. C'est pourquoi en pratique, nous ravançons les éléments une quinzaine de fois (plus ou moins 6 m). A ce moment, il faut en général les redresser au « racagnac ».

Le jeu des articulations des bêles doit être réduit au minimum pour deux raisons, primo la pente et secundo la plus grande longueur de la bêle antérieure (1,25 m).

c) Flexibles.

Après deux mois de service, les flexibles « basse pression » de 25 mm étaient devenus trop souples. Des plis se formaient dans les flexibles bouchant le retour de l'émulsion vers la pompe. L'élément refuse de descendre et il faut alors chercher, sur toute la longueur desservie par la pompe, où se trouve le pli dans le flexible. A notre demande, le constructeur nous a fourni des flexibles de 13 mm pour le retour également. Ces flexibles sont plus rigides et cela standardise le matériel sans dépenses supplémentaires.

Depuis que nous avons adopté cette standardisation des flexibles, le problème de la descente des éléments est entièrement maîtrisé.

d) Autre matériel.

Notre consommation de pièces de rechange et d'huile est très normale.

VI. CONCLUSIONS

Notre expérience de 4 mois est trop brève pour tirer des conclusions définitives ou calculer un prix de revient.

Néanmoins, nous constatons que :

1) Nous n'avons enregistré aucune panne importante du système hydraulique, qui est donc bien au point.

2) La stabilité du soutènement reste le point délicat.

L'amélioration du matériel dans ce sens doit être poursuivie :

— généralisation des tringles à rotule ;
— semelles renforcées ;
— moindre jeu à l'articulation des bêles.

Les difficultés que nous rencontrons sont certainement dues en partie à la médiocre qualité du toit accentuée par le minage en veine deux fois par jour.

Avant minage, nous avions 3 hommes par poste pour 42 m de soutènement marchant et depuis qu'on mine 5 hommes par poste.

La moyenne s'élève à 3,75 hommes par poste, soit à peu près le même nombre que dans le soutènement conventionnel.

Malgré ces résultats à première vue peu encourageants, nous continuons l'essai car notre premier objectif est la mise au point d'un matériel adapté à nos pentes et à la qualité de nos épontes.

Nous espérons que comme suite à la modification du matériel en cours et à son adaptation à nos conditions géologiques, nous obtiendrons des résultats satisfaisants.

Je tiens à remercier la Direction et les Ingénieurs d'Inichar pour l'aide qu'ils nous apportent à cette difficile mise au point du soutènement marchant à Limbourg-Meuse.

Institut National des Mines
PATURAGES

Conférence restreinte des Directeurs des Stations d'essais

Varsovie — Octobre 1961

RESUMES DES COMMUNICATIONS

par

E. DEMELENNE
Administrateur-Directeur de l'Institut National des Mines

H. CALLUT
Ingénieur en Chef-Directeur des Mines

(suite)

2. GRISOU

SOMMAIRE

21. GRISOUMETRIE.

211. *Grisoumètres.*

2111. Communications.

Grisoumétrie, par A. Monomakhoff (France).

Etudes supplémentaires sur la téléméthanométrie automatique, par T. Suzuki (Japon).

Grisoumètre déclencheur rapide, par V.K. Perepelitsa (U.R.S.S.).

2112. Discussion.

212. *Lampe à flamme.*

2121. Communications.

Le comportement de la lampe à flamme dans la détection des couches de grisou au toit des galeries, par A.R. Baker et D.A. Windle (G.B.).

Essais sur la lampe à flamme comme avertisseur d'un manque d'oxygène, par E. Demelenne (Belgique).

2122. Discussion.

213. *Conclusion.*

22. RISQUE DE GRISOU

Expériences sur la stratification du grisou au toit des galeries dans le cas de l'existence de plusieurs points de dégagement, par S.J. Leach et L.P. Barbero (G.B.).

Le dégagement de grisou et la lutte contre les concentrations de gaz trop élevées aux Mines d'Etat néerlandaises, par L.A.G.L. Arets, W. Maas, P.J. Muysken, J. Stuffken, F.C.M. Wijffels (Pays-Bas).

Recherche d'un critère de détermination de la vitesse minimale d'un courant d'air assurant le mélange du grisou à l'air dans les travaux miniers, par J. Sobala et J. Marcol (Pologne).

Réduction du nombre de dégagements instantanés par la perforation des couches, par M.L. Szirtes (Hongrie).

Coupe-flamme pour les conduites de mise à l'air libre des installations de captage de grisou, par W. Bartknecht (R.F.A.).

2 1. GRISOUMETRIE

La grisoumétrie présente une importance considérable.

Elle est en effet un facteur essentiel de la sécurité dans la mine puisqu'elle permet de connaître le caractère grisouteux de l'atmosphère et par suite de prendre des mesures en conséquence.

L'expérience incline d'ailleurs à croire que la plupart des accidents dus au grisou se sont produits par ignorance de la situation grisoumétrique dans les travaux en cause.

A la rigueur, la lampe à flamme pourrait suffire pour détecter le grisou mais ses indications prêtant à discussion et n'étant pas enregistrées, son autorité peut parfois laisser à désirer.

Cette lampe a toutefois sûrement rendu et rend encore les plus grands services comme grisoumètre et, si parfois des accidents lui ont été attribués, souvent d'ailleurs faute de trouver une autre cause, nul doute qu'elle a permis d'en éviter beaucoup d'autres.

Il faut bien se dire que, si l'on peut compter ceux qu'on lui a attribués, on ignorera toujours le nombre de ceux qu'elle a contribué à éviter. C'est là, l'ingratitude inhérente à la fonction de sécurité, que cette fonction soit celle d'un appareil, d'un homme ou d'un service !

Mais, il est un fait que, contrôlée sommairement et mise dans les mains de personnes quelconques, comme ce fut parfois le cas, elle peut présenter un danger et c'est pourquoi, depuis longtemps, on a essayé de la remplacer par des appareils plus sûrs et plus précis.

Dans ces dernières années, plusieurs types de grisoumètres ont été mis au point dans certains pays et donnent satisfaction.

On peut citer notamment le grisoumètre Verneuil 54 et l'interféromètre japonais dont les principes de fonctionnement sont repris dans les nouveaux appareils qui font l'objet de certaines communications.

Outre ces simples détecteurs, on va disposer dorénavant, grâce à l'électronique, d'appareils qui surveillent l'atmosphère comme des sentinelles. Ils pourront, automatiquement, si la teneur en grisou devient exagérée, couper le courant des appareils électriques ou donner l'alarme à l'endroit que l'on choisira au fond comme à la surface.

Outre la teneur en grisou, ils pourront relever la température, l'humidité, la pression de l'air et communiquer ces renseignements à celui qui les leur demandera d'un point choisi du fond ou de la surface.

Ils pourront aussi enregistrer tous ces renseignements.

Cinq communications sont à classer au chapitre « Grisoumétrie ».

Elles peuvent être réparties en 2 groupes :

— un premier groupe, comprenant trois d'entre elles, a trait aux nouveaux appareils dont nous venons de parler et

— un second groupe, comportant les deux autres, vise la lampe à flamme.

2 1 1. Grisoumètres.

2111. COMMUNICATIONS

Communication n° 31. — Grisoumétrie, par A. MONOMAKHOFF (France) (1).

Dans cette communication, il est d'abord question du *grisoumètre déclencheur rapide type ADR-59* qui a déjà été décrit lors d'une précédente conférence, à Verneuil en 1958, mais qui, depuis, a subi des perfectionnements.

C'est une « sentinelle » qui surveille en permanence l'atmosphère en un point déterminé. Il coupe automatiquement, en moins de 2 secondes, le courant du réseau en cas de dépassement d'une certaine teneur en grisou.

De plus, il donne *l'alerte par signal acoustique* lors de ce dépassement. Son champ d'application comprend les travaux électrifiés susceptibles d'être affectés par un afflux de grisou et particulièrement par les dégagements instantanés.

L'élément doseur de ce grisoumètre est un analyseur de méthane, par rayonnement infra-rouge et l'ensemble de l'appareillage qui n'est pas de sécurité intrinsèque, est contenu dans un carter antidéflagrant alimenté par le réseau.

En principe, l'élément doseur comprend deux faisceaux de rayons infra-rouges émis par deux filaments montés en série. Ces faisceaux, d'égale intensité, sont régulièrement interrompus en phase par un obturateur rotatif et passent l'un dans une chambre contenant de l'air et l'autre dans une deuxième chambre contenant l'air à analyser. Ils en sortent pour rentrer chacun dans l'un des deux compartiments, remplis de méthane, du détecteur. Ces deux compartiments sont séparés par une membrane flexible conductrice voisine d'une électrode métallique fixe isolée. Membrane conductrice et électrode métallique forment les deux armatures d'un condensateur raccordé à un montage électronique alimenté par le réseau.

Le faisceau ayant traversé la chambre à air pur arrive intact dans son compartiment du détecteur du fait que l'air pur n'absorbe pas ces rayons.

Le méthane qui se trouve dans ce compartiment absorbe l'énergie correspondant à son spectre et

(1) le texte intégral de cette communication sera publié prochainement dans la Revue de l'Industrie Minérale.

s'échauffe. Il donne ainsi des impulsions de pression, synchrones du mouvement de l'obturateur.

L'autre compartiment du détecteur reçoit un faisceau d'autant plus affaibli en rayons du spectre du méthane qu'il y a plus de méthane dans la chambre d'analyse. L'échauffement et, par conséquent, les impulsions de pression y sont moindres. Les vibrations de la membrane de séparation ont d'autant plus d'amplitude que la différence des impulsions dans l'un et l'autre compartiment est plus forte.

La variation moyenne de la capacité du condensateur, formé par la membrane et l'électrode fixe, qui résulte du mouvement de la membrane, est déterminée électroniquement et traduite en tension continue.

Cette tension est la mesure de la teneur en méthane dans la chambre d'analyse.

L'appareil, qui est raccordé au réseau, est *autocontrôlé* du fait que tous ses organes ont une sécurité positive : les relais sont excités, l'analyseur de grisou produit un signal même en l'absence de grisou, le flotteur du débitmètre provoque l'alarme s'il tombe sous un niveau déterminé, etc. En cas de panne à l'un quelconque de ces éléments, il se produit un signal d'alarme lumineux qui informe que l'appareil n'est pas en service effectif. Son échelle de dosage s'étend de 0 à 2 % de CH_4 avec une précision meilleure que $\pm$ 0,2 % pour le déclenchement et de $\pm$ 0,05 % CH_4 en fonctionnement non dynamique.

Enfin, disons encore que l'appareil peut être pourvu d'un enregistreur.

M. Monomakhoff décrit ensuite le *grisoumètre Verneuil téléindicateur.*

Cet appareil a pour but de contrôler, à distance, les teneurs en grisou entre 0 et 8 %, en des endroits quelconques de la mine et particulièrement en ceux qui sont interdits momentanément au personnel comme c'est le cas lors des tirs dans les mines à dégagements instantanés.

Cet appareil n'est pas raccordé au réseau comme le précédent.

Il est autonome, facilement transportable et il est de sécurité intrinsèque.

L'appareil comprend 3 éléments :

a) la « tête de mesure » qui comporte deux filaments de platine identiques à ceux du grisoumètre « Verneuil 54 », enfermés dans un triple tamis de lampe à flamme.

Le principe en est le suivant :

Ces deux filaments, formant chacun un bras d'un pont de résistance, sont chauffés par la pile d'alimentation de ce pont. L'un spiralé, à pas plus large que le second, reste à une température inférieure à la température de combustion catalytique du méthane, tandis que le second est à une température légèrement supérieure. Le grisou brûle au contact de ce dernier, en élève la température, d'où une augmentation de résistance qui déséquilibre le pont. La tension apparaissant dans la diagonale de mesure par suite du déséquilibre indique la teneur en méthane.

Cette tête de mesure, que l'on suspend à la couronne de la galerie, est reliée par un câble de 5 m de longueur à

b) un poste « codeur » qui comprend la pile d'alimentation et le dispositif électronique de codage qui transforme le signal continu donné par la tête de mesure en un signal alternatif dont la fréquence est fonction de la teneur en CH_4 de l'atmosphère ;

c) un « poste de lecture » relié au « poste codeur » par une ligne sommaire quelconque à 2 conducteurs (de tir par exemple). Ce poste de lecture comporte un fréquencemètre et donne directement la teneur en CH_4 dans la « tête de mesure ». L'appareil est commandé à partir du poste de lecture et une mesure dure de 2 à 3 secondes. C'est donc un appareil discontinu devant être manœuvré par un opérateur éloigné du point de dosage.

La troisième réalisation envisagée est le *Central de télégrisoumétrie.*

La réalisation du grisoumètre téléindicateur devait naturellement conduire à la conception du central de télégrisoumétrie, et c'est ce qu'explique pour finir M. Monomakhoff.

La première version de ce central comportera 12 postes de dosage répartis dans la mine aux points à surveiller et reliés à un poste installé à la surface.

L'ensemble de l'appareillage placé dans la mine est de sécurité intrinsèque.

Le poste de surface procédera automatiquement, à des intervalles de quelques minutes, à l'interrogation des différents points de dosage et à l'enregistrement des résultats obtenus.

Un signal d'alerte pourra être déclenché en cas de dépassement de la teneur en grisou en l'un de ces points et une liaison téléphonique pourra être établie avec ce point grâce à un combiné téléphonique portatif se raccordant à la ligne de télétransmission.

Communication n° 50. — Etudes supplémentaires sur la téléméthanométrie automatique, par T. SUZUKI (Japon).

On connaît l'*interféromètre* Riken-Keiki qui est sur le marché depuis quelques années et qui rend de grands services.

Le principe de cet appareil est le suivant.

Deux rayons lumineux, émis par une ampoule électrique, passent l'un dans une chambre contenant toujours de l'air pur et l'autre dans une chambre contenant le mélange à analyser. Ces deux rayons sont ensuite superposés dans le champ d'un microscope sur une échelle graduée en % de CH_4.

Par cette superposition, ils donnent lieu à toute une série de franges d'interférence colorées, visibles dans le microscope. L'une d'elles est noire.

Quand la chambre d'analyse ne contient que de l'air pur, cette frange noire doit être au zéro de l'échelle. Lorsque cette chambre contient un mélange d'air et de grisou, cette frange noire se déplace vers la droite et indique, sur l'échelle, la teneur en grisou.

Malgré l'utilisation croissante de cet appareil (M. Suzuki nous dit, en effet, qu'au Japon il y a actuellement 3 fois plus d'interféromètres que de lampes à flamme), un autre grisoumètre a été créé.

Il s'agit du « *méthanomètre à thermistances* » dont voici le principe.

Deux thermistances identiques forment deux bras d'un pont de résistance. Ces thermistances sont des éléments à coefficient de température négatif, c'est-à-dire que leur résistance électrique diminue fortement quand leur température augmente. L'une est montée dans une chambre comprenant de l'air pur et l'autre dans la chambre d'analyse. Les thermistances sont chauffées par la pile d'alimentation du pont. Le pont est équilibré quand les deux chambres renferment de l'air. Lorsque la chambre d'analyse contient de l'air grisouteux, la thermistance qui s'y trouve se refroidit du fait de la conductibilité thermique plus élevée du méthane. Ce refroidissement entraîne une augmentation de la résistance de la thermistance et un déséquilibre du pont. Ceci se traduit par l'apparition dans la diagonale de mesure d'une tension continue sensiblement proportionnelle à la teneur en méthane dans la chambre d'analyse.

Afin d'en faire des *appareils d'alarme*, l'interféromètre et le méthanomètre à thermistances ont été pourvus l'un et l'autre, soit d'une lampe rouge, soit d'un vibreur sonore, soit des deux dispositifs à la fois.

Dans le premier (interféromètre), une cellule photo-électrique au CdS, alimentée par une pile de 67,5 V, surveille la position de la frange noire de référence et provoque l'alarme si cette position dépasse un repère déterminé.

Quant au second (méthanomètre à thermistances), il a simplement été muni d'un relais galvanométrique, à contact réglable, agissant sur les circuits d'alarme.

Ces appareils d'alarme peuvent aussi être montés pour l'enregistrement ou pour commander le déclenchement de l'énergie électrique dans le quartier surveillé.

Ils peuvent aussi être équipés de plusieurs tubes de prélèvement avec vannes électromagnétiques de commutation, mais ils sont alors alimentés par le réseau.

Et l'on ne s'est pas arrêté en si bon chemin. En effet, pour terminer, M. Suzuki nous parle du *patrouilleur de sécurité* qui a pour objet de rendre véritablement automatiques les opérations de contrôle de l'atmosphère de la mine.

Cet appareil, en forme d'obus, contient un méthanomètre à thermistances, un moteur d'entraînement, des appareils de mesure, un poste transmetteur et un poste récepteur radioélectrique à modulation de fréquence (94 - 100 kc), les dispositifs d'alarme et la batterie d'alimentation, le tout dans un volume de quelques décimètres cubes.

Cet appareil est destiné à circuler dans les galeries de mines sur un câble ou un monorail suspendu près du toit. Il est télécommandé par radio à partir d'un poste central où sa position est enregistrée ; il envoie à ce poste les résultats d'analyse de la teneur en grisou et éventuellement ceux d'autres mesures concernant la vitesse, la température, l'humidité, la pression de l'air.

Enfin, *un patrouilleur* plus simple a été réalisé pour les ateliers de minage. Suspendu à un monorail en bois, il s'approche du front de tir contre lequel il s'arrête pour y faire l'analyse de l'air, puis revient en arrière en donnant l'alarme s'il y a lieu.

Communication n° 58. — Grisoumètre déclencheur rapide, par V. K. PEREPELITSA (U.R.S.S.)

Celle-ci a trait également à un *grisoumètre déclencheur rapide* analogue à celui dont il a été question dans la communication de M. Monomakhoff.

Le principe de base pour le dosage du grisou est le même dans les deux appareils, à savoir l'absorption sélective des rayons infra-rouges par le méthane.

Toutefois, l'appareil de M. Perepelitsa présente deux particularités, à savoir : les rayons infra-rouges sont interrompus à la fréquence sonore de 450 Hz et la chambre spéciale d'analyse permet une grande vitesse d'entrée de l'air à analyser.

Pour les deux appareils, un dépassement de la teneur en grisou fixée se traduit par un signal électrique qui agit directement sur le dispositif de déclenchement du réseau.

En U.R.S.S. comme en France, on s'est attaché à rendre automatique la coupure du courant électrique dans un quartier où du grisou apparaît en teneur supérieure à une valeur fixée.

Cette automaticité est particulièrement nécessaire pour les mines à dégagements instantanés de grisou.

Ce que l'on recherche également, c'est la rapidité d'intervention car, en cas de dégagement instantané, le grisou afflue très vite.

Le retard au déclenchement de l'appareil de M. Perepelitsa n'excède pas 450 ms.

Cet appareil est également branché sur le réseau et est autocontrôlé.

2112. DISCUSSION

La discussion ouverte au cours de la séance prévue pour ces communications se limite presque exclusivement à poser des questions de telle sorte qu'une séance spéciale est organisée sur le sujet entre spécialistes.

De renseignements recueillis au cours de cette séance, on peut retenir ce qui suit.

Dans les pays de l'Est, il y a en service de nombreux interféromètres de production soviétique. Les Tchèques ont entrepris la fabrication de ce type d'appareil et ont mis au point un grisoumètre enregistreur acoustique. Celui-ci possède une échelle de 0 à 3 % ; la fréquence utilisée est de 1.800 Hz et la longueur de la chambre d'analyse de 370 mm.

Le débit maximum est de 1 *l*/min. Le changement de la vitesse du son est mesuré au moyen d'un phasemètre.

Le contrôle et le calibrage se font sans dispositif supplémentaire.

L'appareil est alimenté sous la tension de 220 V, après stabilisation magnétique. Il actionne un dispositif de signalisation.

L'échelle pourrait éventuellement être portée jusqu'à 10 %.

Certains pays cherchent un appareil de construction simple. Aux Etats-Unis, un appareil relativement simple est à l'essai. Il est essentiellement composé de 2 bilames chauffés par un filament activé.

A l'air pur, la température de celui-ci est de 240° C. Cet appareil a été conçu pour être installé à front sur les machines d'abattage.

Pour la teneur de 1,5 %, le premier bilame ferme un contact et une lampe clignote. Pour la teneur de 2,5 %, le deuxième bilame intervient et coupe le courant sur la machine. L'appareil fait partie intégrante de la machine. Le temps de réponse est de 2 s. La durée de vie du catalyseur est très longue. Il n'y a pas de compensation pour la température ou les gaz étrangers : on a cherché surtout un appareil simple et robuste.

Les appareils présentés par M. Suzuki (Japon) dans sa communication en sont au stade des essais au fond. Sur le déclencheur rapide russe à infrarouge, on obtient les précisions suivantes. L'appareil fonctionne sans interruption pendant un poste et si nécessaire pendant les 3 postes consécutifs. Les filtres sont normalement renouvelés à chaque poste, mais ces renouvellements sont évidemment en relation avec le degré d'empoussiérage de la mine. Le réglage se fait normalement au début du poste et la précision est de $\pm$ 0,5 % de CH_4 : il sera vraisemblablement possible de la porter à $\pm$ 0,3 % en améliorant la stabilité de la fréquence et des amplificateurs. Le détecteur est ici une membrane microphonique et non un condensateur. Cet appareil est réservé aux mines à dégagements instantanés.

Dans les appareils Verneuil, il n'y a pas de catalyseur sur les filaments ; d'où leur grande précision. Les filaments avec catalyseur ont une durée extrêmement longue, mais la précision peut être mise en défaut lorsque l'appareil a été utilisé à des teneurs très fortes. Le filament manifeste une certaine hystérèse et l'indication est trop forte.

L'enregistreur katarométrique néerlandais donne des résultats remarquables au point de vue précision. Il est également très pratique parce qu'il est alimenté par une turbogénératrice à l'air comprimé. L'inconvénient majeur est la nécessité d'absorber complètement le CO_2 et la vapeur d'eau.

Un petit appareil katarométrique a été développé en U.R.S.S. à l'usage des boutefeux. L'échelle est divisée en deux parties : l'une blanche qui va jusqu'à 1 % de CH_4 et l'autre rouge qui s'étend de 1 à 3 % de CH_4. Quand l'aiguille reste sur la partie blanche, le boutefeu peut miner.

Le nombre de grisoumètres portatifs en service s'accroît constamment dans la plupart des pays miniers ; dans les plus importants de ces pays, il atteint plusieurs milliers actuellement.

2 1 2. Lampe à flamme.

2121. COMMUNICATIONS

Communication n° 40. — Le comportement de la lampe à flamme dans la détection des couches de grisou au toit des galeries, par A. R. BAKER et D. A. WINDLE (Grande-Bretagne).

Si la lampe à flamme permet une bonne détection du grisou lorsqu'elle est plongée entièrement dans un mélange homogène, il n'en est pas ainsi lorsqu'on l'emploie dans un mélange hétérogène stratifié, tel que celui que l'on peut trouver au toit des galeries, lorsque la vitesse du courant d'air est faible et le dégagement de grisou suffisant. Les ouvertures d'entrée d'air de la lampe sont, en effet, situées au bord inférieur de la *cuirasse* pour les lampes à alimentation supérieure et en dessous du verre pour celles à alimentation inférieure, c'est-à-dire de 15 à 20 cm sous le sommet de la lampe.

Comme la lampe ne peut déceler que la teneur en grisou de l'air qui y pénètre, elle ne donnera aucune indication dans une couche de mélange grisouteux de moins de 15 à 20 cm qui existerait au toit d'une galerie. C'est probablement là l'explication de certaines explosions survenues dans des travaux où la lampe à flamme n'avait pas indiqué la présence de grisou.

Les auteurs ont mis en évidence cette déficience de la lampe à flamme en introduisant de la fumée dans la mince couche de grisou.

Ils expliquent cette déficience de la manière suivante.

Lorsque la lampe est chaude et que la couche de grisou est calme, un courant de convection s'élève autour de la lampe et fournit, aux ouvertures inférieures et même supérieures de la cuirasse, un air venant de la base de la lampe et contenant peu de méthane (fig. 1).

La plus grande partie de cet air pénètre dans la lampe par les ouvertures inférieures. Cependant, si la lampe est froide, l'air pénètre, en très grande par-

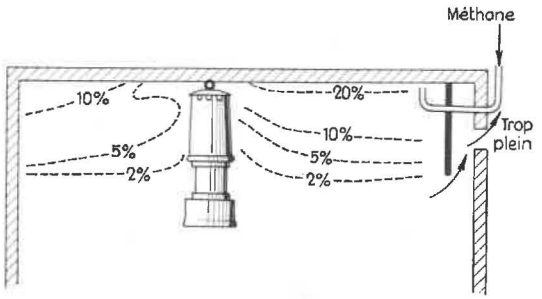


Fig. 1.

tie, par les ouvertures inférieures et, si l'on bouche celles-ci, la lampe n'est plus suffisamment alimentée et s'éteint.

Les auteurs se proposent de remédier à cette insuffisance en aménageant la lampe en conséquence, ce qui serait assurément une amélioration importante de ce grisoumètre qui, bien que fort ancien, peut encore rendre beaucoup de services.

Communication n° 75. — Essais sur la lampe à flamme comme avertisseur d'un manque d'oxygène, par E. DEMELENNE (Belgique).

La lampe à flamme est un appareil très simple qui possède le grand avantage de donner des indications permanentes et d'être à sécurité positive en ce qui concerne celles-ci.

Si la tendance générale est de la remplacer, pour la grisoumétrie, par des appareils ne présentant plus aucun danger vis-à-vis du grisou, et donnant éventuellement l'alarme, la lampe à flamme est encore actuellement, à notre connaissance, le seul dispositif pouvant alerter le mineur en cas de manque d'oxygène dans l'atmosphère.

Ce manque d'oxygène peut être créé par addition de grisou ou de CO_2 à l'air ou par accroissement de la teneur en azote, comme c'est parfois le cas dans les vieux travaux humides et non aérés. Dans ce dernier cas, il est vraisemblable qu'il y a d'abord formation de CO_2, puis dissolution plus ou moins poussée de celui-ci dans l'eau.

On a étudié le comportement de la lampe, ainsi que celui de petits animaux, dans des atmosphères ainsi sous-oxygénées. Il en résulte que les écarts entre les teneurs mortelles pour les animaux expérimentés et les teneurs donnant l'alarme par extinction de la lampe, garantissent une certaine marge de sécurité. D'après certaines autorités médicales, il semble qu'il pourrait en être ainsi également pour l'homme, avec réserve toutefois pour le CO_2, qui provoque l'extinction de la lampe à benzine pour une teneur dans l'air de 11 % environ, alors que l'homme peut déjà être gravement incommodé par une teneur plus faible.

Il serait intéressant de voir s'il n'est pas possible, en agissant sur le combustible de la lampe, de faire en sorte que celle-ci s'éteigne pour une teneur en CO_2 plus faible.

D'autre part, des essais effectués sur les lampes à flamme en présence de grisou montrent une fois de plus que ces lampes présentent une grande sécurité pour autant qu'elles soient en bon état.

Il est probable d'ailleurs que cette sécurité pourrait encore être accrue en profitant des progrès faits dans la fabrication du verre, des matières plastiques, des aciers inoxydables, etc.

2122. DISCUSSION

Au cours de la discussion sur les communications relatives aux lampes à flamme, le délégué anglais donne les précisions suivantes sur les dispositions possibles pour rendre efficace la détection du grisou au toit par la lampe à flamme.

Le premier moyen et le plus ancien est d'injecter dans la lampe l'air prélevé au toit au moyen d'une poire comme pour n'importe quel grisoumètre.

Le second moyen consiste à entourer la cuirasse de la lampe, d'un cylindre métallique ouvert à sa partie supérieure et fermé à sa base située au niveau du bord supérieur du verre. Dans ce cylindre s'établit un courant de convection : l'air ne peut plus pénétrer dans la lampe que par la partie supérieure du cylindre. La teneur indiquée est celle de la couche supérieure (fig. 2).

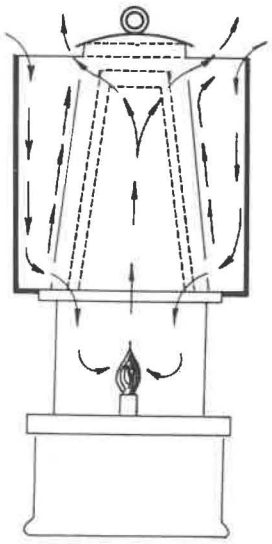


Fig. 2.

213. Conclusion.

On peut dire que, si la grisoumétrie était jusqu'à ces dernières années restée en retard sur la mécanisation des différentes activités de la mine, elle vient de faire un bond en avant qui la place en flèche et c'est assurément tant mieux pour la sécurité.

2 2. RISQUE DE GRISOU

Les communications à classer sous ce chapitre sont au nombre de cinq. Elles traitent de sujets très variés comme le dégagement normal et ses différents facteurs, les accumulations de grisou et les moyens de lutte contre celles-ci, les dégagements instantanés, la sécurité de la mise à l'air libre du grisou capté.

La communication anglaise n° 42 sera résumée en premier lieu parce qu'elle rappelle certaines notions utilisées par d'autres auteurs.

Communication n° 42. — Expériences sur la stratification du grisou au toit des galeries dans le cas de l'existence de plusieurs points de dégagement, par S. J. LEACH et L. P. BARBERO (Grande-Bretagne).

Dans une publication antérieure, MM. Bakke et Leach (du S.M.R.E.) ont étudié l'accumulation du grisou en couches au toit des galeries dans le cas d'un seul point de dégagement. Ils ont établi des recommandations pour la dispersion de telles couches, notamment par la ventilation. Ces recommandations seront utilement rappelées ici.

La tenue au toit d'une couche de méthane dépend de l'importance du dégagement (V), de la vitesse du courant d'air le long de la surface inférieure de la couche (U), du rapport de la différence des densités à la densité de l'air ($\Delta\rho/\rho$), de la largeur de la galerie (D), de l'inclinaison et du coefficient de frottement superficiel des parois de la galerie et de la couche elle-même.

Les quatre premières variables indépendantes peuvent être groupées avec l'accélération de la pesanteur pour former un rapport sans dimension

$$U/\sqrt[3]{g\Delta\rho V/\rho D},$$

appelé « nombre stratifiant ».

Pour les couches de méthane se formant au toit dans un courant d'air, le nombre stratifiant devient

$$U/37\sqrt[3]{V/D}$$

dans laquelle

U : vitesse moyenne en ft/min ;
V : débit de dégagement de méthane en ft/min ;
D : largeur de la galerie en ft.

Le nombre stratifiant recommandé est donné à la figure 3 pour l'aérage ascensionnel et l'aérage descendant en fonction de l'inclinaison de la galerie. Une faible diminution de la vitesse U faisant passer le nombre sous la valeur recommandée entraîne un allongement considérable de la couche de méthane.

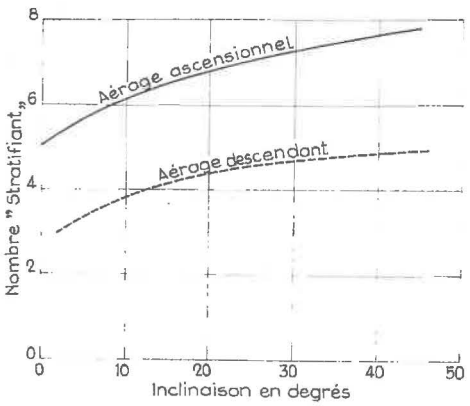


Fig. 3. — Nombre « stratifiant » recommandé.

Pour l'étude du cas de points de dégagement multiples, les auteurs MM. Leach et Barbero ont utilisé une galerie de 7 × 7 ft, en plein cintre, d'une longueur de 250 ft et y ont réparti 8 sources de grisou distantes de 30 ft. Ils ont déterminé par analyse la répartition exacte du grisou au toit pour différentes vitesses d'air et mesuré la longueur d'une couche limitée inférieurement par un plan à la concentration 10 % et d'une autre limitée par la teneur 5 %.

Dans le cas d'une seule source, d'un seul point de dégagement, il n'y a qu'une longueur de couche. Dans le cas de plusieurs sources, il y a normalement une longueur pour chaque source : ces longueurs sont additionnées et la somme comparée à la longueur constatée pour une source unique dans les mêmes circonstances.

Les résultats expérimentaux sont donnés au tableau I.

De ce tableau, découlent les conclusions suivantes :

— Pour un nombre stratifiant petit, la longueur des couches au toit est plus grande dans le cas de points de dégagement multiples.
— Quand le nombre stratifiant atteint la valeur recommandée (5,3 pour un aérage ascensionnel dans une galerie inclinée à 1/27), il n'y a pas de différence significative dans la longueur de la couche de méthane, que le grisou soit émis par une source ou par plusieurs.

Les recommandations faites antérieurement pour le cas d'un seul point de dégagement restent donc valables pour le cas de sources multiples, tout au moins en galeries horizontales ou faiblement inclinées.

TABLEAU I.

Longueur de la couche de méthane pour un et huit points de dégagement.

Débit de méthane V : ou ft/min	Vitesse de l'air U : ft/min	Nombre « stratifiant » $U/37\sqrt[3]{V/D}$	Nombre de sources	Longueur de la couche : ft	
				Limite 10 %	Limite 5 %
12	83	1,9	1	85	115
			8	141	229
66	173	2,2	1	185	+
			8	229	+
11	106	2,4	1	56	75
			8	91	148
2,3	62	2,4	1	18	25
			8	16,5	33
58	256	3,5	1	52	70
			8	62	109
58	330	4,5	1	34	60
			8	40	54
58	400	5,4	1	27	35
			8	28,5	33,5

Communication n° 2. — Le dégagement de grisou et la lutte contre les concentrations de gaz trop élevées aux Mines d'Etat néerlandaises, par L.A.G.L. ARETS, W. MAAS, P.J. MUYSKEN, J. STUFFKEN et F.C.M. WIJFFELS (Pays-Bas).

Cette communication donne le résultat de nombreux travaux et recherches poursuivis pendant plusieurs années.

Les Hollandais ont réussi à déterminer d'avance, tout au moins pour une certaine catégorie de couches, le dégagement de grisou qui se produira lors de l'exploitation future d'une taille. Ils peuvent ainsi prévoir, lors du projet d'exploitation, les mesures les mieux appropriées pour maintenir la teneur en grisou sous une limite raisonnable : ventilation, captage de grisou, et au besoin remblayage au lieu de foudroyage.

Ces résultats ont été acquis grâce à des recherches de laboratoire concernant l'adsorption du grisou par le charbon sous haute et basse pressions en fonction de la teneur en matières volatiles et de la température, à des mesures de pression en trous de sonde et aussi à l'établissement de cartes de grisou où est indiqué, sur l'avancement des tailles, le volume moyen de grisou dégagé par tonne extraite en 24 heures.

Ce dernier travail de très longue haleine, puisqu'il a été entrepris en 1930, a permis d'établir notamment l'influence de chacune des couches voisines, supérieures et inférieures sur le dégagement d'une taille, d'évaluer l'augmentation du dégage-

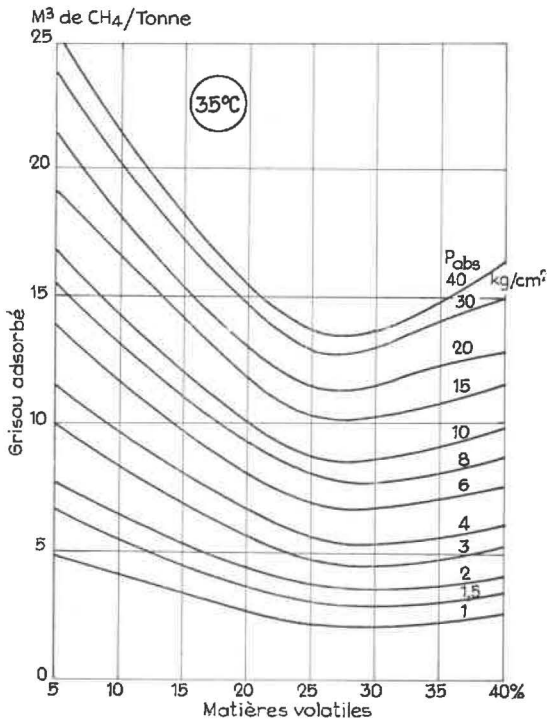


Fig. 4. — Adsorption du grisou par le charbon sous différentes pressions et à la température de 35° C.

ment avec la profondeur ou la diminution de ce dégagement lorsqu'on passe du foudroyage du toit au remblayage complet.

Les recherches concernant l'adsorption du grisou ont conduit à des résultats traduits en diagramme pour chacune des températures considérées, soit 25,35 et 50° C. La figure 4 représente l'adsorption du grisou à la température de 35° C.

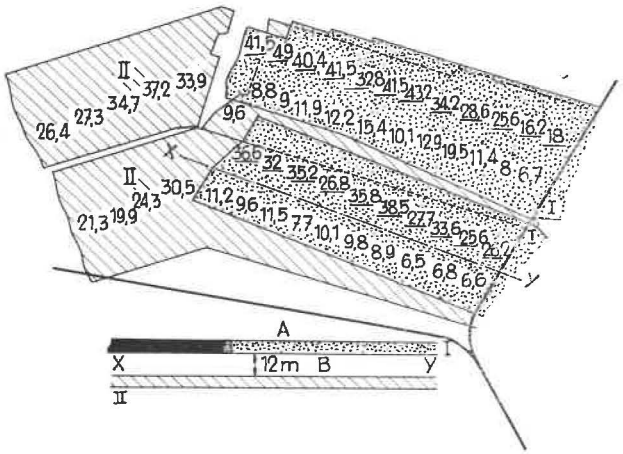


Fig. 5.

La figure 5 représente une petite partie d'une carte de grisou. La couche A, dont les dégagements sont soulignés, a été exploitée la première sur la partie est du quartier. La couche B sous-jacente a été exploitée ensuite sur toute la largeur du quartier. Lorsque l'exploitation de la couche B est passée en massif vierge, le dégagement est passé de 10 à 30 m^3/t.

L'étude des cartes de grisou ainsi que celle des déformations des terrains à différentes hauteurs au-dessus d'une taille en exploitation ont permis d'établir la courbe d'influence de la figure 6. Elle signifie

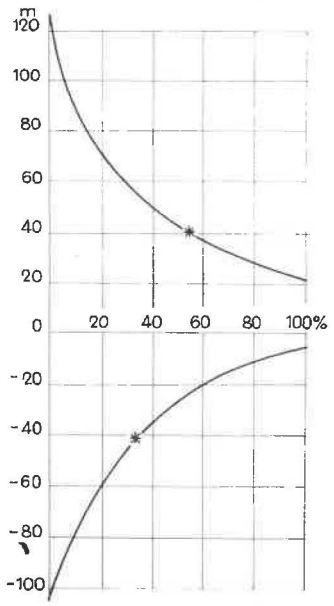


Fig. 6. — Courbe d'influence.

qu'une veine délivre dans l'exploitation 55 % du grisou qu'elle contient si elle se trouve à 40 m en toit et 35 % si elle est située à la même distance en mur.

Pour établir cette courbe, on a admis que des couches voisines contiennent la même quantité de grisou par tonne.

La quantité de grisou qu'une couche peut contenir au maximum a été déterminée d'après les expériences de laboratoire. Elle est reproduite à la figure 7.

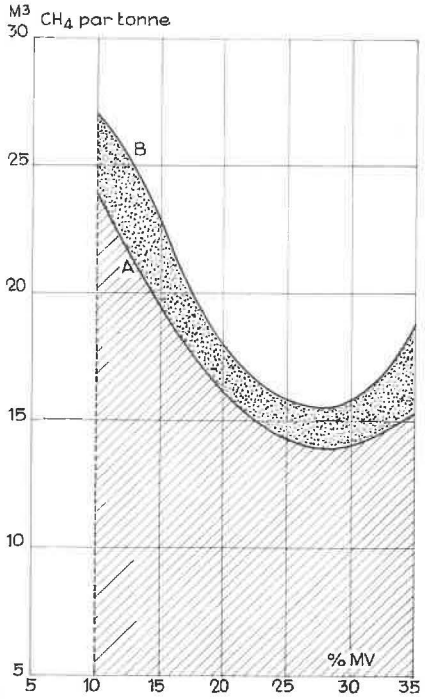


Fig. 7. — Maximum de la quantité de CH_4 contenue dans le charbon.

La courbe A donne le grisou adsorbé à la température de 30° C, ce qui correspond aux conditions existant aux profondeurs d'exploitation actuelle. La courbe B tient compte du grisou emmagasiné dans les pores à la même pression.

L'étude des cartes de grisou a également permis d'établir l'augmentation du dégagement avec la profondeur. Les auteurs émettent l'hypothèse que, s'il en est ainsi, c'est parce qu'une partie du grisou contenu dans la couche a pu s'échapper en circulant le long de la couche jusqu'à l'affleurement. Cette quantité disparue est d'autant moindre que le charbon est moins poreux et que la distance à l'affleurement est plus grande. Ils ont ainsi tracé un diagramme donnant pour différents types de couches, en fonction de la distance à l'affleurement, la quantité de grisou qu'elles contiennent encore effectivement, en % du maximum qu'elles pourraient contenir. Ce diagramme est donné à la figure 8.

Il montre qu'à même distance de l'affleurement, les couches à 20-25 % de matières volatiles sont beaucoup plus grisouteuses que celles à 10 - 15 - 28

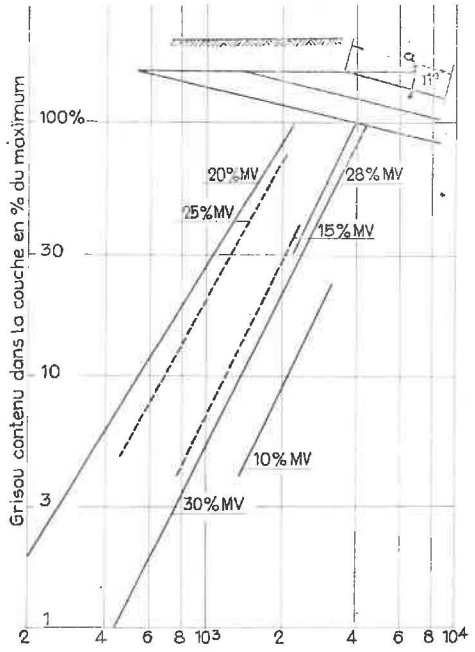


Fig. 8. — Distance (a) à l'affleurement en m.

et 30 % de matières volatiles. Ceci est en accord complet avec la courbe de porosité de King et Wilkins qui présente un minimum pour 20 % de matières volatiles.

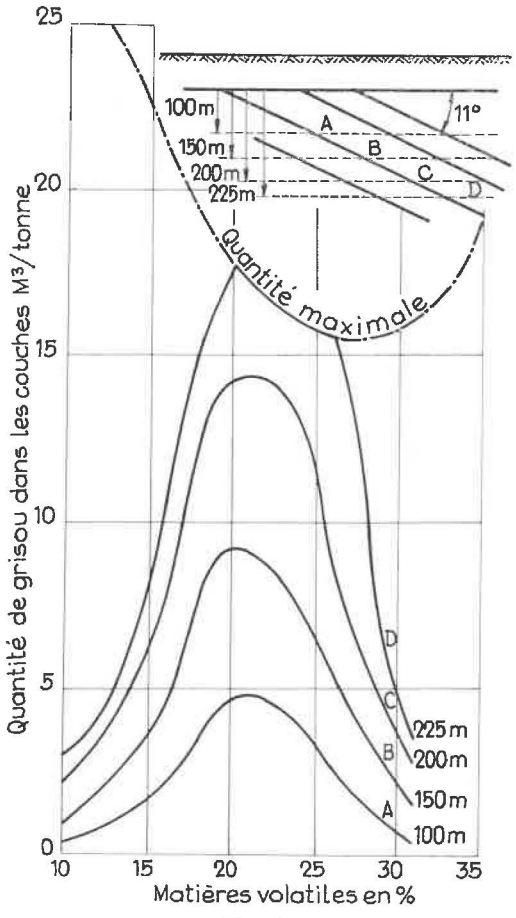


Fig. 9.

Il faut remarquer qu'en cas de failles ou de dislocations, la répartition du grisou peut être tout autre : la roche ne peut plus alors être considérée comme imperméable et la distance à l'affleurement peut être beaucoup plus courte.

La figure 9 découlant des figures 4 et 5 donne, pour différentes profondeurs, la quantité de grisou se trouvant dans la couche en fonction de la teneur en matières volatiles.

Ce dernier diagramme joint à la courbe d'influence permet donc d'établir des précisions de dégagement qui se révèlent généralement exactes et d'envisager à l'avance les moyens d'y remédier.

Le moyen le plus efficace de diminuer le dégagement de grisou est de capter celui-ci, soit par trous de sonde, soit par galerie. Ce dernier cas est d'application lorsqu'un bouveau en creusement rencontre une faille collectant le grisou sur une partie du gisement et ne peut être continué sans risque grave. La méthode la plus pratique du captage par trous de sonde est brièvement décrite par les auteurs. Les résultats obtenus indiquent que le remblayage de la taille et la ventilation en rabat-vent sont défavorables dans l'application de la méthode.

Les expérimentateurs ont cherché aussi à éviter les concentrations au toit des galeries de retour d'air des tailles. Ils attachent à ce point une très grande importance pour la sécurité. Ces concentrations en couches au toit leur apparaissent comme beaucoup plus dangereuses qu'une augmentation de la teneur moyenne de 1,5 à 2 %. Cette teneur moyenne varie en effet d'une manière très régulière au cours d'une semaine et se reproduit avec une dispersion très faible d'une semaine à l'autre.

Dans les retours d'air des tailles où le maximum autorisé est de 2 %, la vitesse de l'air doit être de 2 m/s au moins. Pour une source de grisou de 1 m^3/min par 6 m de longueur de galerie, le nombre indicatif stratifiant (voir communication précédente) est égal à 6, et le mélange s'effectue déjà sur une longueur de 2 m. En réalité, le débit de grisou est moindre et pratiquement la différence des teneurs au toit et au mur ne dépasse jamais 0,25 % de CH_4.

L'étude du dégagement de grisou dans les préparatoires en veine (chassages) est moins avancée. L'enregistrement de la teneur en CH_4 en un ou plusieurs points a déjà permis cependant de faire les constatations suivantes :

— Si l'avancement est rapide, le dégagement des parois n'est pas négligeable.

— Le tir en charbon donne dans la teneur une pointe qui ne diminue pas dans son parcours vers l'arrière, si ce n'est par introduction d'air frais dans la galerie.

La communication rapporte également quelques dégagements instantanés survenus aux Mines d'Etat.

Les rapporteurs émettent à ce propos l'idée originale qu'une taille en exploitation détend les terrains

sous-jacents suivant un triangle de 200 m de hauteur dont la pointe est vers le bas et dont la base est égale à la longueur de la taille plus 40 m de part et d'autre. Tous les dégagements instantanés se sont produits en dehors de ces zones.

La mesure, destinée à éviter les dégagements instantanés intempestifs, qui consiste à forer des trous de sonde en avant du front, à y mesurer la pression du gaz et à n'avancer que lorsque cette pression est inférieure à 5 kg/cm^2 est également originale.

Communication no 54. — Recherche d'un critère de détermination de la vitesse minimale d'un courant d'air assurant le mélange du grisou à l'air dans les travaux miniers, par J. SOBALA et J. MARCOL (Pologne).

Cette recherche a été conduite en mines grisouteuses. Les auteurs ont relevé point par point la vitesse de l'air dans la section de multiples galeries de dimensions, formes et revêtements différents. Ils ont également déterminé la teneur en grisou en ces divers points. Les premiers relevés ont permis de tracer les lignes d'égale vitesse dans chaque section. Le contour correspondant à la vitesse égale à 90 % du maximum a été spécialement retenu et sa surface (a) a été mesurée, ainsi que la hauteur (h) de son centre de gravité au-dessus du sol. Ceci a permis de calculer les deux rapports a/A et h/H, A et H étant respectivement la surface totale et la hauteur totale de la section.

Le grand nombre de mesures effectuées a permis de tracer le graphique de ces rapports en fonction de la vitesse moyenne de l'air (fig. 10). Le rapport a/A atteint sa valeur maximale de 0,33 pour la vitesse de 4,70 m/s et le rapport h/H croît jusqu'à 0,52, valeur qu'il atteint pour la vitesse de 2 m/s.

Ces diagrammes montrent bien qu'à partir d'une certaine vitesse moyenne, la répartition de l'air dans la section ne change plus et que, pour disperser des concentrations de grisou, une augmentation de la vitesse moyenne au-dessus de 5 m/s n'améliorera pas les résultats.

Ces observations concernent uniquement les galeries dont la section n'est pas encombrée par des canars.

La présence de ceux-ci au toit, surtout en plusieurs lignes, dérange très fortement la répartition de la vitesse. Le courant d'air est très faible à couronne au-dessus de ces engins et le grisou s'accumule alors très facilement dans cette partie de la section en teneur supérieure à 5 %.

Les résultats des analyses effectuées dans le courant d'air et au-dessus du garnissage dans la galerie

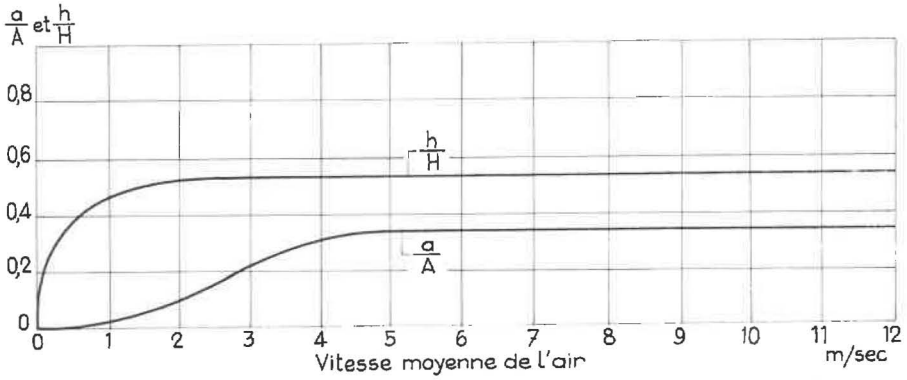


Fig. 10.

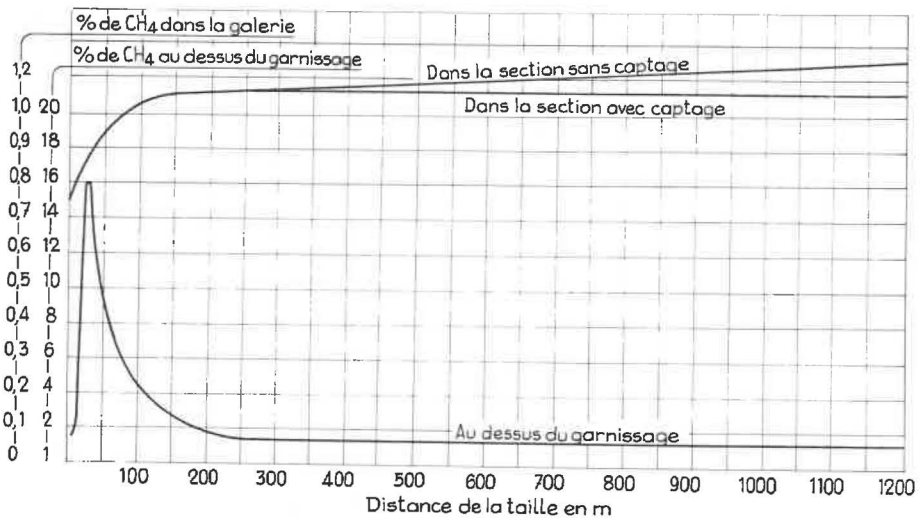


Fig. 11.

de retour d'air d'une taille en activité, sont représentés à la figure 11.

Le maximum de la concentration au-dessus du garnissage se trouve à 30 m du front de taille. Ceci indique que le grisou rencontré au-dessus du garnissage provient des remblais non tassés. Drainé par les fissures résultant de la détente des terrains, il s'accumule dans les vides créés par l'exploitation et non ventilés.

Il en est ensuite expulsé par le tassement des terrains et pénètre, en traversant les épis de remblai, dans la galerie de tête où il se concentre d'abord au-dessus du garnissage. Il se dilue petit à petit dans le courant d'air dont il élève la teneur.

Dans le cas étudié, il n'y a aucune autre concentration de grisou parce qu'il n'y a pas de soufflard.

Les auteurs rapportent quelques cas où des soufflards existaient le long de la galerie. Des accumulations de grisou se présentent alors au-dessus du garnissage à hauteur du soufflard. Elles peuvent s'étendre ou non dans la section de la galerie suivant le débit du soufflard et la vitesse du courant d'air. Les cas examinés ne sont pas assez nombreux pour pouvoir fixer une limite à la vitesse de l'air en fonction du débit de gaz.

Communication no 68. — Réduction du nombre de dégagements instantanés par la perforation des couches, par M. L. SZIRTES (Hongrie).

L'auteur rappelle d'abord quelques dégagements instantanés qui se sont produits au cours des années 1957 et 1960 dans les mines de Pecs, exploitant de la houille liasique.

Il cite le cas notamment d'une projection de 1.400 t de charbon avec dégagement de 273.000 m³ de grisou et renversement de l'aérage.

Il classe ensuite les dégagements en provoqués et inattendus. Parmi les premiers, il distingue ceux qui se sont produits sur tir de ceux qui se sont déclenchés avec un certain retard. Il constate que la proportion des dégagements inattendus, laquelle dépasse 50 %, et celle des dégagements retardés, supérieure à 20 %, augmentent avec la profondeur d'exploitation.

C'est en vue de réduire le nombre de ces derniers dégagements qu'une nouvelle méthode a été mise au point.

Cette nouvelle méthode part de la théorie suivante.

En avant du front d'abattage, les roches et la veine sont soumises à des tensions très élevées. Si le régime de ces tensions ne se modifie pas au cours de l'avancement du front d'abattage, celui-ci finit par être soumis à ces contraintes dépassant ce qu'il peut supporter, et c'est le dégagement instantané. Mais si les tensions peuvent se modifier d'une manière régulière au cours de l'avancement du front par exemple, pour le recul de la veine vers les surfaces libres, le dégagement instantané est évité.

La méthode proposée est destinée à favoriser la modification lente du régime des tensions. Elle consiste à creuser des cavités en avant du front d'abattage au moyen d'un jet d'eau à haute pression.

Chassage en veine.

Son application dans les chassages en veine présente trois phases :

1°) forage du trou et creusement de la cavité ;
2°) drainage du grisou ;
3°) injection d'eau.

— Première phase : *Forage du trou et creusement de la cavité* (fig. 12).

Une pompe à eau débite 30 litres/min sous une pression de 30 à 40 kg/cm² dans le tube perforateur. Celui-ci, d'un diamètre de 3/4" et d'une longueur

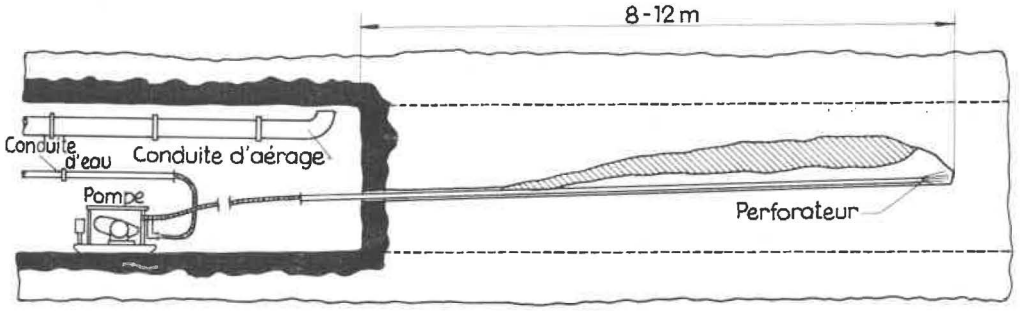


Fig. 12. — Perforation.

de 8 à 12 m, se termine par 3 gicleurs. C'est le triple jet d'eau sortant de ceux-ci qui creuse le trou et la cavité dans la veine.

Ce forage est accompagné de différents phénomènes. Sur les trois premiers mètres environ, sur une longueur moindre si la veine est dérangée, le perforateur creuse un fourneau de 2" environ de diamètre. Le dégagement de grisou ne dépasse pas celui d'un front d'abattage.

Au-delà, le dégagement de grisou augmente fortement. Il projette le charbon hors du trou jusqu'à une distance de 5 à 6 m.

Le dégagement gazeux et les projections atteignent le maximum de leur intensité à 5-8 m en avant du front, puis ils se stabilisent à une intensité un peu moindre.

Après sortie d'une certaine quantité de charbon, le soutènement de la galerie subit une pression qui persiste jusqu'à la fin du forage.

Pendant le forage du second trou, les mêmes phénomènes se produisent avec plus d'intensité.

On peut forer un trou de 8 - 12 m avec enlèvement de 3 - 4 m³ de matériaux en 20 à 30 min.

— Deuxième phase : *Drainage du grisou* (fig. 13).

Un tube de 1 1/2" de diamètre et de 6 m de longueur en tronçons d'un mètre est introduit dans le trou. Pour cela, le tube perforateur est retiré et réutilisé à l'intérieur du tube de drainage pour faciliter l'introduction de celui-ci.

Le tube de drainage est à paroi pleine sur ses trois premiers mètres (côté entrée du trou) ; sur le reste, il est perforé de trous de 5 mm de diamètre. Après placement, il est raccordé au moyen d'un tube flexible à l'entrée de la conduite de canars aspirants. Un tuyau de drainage débite couramment 3 à 5.000 m³ en 24 heures. On envisage de raccorder ces tuyaux à la conduite de captage.

— Troisième phase : *Injection d'eau* (fig. 14).

Elle se fait au moyen de la pompe de forage dont le refoulement est maintenant raccordé au tuyau de drainage. Celui-ci est tellement bien serré dans la veine qu'il est inutile de prévoir de dispositif d'étanchéité.

La pression utilisée est de 45 à 50 atm. L'opération dure 15 à 25 min. On injecte ainsi 450 à 750 litres d'eau dans le charbon.

L'injection a pour but d'empêcher l'écoulement du charbon et de diminuer la formation de poussières.

La méthode a été appliquée avec succès dans 200 cas. On cherche à présent à la mécaniser avec commande à distance.

Recoupe de couches.

Dans ce cas, le creusement est arrêté à 5 m de la couche. La couverture est percée de trous de 120 à 200 mm de diamètre et la veine est extraite en partie par ces trous au moyen d'un jet d'eau sous pression de 5 à 10 kg/cm². L'extraction de la veine est d'ailleurs facilitée par le dégagement gazeux.

L'emploi du procédé est devenu obligatoire dans les mines grisouteuses hongroises pour la recoupe des couches.

Communication n° 38. — Coupe-flamme pour les conduites de mise à l'air libre des installations de captage de grisou, par W. BARTKNECHT (R.F.A.)

Les installations de captage de grisou sont pourvues, à la surface, d'une conduite de mise à l'air libre entrant en fonction si la production de grisou dépasse la demande ou si, par suite de rentrée d'air dans l'installation, le mélange est trop pauvre en méthane et ne peut être utilisé sans danger.

La foudre peut allumer les gaz sortant de la conduite, et dans certaines conditions, la flamme pourrait se propager dans l'installation en remontant à contre-courant.

Pour éviter ce danger, la conduite de mise à l'atmosphère doit être pourvue d'un coupe-flamme le-

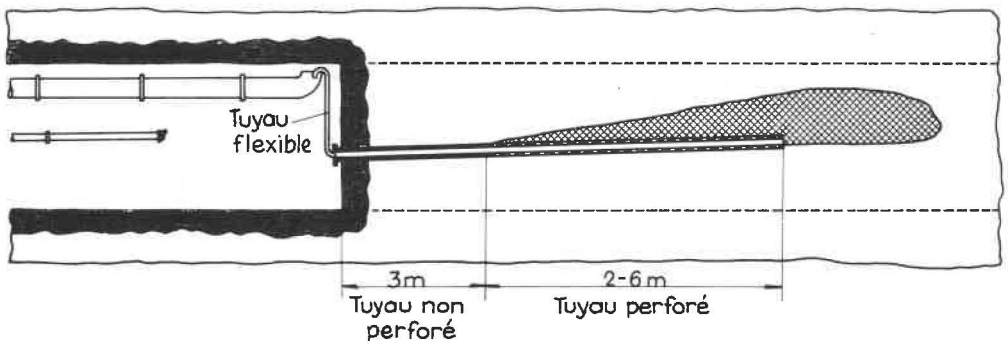


Fig. 13. — Drainage.

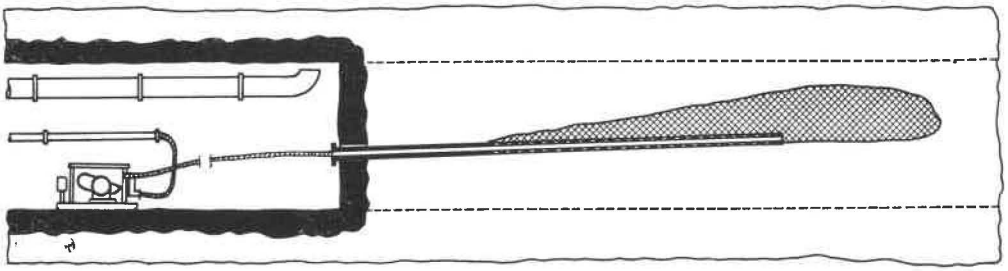


Fig. 14. — Injection d'eau.

quel sera avantageusement constitué par un lit de gravier.

Afin de limiter la perte de charge de ce lit, et d'obtenir un débit élevé de gaz uniquement par tirage naturel, la section de la conduite est suffisamment élargie au niveau du coupe-flamme.

L'auteur a essayé les deux modèles représentés à la figure 15.

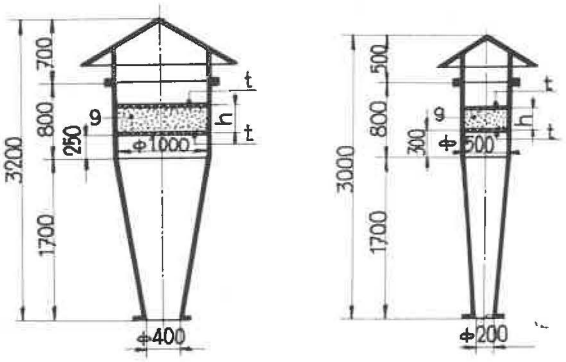


Fig. 15.
Coupe-flamme grand modèle Coupe-flamme petit modèle
g = gravier
h = hauteur du lit
t = tamis

Le lit de gravier est maintenu entre deux tamis en nylon à mailles de 4 mm, retenus chacun par une tôle perforée. Il est bien connu que la sécurité la plus grande et la perte de charge la plus faible sont obtenues avec un gravier dont les éléments ont autant que possible une forme régulière tendant vers la sphère.

L'auteur a effectué ses essais sur des billes de verre de 5, 6 et 8 mm de diamètre.

Le mode opératoire est le suivant. Le coupe-flamme est monté dans l'élément élargi de la conduite. Celui-ci est rempli d'un mélange de grisou et d'air, lequel est allumé au moyen d'une étincelle électrique au-dessus du coupe-flamme. On constate si celui-ci laisse passer la flamme ou non.

Les résultats sont exprimés aux figures 16 et 17 respectivement pour le grand et le petit modèle.

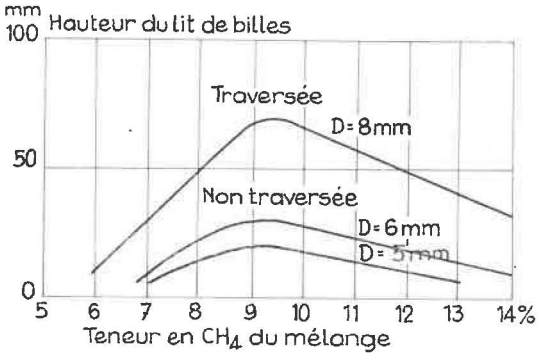


Fig. 16. — Coupe-flamme grand modèle.
Hauteur expérimentale de sécurité du lit de billes.

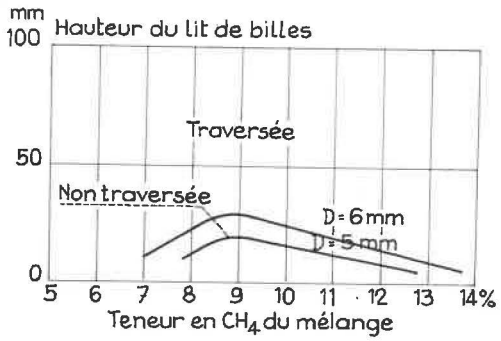


Fig. 17. — Coupe-flamme petit modèle.
Hauteur expérimentale de sécurité du lit de billes.

Ces graphiques indiquent, pour les différents diamètres D des billes, la hauteur du lit nécessaire pour empêcher la propagation de la flamme en fonction de la teneur en méthane du mélange inflammable.

Les hauteurs expérimentales de sécurité qui résultent de ces essais sont indiquées au tableau II.

TABLEAU II.

Hauteurs expérimentales de sécurité pour les mélanges méthane-air.

Diamètre des billes	Hauteur en mm pour		
	D = 5 mm	D = 6 mm	D = 8 mm
Coupe-flamme grand modèle	20	36	70
Coupe-flamme petit modèle	20	30	

Si l'on produit l'étincelle électrique à l'intérieur du lit, il y a une propagation de l'inflammation du mélange grisou-air dès que le diamètre des billes atteint 8 mm et cela, quelle que soit l'épaisseur du lit. Pour un mélange hydrogène-air, le maximum du diamètre des billes est de 2 mm.

L'auteur a également procédé à toute une série d'essais sur des mélanges de méthane, d'éthylène et d'air.

Il émet pour terminer l'idée que la propriété des dispositifs à billes d'arrêter la flamme est due à la perte d'énergie qu'ils provoquent. Mais cette perte d'énergie n'est autre que la perte de pression (Δp) que subit le gaz en traversant le lit de billes :

$$\Delta p = k \,.\, h \,.\, W^n$$

ou k est le coefficient de résistance des billes utilisées ;

h : la hauteur expérimentale de sécurité ;
W : la vitesse du gaz ;
n : exposant égal à 2 pour $W \geqslant 2$ m/s.

Cela signifie que deux coupe-flamme de même perte de charge présentent la même sécurité quel que soit le diamètre des billes. Pour de tels coupe-flamme, $k \cdot h$ = constante = 105, si h est exprimé en mm. Cette règle permet à l'auteur de calculer la hauteur expérimentale de sécurité pour des billes de 4 et 7 mm et d'établir le tableau III donnant la hauteur statistique de sécurité présentant un risque de traversée de 10^{-6}, ainsi que la hauteur proposée.

L'emploi de billes d'un diamètre inférieur à 3 mm est à déconseiller à cause du colmatage possible par les poussières entraînées par le gaz.

TABLEAU III.

Diametre des billes	Hauteur expérimentale de sécurité	Coefficient de résistance	Hauteur expérimentale calculée	Hauteur statistique de sécurité	Hauteur de sécurité proposée
4	—	7	15	21	50
5	20	5,2	20	28	60
6	32	3,3	32	45	90
7	—	2,0	52	73	150

Un lit de billes présente une perte de charge d'environ 60 % inférieure à celle d'un lit de gravier fin de 6-10 mm.

(à suivre)

Réalisation en matière de Téléinformation à la S. A. Cockerill-Ougrée, Division Charbonnage de Zwartberg, et en particulier une centrale récente de Télécontrôle de l'exploitation

par A. DESCHAMPS
Ingénieur Divisionnaire.

SAMENVATTING

Sedert het utibreken van de laatste wereldoorlog is de verantwoordelijke telefonist in de bovengrondse gelegen centrale van het ondergrondse telefoonnet gelast met het inzamelen van alle belangrijke gegevens betreffende de produktie, zoals ze hem worden overgemaakt door de personen die rechtstreeks van de Directie afhangen : eerste stadium van de teleinformatie.

Later werd op de bovengrond een station in dienst genomen, waar met de bedoeling de veiligheid van de elektrische netten te verhogen, elk aardingsdefect van op afstand werd geregistreerd. *Geen enkel defect ontsnapt aan de aandacht van de elektricien die met grote nauwkeurigheid kan lokaliseren alvorens af te dalen.*

De telesignalisatie werd toegepast bij de plaatsing van vier ventilatoren voor de versterking van de hoofdluchtverversing ; bij ontijdig stilvallen laat zij toe de betrokken ventilator en luchtkring te identificeren, zodat van op de bovengrond een snelle en doelmatige actie van de bevoegde diensten kan georganiseerd worden.

De onlangs geinstalleerde productograf tenslotte heeft tot taak het opvangen en transformeren van alle « ja »- of « neen »-signalen, die door de ondergrond worden uitgezonden en overgebracht langs het telefonnnet door middel van zend- en ontvangstgroepen werkend op gehoorfrekwenties. De signalen kunnen allerlei betekenissen hebben. Men is begonnen met de produktie en men heeft voor een gemechaniseerde werkplaats 2 of 3 signalen gekozen voor de houwmachine en de transporteur in de pijler en 1 voor het vullen van de wagens. Elk signaal is in staat :

RESUME

Depuis le début de la dernière guerre, le préposé à la centrale de surface du réseau téléphonique du fond rassemble tous les renseignements intéressant la production qui lui sont communiqués par des agents relevant directement de la Direction : premier stade de la téléinformation.

Plus tard une station de téléenregistrement *de défauts de masse au service de la sécurité électrique fut introduite à la surface. Aucun défaut n'échappe à l'électricien spécialiste qui le localise avec grande précision avant de descendre.*

La télésignalisation *a été appliquée à l'installation de quatre ventilateurs servant l'aérage principal pour, en cas de déclenchement intempestif, grâce à l'identification du ventilateur et de la partie défectueuse, provoquer à partir de la surface une intervention précise et rapide du personnel compétent.*

Enfin l'installation récente du Productograph a pour but de capter et de transformer à la surface tout signal « oui » ou « non » qui a été émis au fond et transmis dans le réseau téléphonique au moyen de groupes émetteurs-récepteurs oscillant à des fréquences acoustiques. Les signaux peuvent être de toute nature. On a commencé par ceux qui concernent la production et pour un chantier mécanisé on en a choisi 2 ou 3 pour la machine d'abatage et le convoyeur blindé de taille et 1 pour le remplissage des berlines. Chaque signal sert à :

— indiquer *visuellement l'état de marche ou d'arrêt,*

— *visueel voor te stellen of het toestel beweegt of stilstaat ;*
— *de duur van de beweging of het aantal wagens samen te tellen ;*
— *de totale duur van de beweging en het aantal wagens te registreren.*

Daarenboven worden de oorzaken van de stilstanden automatisch geregisteerd. Door de tellers af te lezen en de resultaten van de diagrammen op te meten, stelt men berekende tabellen op waarmee het mogelijk is de gang van de werkplaatsen van zeer nabij te volgen en in de cijfers de weerslag te zien van de toegepaste verbeteringen.

— compter *les temps de marche ou les berlines,*
— enregistrer *ces temps de marche et les berlines remplies.*

De plus les causes d'arrêt sont automatiquement enregistrées. Avec le relevé des compteurs et les résultats des mesures sur le diagramme, on dresse des tableaux chiffrés qui permettent de suivre de très près la marche des chantiers et de contrôler au moyen de chiffres l'efficacité des améliorations apportées.

ZUSAMMENFASSUNG

Seit Beginn des letzten Krieges werden über Tage beim Leiter des Grubenfernsprechdienstes alle Meldungen betreffend die Förderleistung zusammengestellt, welche ihm von unmittelbar der Direktion unterstellten Beauftragten zugehen : erstes Stadium des bergbaulichen Fernmeldewesens.

Dazu kam später eine Fernschreibdienststelle *über Tage. Sie betraf Fehler der elektrischen Grubenausrüstung. Dem ablesenden Elektrofachmann gelangen so alle wesentlichen Fehler des Netzes zur Kenntnis. Er kann sie vor Anfahrt genau lokalisieren.*

Fernsignalmeldung *wurde beim Einbau von vier Hauptventilatoren angewandt und gewährleistete bei unzeitigem Ausfall Ständigkeit der Hauptwetterführung dank sofortiger und genauer Bestimmung des betroffenen Ventilators oder des schadhaften Teiles durch den zuständigen Tagesdienst.*

Neuerdings erreicht man mit dem Produktographen *die Aufnahme und Uebermittlung zu Tage von sämtlichen untertägigen « Ja »- oder « Nein »-Signalen, welche in das Fernsprechnetz durch Sende- und Empfängergruppen auf akustischen Frequenzen eingespeist werden. Solche Signale können jeder beliebigen Art sein. Begonnen wurde mit solcher für Förderung, Strebmechanisierung, 2 oder 3 Signalen für Gewinnungsmaschine und Panzerförderer vor Ort, 1 Signal für Wagenfüllung usw. Jedes Signal unterrichtet durch :*

— Sichtanzeige *von Laufen oder Stillstehen,*
— Zählen *von Laufzeit oder von angedienten Wagen,*
— Registrieren *dieser Laufzeit und der gefüllten Wagen.*

Ausserdem werden die Stillstandsgründe selbsttätig registriert. Nach dem Zählerbefund und den Ergebnissen der Mess- und Diagrammstreifen werden Schaubilder gezeichnet. An ihnen lässt sich der Gang der Abbaubetriebe aus nächster Nähe verfolgen und mit Hilfe von Wirksamkeitsziffern ein Urteil über angebrachte Verbesserungen ableiten.

SUMMARY

Since the end of the last war, the surface telephone operator of the underground telephone network, has collected all the information concerning production transmitted to him by the officials working directly for the Management : this is the first stage of teleinformation.

Later, a telerecording *post for recording earth-defects for the electricity security department was introduced at the surface. No defect escapes the expert electrician, who can plot its position with the utmost precision before going underground.*

Telesignalling was applied to the installation of four fans used for the main ventilation, so that, in case of any sudden release, the fan and its defective part could be identified and swift, precise action could be organized at the surface by the competent staff.

Finally, the recent installation of the Productograph is used for receiving and transforming at the surface any « yes » or « no » signal emitted from underground and transmitted to the telephone network by means of groups of transmittors-receivers oscillating at acoustic frequencies. The signals may be of all sorts. In the beginning, they dealt with production, and in a mechanized working place, 2 or 3 were chosen for the coal-getting machine and the face armoured conveyor and one for filling the cars. Each signal serves to :

— indicate *visually whether the machine is working or halted,*
— count *the working time or the cars,*
— record *the working time and the cars filled.*

In addition, the causes of stoppages are recorded automatically. With the data from the meters and the results of measurements on the diagram, tables of figures are drawn up from which it is possible to follow very closely the work at the working place and to control by means of figures the effectiveness of the improvements made.

1. GENERALITES

L'automatisation se développe dans toutes les industries et depuis quelque temps est introduite de plus en plus au fond de la mine jusque dans les chantiers de travail les plus éloignés. Un tel développement ne se conçoit pas sans un certain contrôle centralisé des installations automatisées. On peut même avancer que, dans beaucoup de cas et c'est celui de la mine, la connaissance approfondie des perturbations qui se présentent dans l'exploitation est sinon indispensable, du moins fort utile pour l'étude des problèmes d'automatisation. Il s'agit par conséquent, pour les cadres supérieurs, d'être informés objectivement de ces incidents.

La direction du charbonnage de Zwartberg se préoccupait déjà de l'information il y a plus de 20 ans lorsqu'elle fit l'acquisition pour le fond de la mine d'un réseau téléphonique de 60 postes, étendu par après à plus de 100.

A l'époque elle eut à choisir entre deux principes de réalisation : soit un réseau entièrement automatique, soit un réseau non automatique avec nécessité, pour obtenir une communication, de passer par un centraliste. Elle opta sans hésitation pour la seconde réalisation et cela malgré les frais supplémentaires qu'elle entraînait car il fallait payer 3 centralistes (un par poste). La raison essentielle de ce choix est que la direction désirait avoir quelqu'un à la surface pour enregistrer toutes les informations émanant du fond et bien entendu les communiquer aux intéressés. C'était bien de la téléinformation.

Toutefois en ce qui concerne les chantiers d'abatage, il s'avérait nécessaire de prendre certaines précautions pour que les informations reçues correspondent bien à la réalité. C'est ainsi qu'à la même époque furent introduits dans ces chantiers et pendant les postes d'abatage ce que l'on a appelé par la suite des « contrôleurs ».

Ils relevaient directement de la Direction et l'une de leurs tâches essentielles consistait à communiquer au centraliste les incidents d'exploitation avec leurs causes au fur et à mesure qu'ils se présentaient. Cette organisation qui fonctionne depuis le début de la guerre va tendre à disparaître grâce à l'apparition du « Productograph » dont il sera question plus loin. Avant cela nous décrirons deux autres réalisations : une de téléenregistrement et une de télésignalisation.

2. TELEENREGISTREMENT

Les années 1952 et suivantes virent naître des perfectionnements dans le domaine de la sécurité électrique avec l'introduction sur le marché des premiers coffrets détecteurs permanents de défauts de masse. C'était l'époque où l'on faisait usage de haveuses sur une certaine échelle et leur utilisation était subordonnée à une surveillance vigilante de l'isolement du réseau. Lorsque cet isolement tombait en dessous d'une valeur préalablement fixée, une lampe s'allumait à l'intérieur du coffret placé dans la sous-station de quartier et éventuellement un klaxon entrait en action. Cette information de défaut, automatique, était reçue par un préposé à proximité de la sous-station sous forme de signalisation optique et acoustique.

Etant donné le grand intérêt que présentaient ces appareils, leur emploi fut généralisé à toutes les sous-stations dont le nombre atteignait 25 en moyenne. Malheureusement elles étaient disséminées un peu partout dans la mine. Il n'y avait pas toujours de préposé à proximité et pratiquement seuls les défauts de masse à caractère permanent étaient repérés et souvent avec un certain retard. Cette considération nous incita à ramener à la surface les indications optiques de tous les détecteurs sur le tableau répartiteur du centraliste. Celui-ci avait reçu comme instruction de noter chaque fois l'heure d'allumage et d'extinction de chacune des 25 lampes et d'en informer les responsables du service électrique du fond. Il ne fallut pas longtemps pour s'apercevoir que cette façon de faire laissait encore beaucoup à désirer. Il y avait bien amélioration puisque l'on était prévenu que sur tel réseau il y avait un défaut de mise à la masse passager. On pouvait même dans une certaine mesure le localiser et établir par exemple qu'il était apparu à l'intérieur ou à l'extérieur d'un chantier, ou sur un départ de bouveau. Mais on restait toujours tributaire de la vigilance du personnel électricien chargé d'ausculter le réseau. Celui-ci avait tendance à retarder, même à oublier, toute intervention et cela d'autant plus que la marche de l'exploitation n'était pas affectée. Bref, l'ingénieur responsable du service électrique n'était pratiquement jamais certain qu'un défaut passager ou fugace avait été éliminé. C'est alors que l'on songea à remplacer la signalisation optique par un enregistrement, également à la surface, des défauts de masse en fonction du temps. On fit l'acquisition de 3 enregistreurs à 11 plumes et l'on obtint des diagrammes d'enregistrement dont un extrait est représenté à la figure 1.

Il concerne onze réseaux pendant une partie de journée, soit de 6 à 14 h. Ceux correspondant aux enregistrements 2, 4, 5, 7, 10 et 11 ont un isolement global suffisant. Celui représenté par la droite 1 laisse apparaître un défaut de masse qui se manifeste pendant quelques minutes toutes les 2 heures. Dans notre cas, il ne peut être ailleurs que sur un moteur de pompe d'exhaure à commande automatique par électrodes ou sur le raccordement de cette pompe.

La ligne 6 représente un défaut de masse non continu, donc localisé à la taille, car les installations de transport en voie sont très peu souvent mises à l'arrêt au cours d'un poste. La taille en question est équipée d'un convoyeur blindé et d'un rabot adaptable. Il est facile de déduire que le défaut de masse

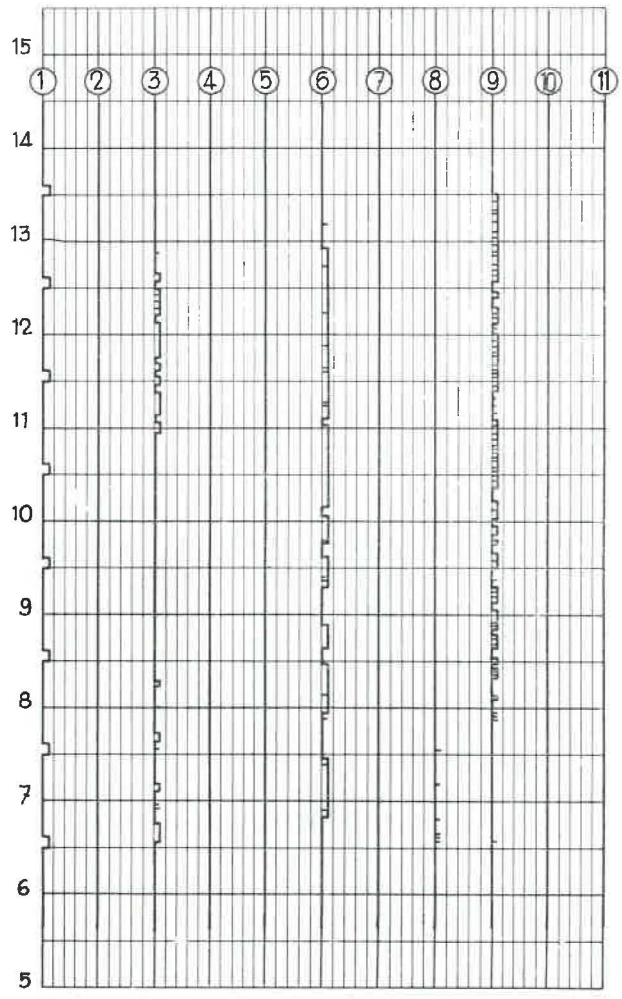


Fig. 1. — Enregistrement défauts de masse.

se produit sur l'alimentation d'un moteur de convoyeur blindé, car il persiste parfois 3/4 heure (entre 10 1/4 et 11 h). Cela ne serait pas si le défaut était sur l'alimentation du rabot car celui-ci s'arrête nécessairement au pied et en tête de taille et la durée du trajet est de l'ordre de 8 minutes. La ligne 9 d'ailleurs représente un tel défaut.

La ligne 3 représente encore un défaut de masse sur une alimentation de convoyeur blindé, mais l'enregistrement nous permet d'affirmer que la taille a pratiquement démarré à 11 h, le convoyeur blindé, sauf au début du poste, n'ayant pas marché avant.

La ligne 8 est représentative d'un défaut fugace qui s'est manifesté au début du poste seulement. C'est la caractéristique d'un installation qui fait tomber l'isolement global du réseau à une valeur voisine de la limite de sécurité à la mise sous tension après un arrêt prolongé. Au bout d'un certain temps, l'échauffement ramène l'isolement à une valeur suffisante mais il est temps d'intervenir pour l'améliorer.

Les diagrammes enregistreurs sont consultés avant sa descente par l'électricien chargé d'éliminer les défauts de mise à la masse. Les exemples qui précèdent montrent que très souvent il peut les localiser de la surface, il est bon de le souligner, et par conséquent son intervention sera d'autant plus rapide et plus efficace.

La station d'enregistrement que nous venons de décrire et dont vous aurez pu juger, sinon la nécessité, du moins la très grande utilité, est en passe de devenir inopérante parce que nous avons décidé de déclencher en cas de défaut de masse. Mais nous l'adaptons progressivement aux nouvelles conditions en enregistrant non plus le défaut de masse de sécurité (soit 20.000 Ohms ou moins), mais un défaut de masse d'avertissement (50.000 Ohms par exemple) qui nous alertera d'un déclenchement éventuel plus ou moins proche et provoquera une intervention avant qu'il ne se produise.

En résumé, l'information permanente enregistrée des défauts de masse a servi, dans une mesure dont nous n'avons pas d'idée exacte, la sécurité du personnel, et par voie de conséquence la bonne marche de l'exploitation, car grâce à cet enregistrement nous avons certainement évité un certain nombre de courts-circuits résistants par la masse.

3. TELESIGNALISATION

Comme dans d'autres mines, la ventilation principale chez nous est assurée par un ventilateur très puissant installé en surface. Elle est complétée par quatre autres ventilateurs installés au fond à proximité immédiate du puits de retour d'air et à 3 étages différents.

Les conditions de marche imposées à une telle installation sont les suivantes :

— arrêt automatique des 4 ventilateurs du fond lorsque celui de surface s'arrête ;
— arrêt automatique des 4 ventilateurs du fond seulement si l'un d'entr'eux s'arrête.

Un verrouillage électrique permet la réalisation de ces conditions.

L'importance capitale de l'installation nous a incités à prendre toutes mesures nécessaires non seulement pour en assurer la sécurité de marche, mais également pour localiser dans le temps le plus court la cause d'un déclenchement. C'est que, comme nous l'avons dit, les 4 ventilateurs sont installés à 3 étages de retour d'air près des puits en des endroits non fréquentés. Pour y accéder, on doit faire appel à un « sonneur » reconnu. D'où une perte de temps considérable pour aller d'un ventilateur à l'autre. De plus, il importe que le Directeur des Travaux soit informé au plus tôt de la durée probable d'un arrêt de la ventilation. Cela nous a amenés à réaliser la localisation à partir de la surface afin de permettre à l'ingénieur responsable d'intervenir personnellement, sans délai et d'une manière efficace à tout moment de jour et de la nuit. Pour satisfaire à ces conditions, nous avons réalisé une signalisation optique.

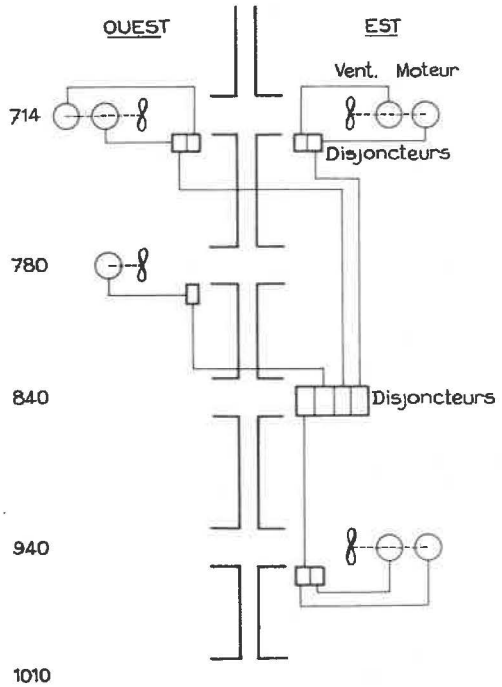


Fig. 2. — Installation des ventilateurs.

La figure 2 représente la disposition de l'installation des ventilateurs du fond. Comme nous l'avons dit, ceux-ci sont au nombre de 4. Il y en a 2 à l'étage 714 (1 de part et d'autre du puits), 1 à l'étage 780 et 1 à l'étage 940. Chacun d'eux est actionné par 1 ou 2 moteurs protégés sur place par un disjoncteur équipé de relais de surcharge uniquement. L'ensemble de l'installation est démarré à partir de la sous-station principale de 840 où sont installés 4 disjoncteurs en tête des câbles d'alimentation. Ces disjoncteurs sont équipés de relais thermiques et de relais instantanés, ces derniers protégeant aussi bien les moteurs que les câbles contre les courts-circuits.

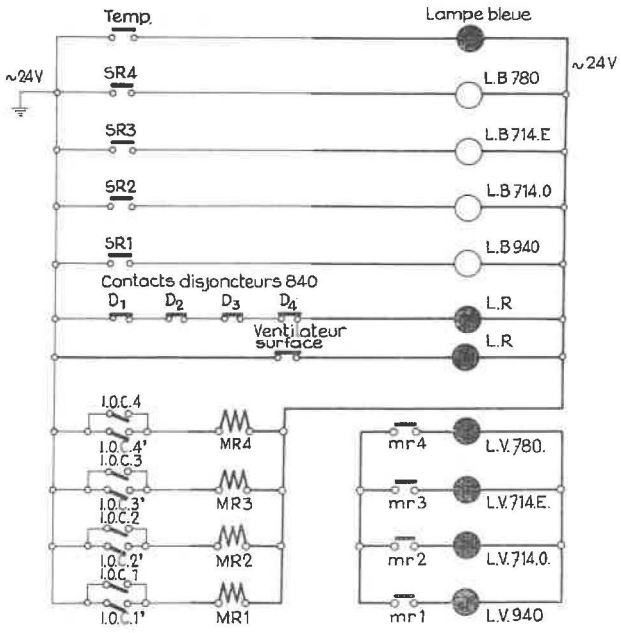


Fig. 3. — Schéma de signalisation des ventilateurs.

La télésignalisation consiste dans l'incorporation au pupitre de la centrale téléphonique, de 11 ampoules dont 4 blanches, 4 vertes, 2 rouges et 1 bleue (fig. 3). Chaque lampe blanche est commandée par un contact faisant partie du mécanisme du disjoncteur placé près du ventilateur. Ce disjoncteur est équipé de relais de surcharge. Lorsque tout est normal et que les ventilateurs fonctionnent, les 4 lampes blanches sont allumées.

Chaque lampe verte est commandée par un contact mr d'un relais MR qui, lui, est excité par la fermeture d'un contact IOC du relais instantané du disjoncteur de la sous-station. Lorsque tout est normal, aucune lampe verte ne brûle.

La lampe bleue est indicatrice d'un déclenchement qui aurait eu pour cause une température trop élevée des paliers des ventilateurs. L'arbre-hélice de chaque ventilateur est en effet porté par deux paliers SKF à huile, sur lesquels nous avons adapté un dispositif de mesure des températures. La valeur de ces mesures est reportée sur deux enregistreurs placés dans la sous-station mère de 840. Normalement, la lampe bleue ne brûle pas.

Enfin, une des 2 lampes rouges est commandée par le circuit de verrouillage des ventilateurs fond et est normalement éteinte. L'autre lampe rouge est commandée par un contact faisant partie du mécanisme de disjoncteur du ventilateur de surface. Ici également, elle est normalement éteinte.

En résumé, quand la marche des ventilateurs est normale, les 4 lampes blanches brûlent, tandis que les 4 ampoules vertes, les 2 lampes rouges et la lampe bleue sont éteintes. Lorsque les ventilateurs du fond ont été volontairement mis à l'arrêt, les lampes blanches restent allumées mais une lampe rouge s'allume également.

Considérons maintenant les différents cas de déclenchement dont le centraliste est averti par l'allumage d'une lampe rouge. Sa tâche immédiate est d'informer l'ingénieur responsable du service électrique que les ventilateurs du fond sont à l'arrêt. Cet ingénieur demande alors au préposé si tout est normal au point de vue signalisation. Supposons qu'il réponde :

— *que la 2e lampe rouge est allumée.* Dans ce cas l'ingénieur n'a pas à intervenir pour dépanner puisque l'arrêt du ventilateur de surface est la cause du déclenchement général. Il devra simplement prévenir les services exploitation, si cela n'est déjà fait, que toute ventilation artificielle est interrompue.

— *que la lampe blanche correspondant à 780 est éteinte.* L'ingénieur en déduit que le disjoncteur du moteur du ventilateur placé à 780 a fonctionné par surcharge. Par conséquent, la cause est presque certainement d'origine mécanique : p. ex. grippage d'un roulement de moteur (une cause d'origine électrique est très peu probable étant donné les précautions prises). Il envoie immédiatement quelqu'un à

l'étage 780 pour obtenir confirmation du pronostic, et entretemps prend déjà les mesures pour effectuer le dépannange, tout cela, rappelons-le, de chez lui éventuellement.

— *que la lampe verte correspondant à 940 est allumée.* L'ingénieur sait qu'il y a un court-circuit sur l'alimentation, à partir de la sous-station mère, du ventilateur de 940. Il envoie directement un électricien pour mesurer l'isolement de la partie du câble située dans le puits ; si c'est bien celui-là qui est blessé, comme c'est souvent le cas, il suffit de le mettre hors service et de mettre la réserve sous tension. S'il n'y a rien au câble, on cherchera plus loin mais on ne devra pas chercher ailleurs qu'à 940.

— *que la lampe bleue est allumée.* Dans ce cas, la température a augmenté anormalement à un palier. L'ingénieur fait constater dans la sous-station mère quel est ce palier. Entretemps, il met tout en branle du côté service mécanique pour effectuer la réparation nécessaire, le service électrique n'ayant pas à intervenir.

— *qu'il n'y a rien d'anormal au tableau.* L'ingénieur responsable doit alors chercher la cause dans les circuits de commande et d'asservissement et doit envoyer immédiatement sur place les agents du service électrique les plus compétents.

Nous avons ainsi envisagé les différents cas qui peuvent se présenter, et effectivement la signalisation optique nous a rendu service dans les différents incidents que nous avons connus, à savoir :

— plusieurs déclenchements du ventilateur de surface (les 2 lampes rouges allumées) ;
— un court-circuit sur un câble et un autre sur la boîte de raccordement d'un moteur (chaque fois la lampe verte correspondante allumée) ;
— un redresseur « claqué », c'est-à-dire un défaut dans le circuit de commande (rien d'anormal dans la signalisation) ;
— un palier de ventilateur grippé avant l'introduction des enregistreurs de température (lampe blanche correspondante éteinte) ;
— chauffage d'un palier (lampe bleue allumée).

Tous ces incidents suffisent pour justifier l'efficacité d'une signalisation précise à distance.

4. PRODUCTOGRAPH

41. Introduction.

Nous avons dit au début de ce texte que depuis longtemps nous étions à même de suivre la marche des tailles grâce à l'existence de « contrôleurs » dont une des tâches consistait à noter les arrêts des installations des chantiers d'abatage et leur cause.

A l'occasion d'une visite dans une mine allemande en 1959, notre Directeur-Gérant se trouvant dans le bureau du Directeur eut son attention attirée par la présence d'un tableau lumineux indiquant l'état de marche des chantiers du fond. Il réalisa immédiatement les avantages que procurait une telle installation et qui consistaient avant tout dans l'obtention de renseignements précis et plus complets sans devoir recourir, sauf exceptionnellement, à l'agent de renseignements dont question ci-dessus.

42. Choix de l'installation.

L'acquisition d'une centrale d'informations à installer à la surface ayant été décidée, il fallait prendre position sur :

— la nature des signaux à émettre ;
— la méthode de transmission de ces signaux ;
— leur utilisation.

421. Emission des signaux.

Comme dans les mines allemandes, nous avons adopté le système d'informations « oui » et « non ».

Le premier renseignement à communiquer est évidemment la production du chantier. Cela se fait tout simplement par l'actionnement d'un contact de rail à partir de chaque berline qui est passée au chargement et est donc normalement remplie.

Pour étudier de plus près ce qui se passe dans le chantier, il faut ajouter d'autres signaux. Etant donné que 75 à 80 % des arrêts ont la taille pour origine, il suffit de signaler la marche des engins qui y sont en activité, à savoir l'engin d'abatage (rabot ou haveuse) et le convoyeur blindé (panzer). Ils sont actionnés par des moteurs électriques commandés par des contacteurs. Ceux-ci suivant leur position d'enclenchement ou de déclenchement ferment ou ouvrent un contact auxiliaire, donc émettent les signaux de marche ou d'arrêt des engins de la taille.

Tout arrêt d'installation entre la taille et le point de chargement provoque un arrêt des installations de taille et est donc signalé indirectement.

En résumé, pour les chantiers mécanisés avec rabot, nous avons retenu 4 signaux :

— la marche du rabot vers la tête de taille ;
— la marche du rabot vers le pied de taille ;
— la marche du convoyeur blindé ;
— le remplissage des berlines.

Pour les chantiers avec haveuse, il n'y en a que 3 :

— la marche de la haveuse vers la tête ;
— la marche du convoyeur blindé ;
— le remplissage des berlines.

422. Transmission des signaux.

On avait à choisir entre plusieurs modes de transmission des signaux vers la surface.

4221. Chaque signal a sa ligne propre, solution qui a l'avantage d'une grande simplicité et d'une grande sécurité puisque la perturbation de l'un n'influence pas les autres, mais qui présente l'inconvénient d'être très coûteuse lorsque l'on a affaire à de grandes distances.

4222. Tous les signaux empruntent la même ligne, ce qui implique l'introduction de groupes émetteurs-récepteurs oscillant à des fréquences *toutes* différentes. On réalise ici une économie appréciable de câble lorsqu'il s'agit de grandes distances, mais les installations d'émission et de réception sont plus importantes. Le grand inconvénient est qu'un défaut sur la seule ligne existante suspend toute informa tion.

4223. On peut imaginer une combinaison des 2 modes de transmission précédents.

Les installations que nous avons visitées en Allemagne il y a plus de 2 ans répondaient au premier mode, soit une paire de conducteurs par signal. Il faut dire que le nombre de signaux à transmettre était relativement faible et que, à l'époque, la transmission par fréquences porteuses telle qu'on la désirait dans les mines n'était pas encore au point.

En ce qui nous concerne, étant donné que nous possédions un certain nombre de paires de conducteurs de réserve dans les câbles téléphoniques, il était naturel et logique d'adopter le mode de transmission mixte à savoir une ligne pour plusieurs signaux — 20 au maximum — qui sont transmis par des groupes émetteurs-récepteurs.

Les fréquences ont été choisies dans la bande des fréquences acoustiques, c'est-à-dire entre 300 et 3.400 cycles.

Il y a 10 canaux de 350 Hz à 1.610 Hz avec 140 Hz entre les canaux et 10 autres de 1.785 Hz à 3.315 Hz avec 170 Hz entre les canaux.

Le choix du constructeur s'est porté sur ces basses fréquences parce que :

— en Allemagne pour les industries de surface, les utilisateurs empruntent couramment les câbles téléphoniques de la Régie pour la transmission de leurs signaux et la Régie n'admet que des fréquences comprises dans les limites citées ;

— l'affaiblissement dans les câbles croissant proportionnellement à la racine carrée des fréquences serait plus grand pour les hautes fréquences. Ainsi par exemple, pour un canal de 14 Kc, la portée ne serait plus que la moitié de celle correspondant à la limite des fréquences acoustiques.

423. Utilisation des signaux.

Les signaux des engins de taille émis au fond et reçus à la surface vont servir à :

— *indiquer visuellement* si l'engin est en marche ou à l'arrêt ;

— *compter en minutes* le temps pendant lequel il *marche* ;

— *enregistrer sur diagramme* la marche et l'arrêt en fonction du temps.

Les signaux des points de chargement serviront à

— *indiquer visuellement* la progression du remplissage des berlines ;

— *compter* les berlines remplies ;

— *enregistrer sur diagramme* le remplissage des berlines par unité et par dizaine.

43. Description de l'installation.

L'installation complète comporte :

431. Au fond :

— Au point de chargement des chantiers : une boîte comprenant 3 ou 4 émetteurs (fig. 4) avec les entrées pour les câbles qui y aboutissent. Elle est

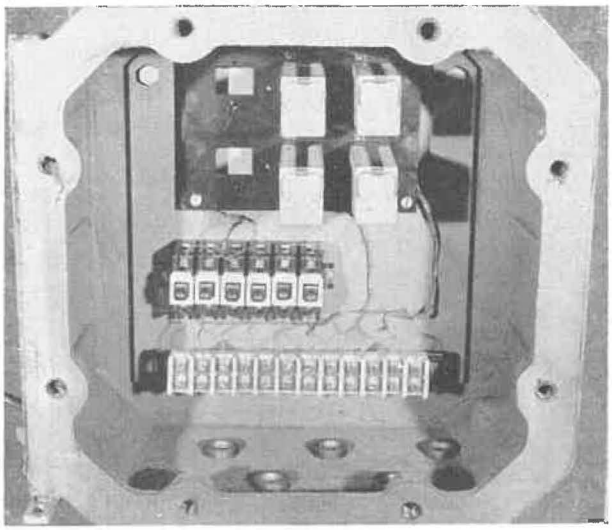


Fig. 4. — Boîte à émetteurs.

agencée pour mettre facilement un ou plusieurs émetteurs hors service.

— Dans les galeries, bouveaux et puits : les câbles téléphoniques qui existaient.

432. A la surface :

4321. Une station équipée de (fig. 5) :

— 3 bâtis a, b, c pour les machines, comportant 16 platines (chacune de celles-ci comprenant 2 récepteurs à transistors, les relais de commutation et de sélection), une platine de surveillance et une platine d'alimentation des émetteurs-récepteurs.

— 1 bâti d pour le comptage des berlines comportant 4 platines (chacune de celles-ci comprenant 5 récepteurs à transistors, les relais de commutation et de sélection), deux platines de transformation des impulsions-minutes en provenance d'une horloge-mère, une platine d'alimentation des émetteurs-récepteurs.

— 1 panneau d'alimentation e comportant 1 transfo-redresseur 220/60 V pour l'alimentation des relais de commutation et de sélection, 2 transfos-redresseurs de 220/24 V pour l'alimentation des enregistreurs et des compteurs, 2 transfos-redresseurs de 220/12 V pour l'alimentation des récepteurs,

1 transfo 220/24 V alternatif pour l'alimentation des panneaux lumineux, 1 relais clignoteur.

4322. Le « Productograph » proprement dit qui comporte 2 meubles :

— Le 1er meuble (fig. 6) est équipé de 2 panneaux lumineux a et b.

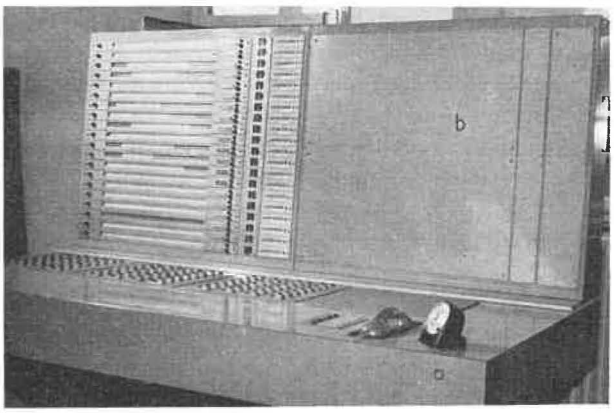


Fig. 6. — Meuble avec panneaux lumineux (a, b).

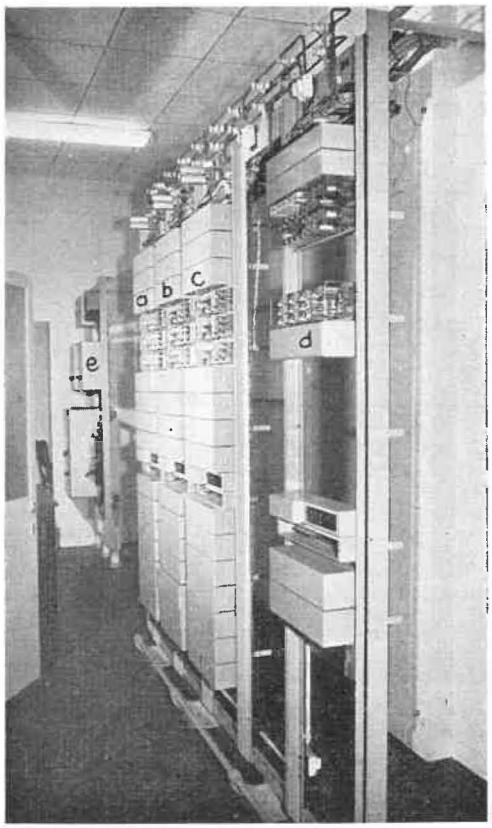


Fig. 5. — Alimentation et bâtis à relais (a, b, c, d, e).

Le panneau lumineux a (fig. 7) constituant table donne une indication optique de la marche de l'exploitation. Pour chaque signal machine, il existe une lampe rouge et une lampe verte. La lampe verte in-

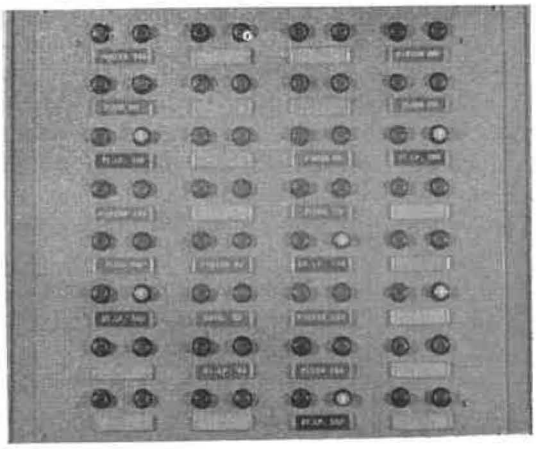


Fig. 7. — Panneau lumineux (machines).

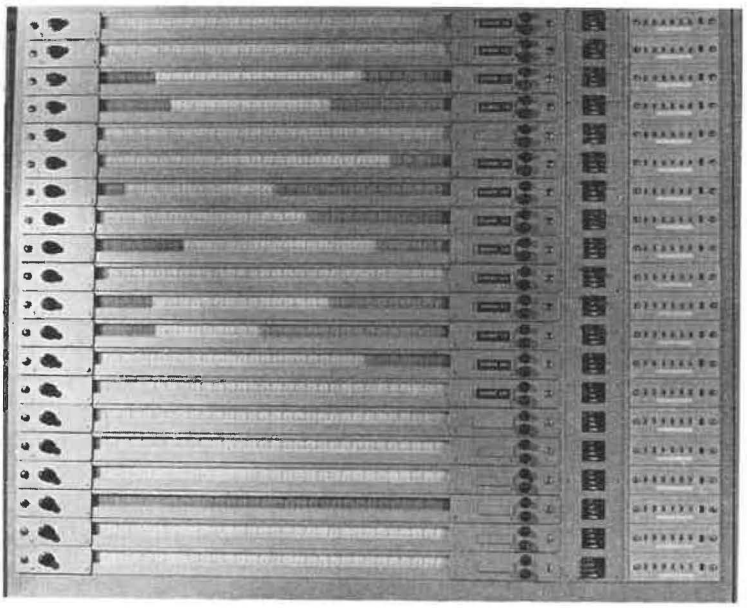


Fig. 8. — Panneau lumineux (remplissage berlines)
Compteurs de berlines linéaires et totalisateurs.

dique l'état de marche, la lampe rouge l'état d'arrêt. Sur ce même panneau, il y a 5 boutons-poussoirs destinés à l'enregistrement des accrocs que nous décrirons plus loin.

Le panneau b (fig. 8) donne une indication optique du remplissage des berlines. Il est équipé de ce que l'on appelle des compteurs linéaires grâce auxquels on peut à tout moment comparer la production réalisée avec le présumé, c'est-à-dire ce que l'on devrait normalement obtenir à la fin du poste. Le compteur linéaire comprend une échelle de 500 mm de longueur sur laquelle un ruban bleu progresse de gauche à droite chaque fois qu'une berline est remplie. La limite gauche d'un autre ruban, de couleur jaune celui-là, indique le présumé. Il se situe dans la partie droite du compteur linéaire et est mis en place à la main au début du poste.

Si la production réalisée vient à dépasser le présumé, la superposition des bandes jaune et bleue fait apparaître une zone verte dont l'importance donne une idée du boni. Au contraire si le présumé n'est pas atteint, la différence est indiquée par une zone blanche. Les compteurs linéaires se complètent à droite des compteurs de berlines que l'on peut consulter à tout moment et notamment à la fin du poste pour obtenir des chiffres exacts.

— Le 2^{me} meuble (fig. 9) est équipé également de 2 panneaux a et b. Le panneau a (fig. 10) comporte tous les compteurs de temps de marche des machines. Le panneau b comprend les diagrammes enregistreurs. Ceux-ci sont constitués d'un papier spécial ne nécessitant pas d'encre. Pour chaque diagramme, il y a 40 aimants scripteurs ordonnés par

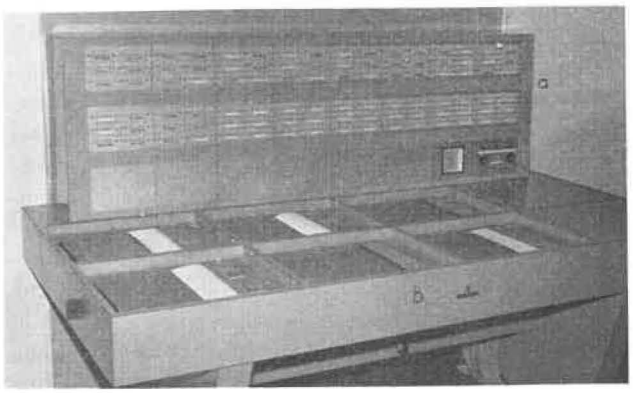


Fig. 9. — Meuble enregistreur et compteurs des temps de marche.

paires de façon que les deux pistes d'une paire soient plus rapprochées l'une de l'autre. Pour un chantier mécanisé (fig. 11), il y a 8 plumes magnétiques dont la première transcrit le temps de marche du transporteur blindé, les 3^{e} et 4^{e} les temps de marche du rabot vers la tête et vers le pied, les 7^{e} et 8^{e} le nombre de berlines remplies au chargement par unité et par dizaines. Les 2^{e}, 5^{e} et 6^{e} transcrivent certains symboles concernant la nature des arrêts. La représentation graphique des temps de fonctionnement des machines a lieu au moyen de courtes impulsions de tension qui sont transmises toutes les 36 secondes aux plumes magnétiques. Il apparaît ainsi sur le papier une série de traits perpendiculaires aux pistes qui sont tellement serrés qu'ils constituent une bande continue. Si cette bande ne présente pas d'interruption, elle figure une marche de

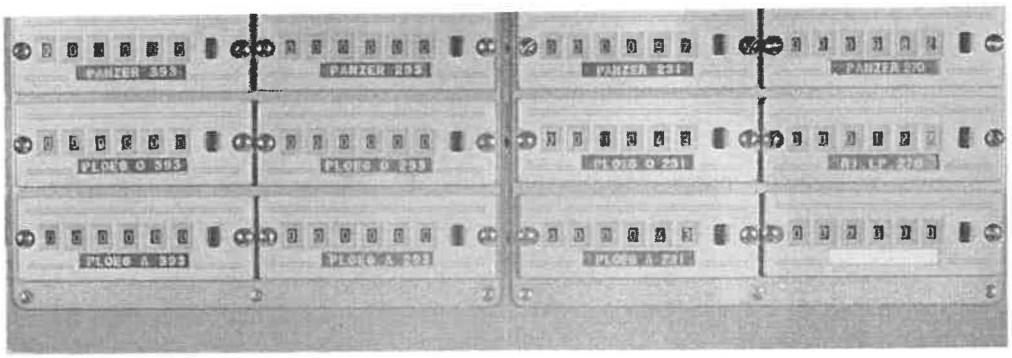


Fig. 10. — Compteurs des temps de marche.

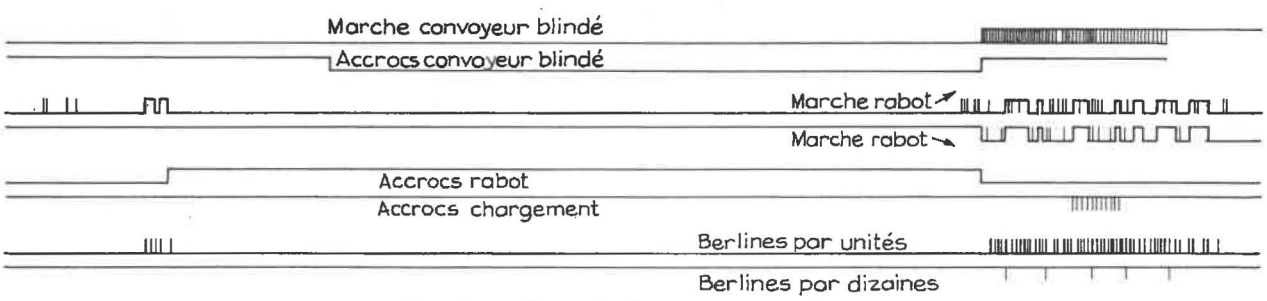


Fig. 11. — Extrait de diagramme enregistreur.

la machine sans histoire, tandis qu'une succession désordonnée de traits gros et de traits minces indique une marche irrégulière. Toutefois pour le fonctionnement du rabot, nous avons supprimé les impulsions, de sorte qu'ici un seul trait horizontal continu est l'indication d'une marche sans à-coup.

Pour la représentation du nombre de berlines remplies, on a choisi un marquage par traits fins provenant des impulsions d'un contact de rail au chargement. La succession de ces traits donne une bonne image de la régularité de la production. Comme la progression du papier n'est que de 30 mm par heure, les traits sont souvent si près l'un de l'autre que l'on ne peut pas les distinguer avec suffisamment de précision. C'est pour cette raison que l'enregistreur est équipé de compteurs de décades qui permettent de faire tracer un trait chaque fois que 10 berlines ont été comptées.

Le diagramme a 300 mm de largeur. Il se déplace sur une plaque de base d'une longueur utile de 300 mm permettant ainsi de laisser voir au moins tout un poste. La faible vitesse de déplacement du papier donne au préposé la possibilité de transcrire à la main toute indication qui peut être utile.

44. Fonctionnement de l'installation.

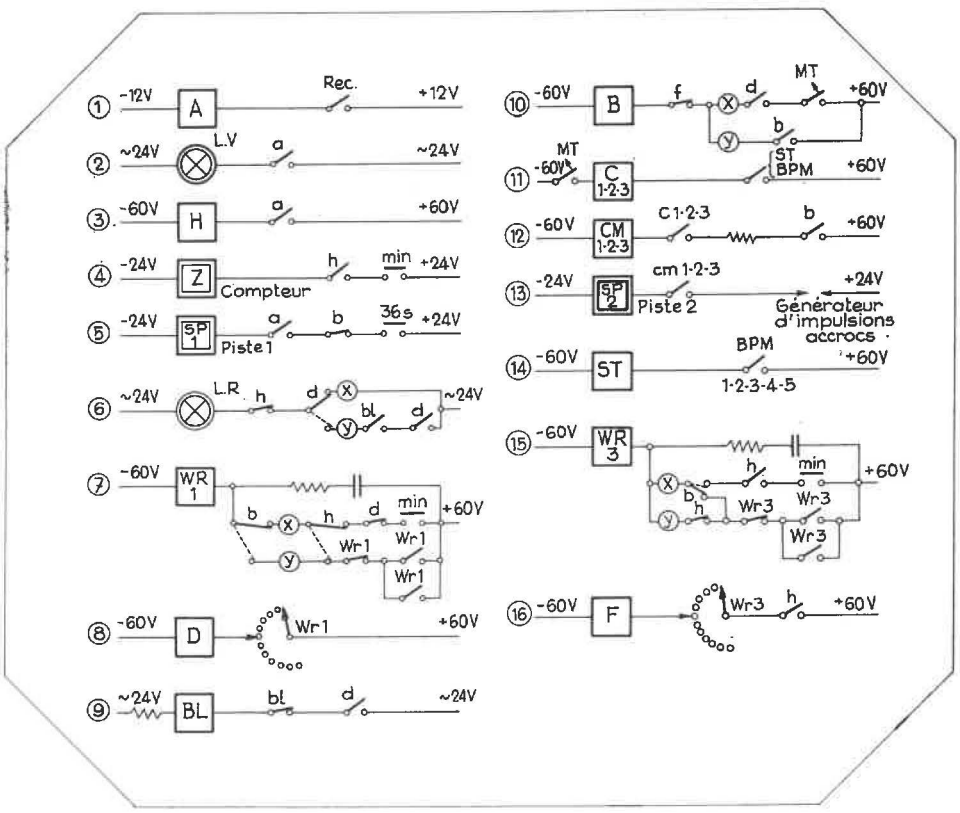
441. Réception des signaux machines-convoyeur blindé.

A partir du schéma de principe représenté sur la figure 12, la transformation d'un signal de convoyeur blindé s'effectue suivant le processus ci-après :

4411. En supposant que le convoyeur blindé dont on désire suivre l'évolution soit en *marche normale*, l'émetteur correspondant oscille à sa fréquence propre et celle-ci est captée par le récepteur qui lui est associé et dont un contact auxiliaire ferme le circuit N° 1. Le relais A étant excité, la lampe verte brûle (N° 2). Le relais H est excité à son tour (N° 3), le comptage des temps de marche s'effectue car le circuit N° 4 se ferme à chaque impulsion-minute, l'enregistrement de ces temps de marche s'effectue également car le circuit N° 5 se ferme toutes les 36 secondes.

4412. Si à un moment donné le *convoyeur blindé s'arrête*, comme les circuits N° 1 à 5 restent ouverts, la lampe verte s'éteint, le comptage et l'enregistrement des temps de marche cessent. Par contre, le circuit N° 6.X se ferme par le contact h qui a pris sa position de repos. Donc la lampe rouge brûle. De plus le relais WR1 (circuit N° 7.X), grâce aussi à un contact du relais H qui est normalement fermé, entre en action. C'est un relais à retardement, réglable de 2 à 22 minutes (de 2 en 2 minutes), conçu de façon qu'à chaque double impulsion de l'horloge-mère son mécanisme progresse d'un cran (N° 8).

4413. Le *convoyeur blindé* étant *arrêté depuis 10 minutes*, temps pour lequel nous avons réglé le re-



circuit 7, lire :
wr1 (au-dessus de la ligne)
WR1 (en dessous de la ligne)

circuit 8, lire : wr1

circuit 15, lire :
wr3 (au-dessus de la ligne)
WR3 (en dessous de la ligne)

circuit 16, lire : wr3

Fig. 12. — Schéma de réception signal machine

min = impulsion-minute d'une horloge-mère

36 s = impulsion d'un moteur dont la durée d'un tour est 36 s

lais WR1, le mécanisme de celui-ci ferme le circuit du relais D dont un contact (N° 9) ferme à son tour le circuit d'un relais de clignotement BL. Un 2me contact du relais D (N° 6.Y) et celui du relais BL ferment par intermittence le circuit de la lampe rouge qui, au lieu de brûler en permanence comme dans 6.X, commence à clignoter.

Pour chaque machine, on choisit les 5 accrocs ou arrêts qui se présentent le plus fréquemment comme cela est indiqué à la figure 13. Remarquons que chacun d'eux est désigné par un nombre de 2 chiffres. Le premier chiffre caractérise la machine(par exemple 3 pour le convoyeur blindé), le 2me chiffre est le numéro d'ordre de l'arrêt (1 à 5). Revenant

CONVOYEUR BLINDE

31. Accroc électrique
32. Coupleur hydraulique et fusibles.
33. Surchargé - Calé.
34. Chaîne.
35. Bacs et installation.

RABOT

41. Accroc électrique.
42. Ripage - Boisage - etc...
43. Signalisation.
44. Chaîne du rabot.
45. Tubes de guidage, rabot déraillé.

HAVEUSE

41. Accroc électrique.
42. Ripage - Boisage - Changement couteaux.
43. Signalisation.
44. Accroc mécanique.
45. Machine ou pelle déraillée.

CHARGEMENT ET VOIE

51. Courroies.
52. Descenseur.
53. Manque à vides.
54. Accroc chargement.
55. Convoyeur blindé de chargement.

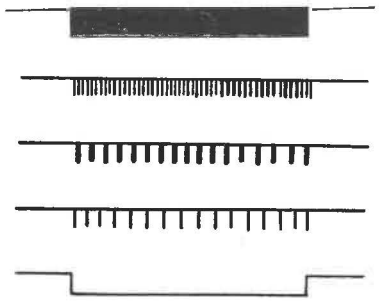


Fig. 13. — Symboles accrocs.

Ce clignotement attire l'attention du centraliste (qui est ainsi prévenu qu'une machine est arrêtée depuis 10 minutes) et, comme il peut le gêner, le constructeur a été amené à le remplacer par l'enregistrement de la cause de l'accroc. Pour ce faire, le préposé enfonce d'abord l'un des 5 boutons-poussoirs magnétiques BPM du pupitre lumineux (nous verrons plus loin comment on le choisit), appuie sur la lampe rouge clignotante qui fait office de bouton-poussoir MT. Celui-ci (N° 10.X) ferme le circuit de relais B qui reste fermé par un contact de maintien (N° 10.Y). D'autre part, le fait d'enfoncer l'un des 5 boutons-poussoirs BPM et de pousser sur le bouton MT ferme le circuit d'un ou de deux des 3 relais C (N° 11). Le ou les contacts correspondants et un contact du relais B ferment le circuit du ou des relais que nous avons désignés par CM 1.2.3 sur le schéma (N° 12). Ces relais CM ne sont d'ailleurs qu'une partie des relais C, à nombre de spires plus petit mais suffisant pour assurer le maintien. Le circuit N° 13 de la plume magnétique SP2 est fermé par le ou les contacts auxiliaires de CM et par d'autres contacts actionnés par un générateur d'impulsions. Celui-ci n'est autre qu'un moteur à 24 volts alternatif sur l'arbre duquel sont adaptés 3 disques portant respectivement 4, 2 et 12 cames. Ce sont celles-ci qui ferment ou ouvrent les contacts du circuit N° 13 et leur combinaison donne sur la piste du diagramme 5 symboles différents suivant que C1 seul ou C2 seul ou C3 seul ou C1 et C2 ensemble ou C1 et C3 ensemble sont excités.

en arrière quand la lampe rouge clignote, le préposé, après avoir demandé téléphoniquement la cause de l'arrêt, enfonce le bouton BPM correspondant et appuie sur la lampe rouge (bouton MT).

Si cette cause n'est pas une de celles reprises dans le tableau, donc les plus courantes, l'opérateur choisit par exemple le symbole N° 5 et inscrit à la main sur le diagramme la raison de l'arrêt.

Remarquons que les 5 boutons-poussoirs magnétiques BPM sont solidaires chacun d'un relais ST (N° 14) et agencés électriquement pour que l'on ne puisse donner qu'un ordre d'enregistrement à la fois, c'est-à-dire que l'on ne peut pas enfoncer simultanément plusieurs boutons BPM. Mais il peut évidemment y avoir ensemble plusieurs enregistrements d'accrocs. Notons encore que, si pour une même machine on désire rectifier une erreur d'enregistrement, il suffit d'enfoncer le bouton BPM correspondant à la nouvelle cause d'arrêt et d'actionner le bouton MT (lampe rouge de la machine en cause). L'enregistrement ayant été réalisé, il n'y a plus de raison de laisser clignoter la lampe rouge. C'est ce qui se passe d'ailleurs, car un contact du relais B ferme le circuit N° 7 Y du relais WR1. Celui-ci porte un contact désigné sur le schéma de la même façon donc par WR1 qui dès la première impulsion *s'est fermé* et est *resté fermé*. C'est seulement à la remise sous tension du relais proprement dit par le contact b qu'il revient à la position zéro (c'est une autre particularité de sa conception), désexcitant ainsi le relais D (N° 8) dont

un contact à son tour supprime le clignotement (N° 9), la lampe rouge brûlant maintenant d'une manière permanente (N° 10 X).

Tout ce qui précède supposait un arrêt de 10 minutes au moins. Il faut remarquer en effet que, si après 4 minutes d'arrêt par exemple, le convoyeur blindé se remet en marche, le relais WR1 par les contacts h, wr1 et WR1 du circuit 7.Y retourne à sa position zéro. Il faut donc 10 minutes d'arrêt *ininterrompu* pour que se produise le clignotement de la lampe rouge.

4414. Après élimination de la cause de l'arrêt, le convoyeur blindé *se remet en marche*. La lampe rouge s'éteint (N° 6), la lampe verte s'allume (N° 2), le *comptage* des temps de marche reprend (N° 3 et 4), mais *l'enregistrement* des temps de marche ne recommence pas encore car dans le circuit N° 5 le contact b reste ouvert. D'autre part, un relais WR3, absolument identique à WR1 et réglé également pour 10 minutes, reçoit une impulsion toutes les deux minutes (circuit 15 X - contacts h et b fermés).

Après 10 minutes de marche ininterrompue, le circuit du relais F se ferme (N° 16), provoquant la désexcitation de relais B (N° 10) et par conséquent la reprise de l'enregistrement des temps de marche (N° 5). De plus le relais WR3, par les contacts b, wr3 et WR3 (N° 15.Y), retourne à la position zéro. A noter que, si après l'arrêt le convoyeur blindé n'a marché que 5 minutes par exemple, c'est-à-dire moins de 10 minutes pour s'arrêter à nouveau, le relais WR3 par les contacts h, wr3 et WR3 (N° 15.Y) retourne à zéro et ainsi l'enregistrement des accrocs continuera aussi longtemps que le convoyeur blindé n'aura pas fonctionné d'une façon continue pendant 10 minutes.

C'est seulement à partir de ce moment que l'enregistrement des temps de marche reprendra.

4415. Le convoyeur blindé étant redémarré définitivement, le fait d'avoir choisi, pour provoquer le clignotement de la lampe, le même temps soit 10 minutes que pour l'enregistrement des temps de marche après arrêt nous donnera la durée de cet arrêt par mesure de la longueur du symbole qui en représente la cause et non par la mesure de la longueur de suspension de l'enregistrement des temps de marche qui serait entachée d'une erreur de 10 minutes.

442. Réception des signaux machine d'abatage rabot.

La transformation d'un signal de rabot a lieu de la même façon qu'un signal de convoyeur blindé avec les différences suivantes :

— Pour l'enregistrement de la marche du rabot vers le haut et pour celui de la marche vers le bas, on a choisi premièrement deux pistes voisines ; deuxièmement un trait continu (au lieu de traits fins toutes les 36 secondes) : ces deux modifications pour faciliter la lecture du diagramme.

— Chacun des deux signaux a sa lampe verte pour la marche, mais pour l'arrêt il n'y a qu'une lampe rouge. Il importe peu en effet de savoir si le rabot se dirigeait vers le pied ou la tête de taille lorsqu'il s'est arrêté ; l'enregistrement peut d'ailleurs l'indiquer. Nous verrons plus loin à quoi sert la lampe rouge devenue disponible.

443. Réception des signaux remplissage de berlines.

Nous référant à la figure 14, considérons les différentes phases de fonctionnement.

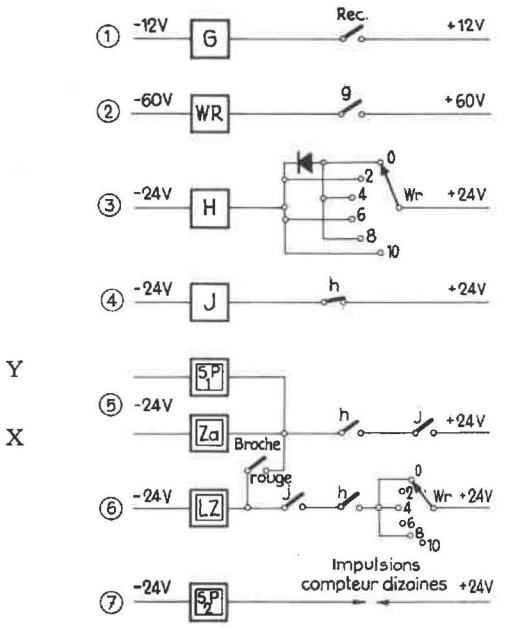


Fig. 14. — Schéma comptage des berlines.

4431. Le contact de rail *n'est pas actionné*. Dans ce cas, l'émetteur n'oscille pas et le récepteur ne capte rien. Donc les relais G (circuit N° 1) et WR (N° 2) ne sont pas excités. Ce dernier étant à sa position zéro ferme le circuit N° 3 du relais H. Mais les relais J (N° 4 - h ouvert), Za (N° 5 - j ouvert) et LZ (N° 6 - j ouvert) ne sont pas excités. Il ne se passe donc rien.

4432. Le contact de rail est *actionné une première fois*. Le récepteur capte la fréquence de l'émetteur et le relais G est mis sous tension (N° 1) de même que le relais WR (N° 2). Celui-ci (N° 3) progresse d'un cran, provoquant ainsi la désexcitation du relais H, la fermeture du circuit N° 4 du relais J, (qui est à retardement au déclenchement) et des contacts j des circuits N° 5 et 6. Mais ces circuits restent ouverts parce que les contacts h sont ouverts : il n'y a donc pas de comptage de berlines ni de progression de bande bleue du compteur linéaire.

4433. Le contact du rail est *actionné une deuxième fois*. Les circuits N° 1 et 2 se ferment. Le relais WR progresse du cran N° 1 au cran N° 2, le relais H est de nouveau mis sous tension (N° 3). Par contre J est désexcité (N° 4). Le contact h est fermé dans le circuit N° 5 et, grâce au retard au déclenchement de J, le compteur Za et la plume magnétique de l'enregistreur Sp 1 (N° 5.X et 5.Y) fonctionnent. Le circuit N° 6 reste ouvert. Donc, après 2 impulsions provoquées par 2 roues de berlines, il y a comptage et enregistrement d'une unité.

4434. Le contact de rail est *actionné une troisième fois*. Comme dans le cas ci-dessus lorsqu'il était actionné la première fois, le circuit N° 5 s'ouvre et il ne se passe plus rien.

4435. Le contact de rail est *actionné une quatrième fois*. Par fermeture des circuits N° 1 et 2, le relais WR se place sur la position 4. D'où excitation du relais H (N° 3), désexcitation du relais J (N° 4), fermeture des circuits N° 5 et 6 grâce à la fermeture du contact h et au retard du contact j à l'ouverture. Il y a donc comptage, enregistrement d'une unité et la bande bleue du compteur linéaire (relais LZ) progresse d'une unité.

4436. Le contact de rail est *actionné une cinquième fois*. Le cycle recommencera (cfr. 4432).

Il s'ensuit que le compteur de berlines compte chacune d'elles, et indique leur nombre exact, tandis que le compteur linéraire ne progresse que d'une division par 2 berlines et cela, parce que l'échelle n'est pas assez longue. Si d'après cette échelle on veut obtenir le nombre de berlines, il faut multiplier ses indications par 2.

En réalité, il y a dans notre installation des compteurs linéraires qui progressent comme nous venons de le dire lorsque la production du chantier dépasse 300 berlines et d'autres qui progressent comme les compteurs lorsque la production est inférieure à ce chiffre. Le changement s'opère d'ailleurs très facilement par introduction d'une broche rouge prévue au panneau entre les circuits N° 5 et 6.

Quant à l'enregistrement des berlines, leur nombre s'inscrit par unité sur la piste supérieure. Mais sur la piste inférieure s'inscrit un trait chaque fois que 10 berlines ont été remplies. En effet quand le chiffre zéro apparaît sur le compteur totalisateur, une came placée sur un disque solidaire du mécanisme des unités ferme le circuit N° 7 de la plume magnétique Sp 2.

444. Enregistrement des arrêts entre taille et point de chargement.

Nous avons vu tantôt (cfr. 442) qu'une lampe rouge était devenue disponible. Il en est de même des relais B, C, D, F et WR correspondants. Ils sont utilisés pour l'enregistrement des arrêts qui se produisent entre le point de chargement et la taille, et plus particulièrement lorsque ces arrêts n'ont pas influencé la marche normale de la taille.

Le processus est le même que pour l'enregistrement des accrocs aux machines à partir du moment où la lampe rouge commençait à clignoter. Lorsque le préposé est au courant de l'arrêt, il enfonce celui des 5 boutons-poussoirs magnétiques BPM qui lui correspond et appuie sur la lampe jaune MT. Le symbole s'inscrit sur le diagramme mais sa disparition n'est pas automatique. Elle doit être réalisée *manuellement* en tournant le bouton jaune. Cette manœuvre met sous tension le relais WR3 qui après 2 minutes (1° cran et temps minimum pour lequel il est réglé) excite le relais F (fig. 12 - circuit N° 16) dont un contact ouvre le circuit du relais B qui à son tour met la plume magnétique SP2 hors tension (fig. 12 - circuits N ° 12 et 13).

445. Accessoires.

Parmi les équipements qui complètent l'installation, nous signalerons :

4451. La platine comportant deux séries de relais pour la transmission des impulsions en provenance d'une horloge-mère. La première série transmet *chaque* impulsion-minute aux compteurs des temps de marche des machines, tandis que les relais de la deuxième série sont agencés de telle façon *qu'une seule impulsion-minute sur deux* de l'horloge-mère est transmise à une partie des relais que nous avons désignés ci-dessus par WR (cfr. 441, 442 et 443) et qui permettent de régler les temps à partir desquels on a décidé d'enregistrer les accrocs et ceux à partir desquels on a décidé de suspendre l'enregistrement de ces mêmes accrocs.

Ces temps sont réglables de 2 en 2 minutes.

4452. La platine de surveillance des différents circuits d'alimentation des émetteurs. Elle est agencée pour que, s'il y a interruption sur l'un deux, un signal lumineux apparaisse près du préposé. En même temps dans le local des bâtis à relais, une sonnerie d'alarme fonctionne et une autre lampe rouge s'allume, localisant ainsi le circuit défectueux.

45. Possibilités du Productograph.

Notre installation a été équipée pour recevoir 96 signaux de machines, plus 20 signaux de points de chargement. La construction des meubles et châssis et le câblage sont prévus pour porter le nombre de signaux machines à 128 et le nombre de points de chargement à 30. On pourrait s'étonner de l'importance des réserves étant donné qu'actuellement nous n'avons qu'environ 15 chantiers d'abatage équipés. Mais notre intention est d'étendre le contrôle à toute la mine et notamment aux travaux préparatoires, au

roulage des berlines. De plus, il va de soi que les signaux de sécurité occuperont une place de premier choix : aérage de certains chantiers, teneurs limites de grisou, contrôle des débits d'eau d'arrosage, des niveaux d'eau des tenues principales, etc...

Il est enfin un point capital sur lequel je désire attirer votre attention : c'est que l'installation permet d'effectuer la télécommande, c'est-à-dire que de la surface nous pouvons démarrer n'importe quelle installation du fond. Cette télécommande peut d'ailleurs être effectuée à partir de n'importe quel point du fond et vers n'importe quel endroit. Ces avantages résultent de la disposition en série des émetteurs et récepteurs. D'autre part, on peut facilement supprimer des émetteurs-récepteurs du circuit ou en ajouter sans devoir procéder à aucun réglage.

46. ALEAS DE LA MISE EN ŒUVRE

Nous avons connu les difficultés courantes de la mise en service.

461. La première concerne le comptage de berlines que l'on obtient comme on le sait à partir d'un contact de rail ; celui-ci doit évidemment être placé le plus près possible du point de chargement qui est toujours le pied d'un burquin.

Or, ces endroits recueillent les eaux des étages supérieurs, et ces eaux nuisent évidemment à la bonne tenue du contact. Cette difficulté peut et a été tournée en soignant l'évacuation des eaux, et notamment en creusant au point de chargement un puisard ad hoc vers lequel les eaux se dirigent.

462. Mais il y a encore une autre difficulté qui a finalement trouvé une solution. Elle provient du fait que généralement le raillage aux points de chargement proprement dits est tel qu'il y a une pente vers les fronts et une pente vers le puits, ceci pour une question de remplissage et en même temps pour éviter que la rame en formation ne se mette trop facilement en route par gravité.

De plus, les berlines au fur et à mesure de leur remplissage sont poussées par un refouleur d'air comprimé à piston. Lorsque ce refouleur a atteint son point mort avant, son retour en arrière provoque un certain recul de toute la rame. Il en résulte que le contact de rail était souvent actionné plusieurs fois par la même berline et l'on obtenait évidemment au compteur des chiffres tout à fait fantaisistes.

Après avoir essayé différentes solutions qui ne donnèrent aucun résultat, nous en avons trouvé une qui consiste dans l'utilisation de 2 contacts de rail.

D'autres difficultés se sont produites dans la transmission.

463. Ainsi à la mise en service du premier circuit comportant donc plusieurs canaux, un récepteur était influencé par le courant d'appel d'un poste téléphonique dont la ligne empruntait le même câble. Une des 2 phases du moteur d'appel téléphonique était à la masse. Il a suffi de l'isoler pour que tout rentre dans l'ordre sans pouvoir expliquer pourquoi.

A la mise en service du 2e circuit, un émetteur A du premier circuit influençait un récepteur A, donc de même fréquence du 2e circuit, d'une façon intermittente ou permanente. A la mise en service du 3e service, ces influences réciproques entre émetteurs et récepteurs de différents circuits prirent un tel développement qu'il n'y avait plus moyen d'en sortir.

C'est alors que l'on commença à faire des recherches au moyen d'un oscillographe et on trouva le moyen de supprimer ces influences réciproques. En effet, un certain nombre d'émetteurs, soit 32 au maximum appartenant à des circuits *différents*, étaient alimentés par le *même* transfo. Il a suffi de s'arranger pour que chaque circuit ait son propre transfo pour voir disparaître les anomalies constatées.

Il n'y eut pas d'autre difficulté majeure, mais des modifications sont en vue.

47. Transcriptions et interprétations des renseignements.

Le relevé des données des compteurs à la fin de chaque poste de travail et l'examen des diagrammes enregistreurs permettent d'établir le document reproduit au tableau I que chaque Ingénieur Divisionnaire reçoit endéans l'heure qui suit le poste. C'est un rapport sur la marche des tailles dont il a la responsabilité qui comporte les renseignements ci-après.

Colonne 1 : identification de la division.
Colonne 2 : identification du chantier.
Colonne 3 : heure de démarrage de la taille (machine d'abatage) que l'on relève sur le diagramme.
Colonne 4 : heure d'arrêt de la taille relevée également sur le diagramme.
Colonne 5 : durée théorique en minutes de la marche du convoyeur blindé (établie au préalable).
Colonne 6 : temps pendant lequel il a réellement marché (relevé sur le compteur).
Colonne 7 : utilisation du convoyeur blindé : rapport en % des deux temps précédents.
Colonne 8 : durée théorique de marche de la machine d'abatage en minutes.
Colonne 9 : temps réel relevé au compteur.
Colonne 10 : chemin parcouru par le rabot en mètres, obtenu en multipliant le temps de marche (colonne précédente) par la vitesse.
Colonne 11 : utilisation de la machine d'abatage en %.
Colonne 12 : relation des accrocs obtenue par téléphone.

Colonnes 13, 14 et 15 : heure à laquelle ils se sont présentés et leur durée (relevé sur le diagramme).

Colonne 16 : pourcentage des temps de marche de la machine d'abatage par rapport à celui du convoyeur blindé.

Colonnes 17 et 18 : nombre de berlines faites relevé sur compteur de berlines et nombre prévu.

L'examen de ce document permet à l'ingénieur intéressé de faire certaines déductions et de discuter avec la surveillance, immédiatement après le poste, celles qui le concernent directement, par exemple les heures de démarrage et d'arrêt de la taille, les accrocs, leur durée, leur cause. Ces accrocs feront l'objet d'une attention plus poussée de la part de l'ingénieur du chantier et d'une analyse plus détaillée encore de la part d'un ingénieur attaché au service « Productivité » qui, grâce à sa position d'indépendance, est mieux à même d'objectiver les renseignements recueillis. Une récapitulation mensuelle des accrocs et des arrêts mettra en vedette ceux qui se répètent fréquemment et que l'exploitant a tendance à considérer comme situation normale. D'autre part, l'examen sur le diagramme de l'enregistrement proprement dit donne des indications très précises sur le comportement de la marche des engins de taille et servira de guide au choix des mesures à prendre en vue d'améliorer les pourcentages repris au rapport journalier.

Remarquons dans celui-ci la colonne indiquant le chemin parcouru par le rabot. Ce renseignement permet de chiffrer au bout d'une période déterminée quelle a été pendant cette période la profondeur de coupe moyenne du rabot. On l'obtient en divisant la surface déhouillée par le rabot (avancement de la taille multiplié par sa longueur, stalles exclues) par le chemin parcouru total.

Cette valeur ainsi que d'autres jugées les plus utiles seront reprises dans un tableau comparatif analogue à celui représenté au tableau II.

Ce tableau appelle les commentaires ci-après :

Les facteurs auxquels nous attribuons le plus d'importance sont les points 6 et 9, c'est-à-dire le pourcentage de temps de marche du rabot par rapport au temps de marche du convoyeur blindé ; ainsi que la profondeur de coupe.

Le pourcentage est le plus faible à la taille 395. Cela est dû en grande partie aux nombreuses chutes de pierres qui provoquent des arrêts pour les casser. Tout le monde le sait, mais sans compteur de temps personne n'aurait pu en estimer l'importance avec autant de précision. Il ne serait pas exagéré, semble-t-il, de demander aux responsables du chantier d'améliorer ce pourcentage pour le porter à 75 %. Il est le meilleur à la taille 427 qui a 90,9 % mais la profondeur de saignée est la plus faible : 1,35 cm. C'est malheureusement la seule taille qui soit équipée d'un rabot-ancre. Nous ne la comparerons pas

TABLEAU I. — *Rapport journalier.*

Rapport « Productograph » *III Poste* *Date 9-3-62*

Div.	Taille	PANZER Début	PANZER Fin	PANZER Temps théor.	PANZER Temps réel	PANZER util.	MACH. ABATAGE Temps théor.	MACH. ABATAGE Temps réel	MACH. ABATAGE Chemin parcouru	MACH. ABATAGE util.	ACCROCS Nature	ACCROCS de	ACCROCS à	ACCROCS Durée	% temps mach. abatage convoyeur blindé	BERLINES faites	BERLINES présumé
C	293	22.50	5.10	380	305	80	380	238	4998	62	Rupture de 2 tubes de guidage	3,00	4.05	65'	78	183	200
C	231	23.50	5.00	375	281	75	375	234	5476	62	Signalisation : armature supérieure défectueuse	22,45	23.50	65'	83	177	200
E	427	22.30	5.45	400	271	68	400	262	6131	66	Descenseur calé + rupture de bande	0,20	1.05	45.	97	97	125
											Chaîne convoyeur blindé réparteur déraillée	2,00	2.45	45'			

TABLEAU II.

Tableau comparatif. *Période du 26-2-62 au 16-3-62*

		TAILLES				
		395	293	231	264	427
1. Temps de marche théorique	min	12.150	14.820	14.625	11.620	13.600
2. Temps de marche convoyeur blindé	min	7.920	10.916	11.451	8.878	10.939
3. Temps de marche rabot	min	5.331	9.359	9.127	7.762	9.953
4. Utilisation du convoyeur blindé 2/1	%	65,1	73,6	78,2	76,4	80,4
5. Utilisation du rabot 3/1	%	43,8	63,1	62,4	66,7	73,1
6. Rabot par rapport au convoyeur blindé	%	67,3	85,7	79,7	87,4	90,9
7. Accrocs au rabot	min	210	390	507	56	136
8. Accrocs au rabot 7/2	%	2,6	3,6	4,4	0,6	1,2
9. Profondeur de saignée	cm	4,05	3,42	4,1	2,16	1,35
10. 6 × 9		2,73	2,93	3,27	1,89	1,23

aux autres. Le service exploitation a apporté une modification au rabot par le placement à la partie supérieure de 2 couteaux plus longs. Il semble que le résultat soit meilleur.

Des 4 tailles 395, 293, 231 et 264, trois ont une profondeur de coupe de 3,4 à 4,1 cm ce qui est relativement bon, tandis que la 264 n'a que 2,16 cm. Pourquoi ? En comparant nous avons trouvé trois points communs aux 3 premières : à savoir : même type de rabot (pour charbon dur), même section des cylindres de ripage ($\pm$ 300 cm^2), et maintien de la taille la plus droite possible. Tandis que la taille 264 est équipée d'un rabot normal, de cylindres plats ($\pm$ 250 cm^2) et on ne la tient pas droite. Quelle est maintenant l'influence de chacun de ces facteurs ? N'y en a-t-il pas d'autres qui jouent ? Il y a là matière à étude.

En ce qui concerne le rapport N° 6 dont nous avons dit un mot à propos de la 427, il serait intéressant de le rapprocher le plus possible de 100 %, notamment par un agencement convenable des vitesses des engins pour éviter les arrêts de rabot par surcharge du convoyeur blindé.

5. CONCLUSIONS

Nous avons décrit 3 réalisations de téléinformation.

La première, au service de la sécurité électrique, était de l'*enregistrement* à distance et constituait une information complète.

La deuxième aussi au service de la sécurité, mais indirectement, était de la *signalisation* à distance et peut être considérée également comme complète.

La troisième au service à la fois de la productivité et de la sécurité non seulement combine les principes des deux précédentes : enregistrement plus signalisation, mais y ajoute un élément important : le comptage (des temps de marche et des berlines) pour obtenir comme nous l'avons vu des renseignements chiffrés d'une valeur inestimable.

Ces réalisations ont un point commun : c'est qu'elles visent à réduire fortement, sinon à supprimer, l'intervention de l'élément humain dans le domaine de transmission d'information comme l'automatisme le fait pour l'exécution d'opérations. Si cette propriété a sa valeur dans toute industrie, elle en a peut-être plus encore dans des exploitations analogues à celle des mines où les conditions sont telles qu'il n'est pas possible à un ou des hommes, aussi consciencieux et compétents qu'ils puissent être, de donner d'une façon permanente des renseignements très précis sur ce qu'ils voient, encore moins sur les faits qu'ils ne voient pas ou qu'ils ne voient plus tellement ils sont habitués à les voir. Une installation telle que le Productograph non seulement permet d'obvier à cette déficience bien involontaire de l'homme mais, grâce à la grande précision de ses données, procure les éléments utiles en vue, soit d'une automatisation future de la marche des engins, soit du contrôle d'une telle réalisation.

Essais comparatifs d'un lot de marteaux-perforateurs

par H. van DUYSE

Ingénieur Principal à INICHAR.

SAMENVATTING

De laatste jaren werd een belangrijke vooruitgang gemaakt bij de constructie van boorhamers.

In zacht terrein bereikt men zeer gemakkelijk ogenblikkelijke boorsnelheden van meer dan 1 m/min.

Er werden vergelijkende proeven verricht met boorhamers van 13 verschillende typen in steengroeven van klein graniet en zachte zandsteen.

Bij eenzelfde persluchtdruk vermindert de ogenblikkelijke boorsnelheid met 20 % wanneer men overgaat van een doormeter van 32 mm op één van 38 mm.

In zandsteen verhoogt de ogenblikkelijke boorsnelheid met 73 % bij een stijging van de dynamische luchtdruk van 4 kg/cm² tot 5,7 kg/cm² ; in klein graniet bedraagt de verhoging van de ogenblikkelijke snelheid 55,5 % bij een toeneming van dynamische druk van 3,9 tot 5,5 kg/cm².

Het luchtdrukverbruik per minuut varieert van het enkele tot het dubbele naargelang de gebruikte boorhamer. Het verbruik per geboorde meter echter, dat het werkelijke verbruik daarstelt, is onafhankelijk van het type boorhamer dat men bezigt.

Het persluchtverbruik per geboorde meter verandert bijna niet met de persluchtdruk zolang de doormeter van het boorgat dezelfde blijft.

Daarentegen verhoogt het verbruik met 24 % wanneer men overgaat van een doormeter van 32 mm op één van 38 mm en dat bij dezelfde persluchtdruk.

De kostprijs van het boren is sterk veranderlijk met het type van boorhamer, de persluchtdruk en de doormeter van het boorgat.

RESUME

Des progrès importants ont été réalisés ces dernières années dans la construction des marteaux-perforateurs.

En terrains tendres, on atteint couramment des vitesses instantanées de forage dépassant 1 m/min.

Des essais comparatifs de 13 types de marteaux-perforateurs ont été effectués dans des carrières de petit granit et de grès tendre.

Pour une même pression d'air comprimé, la vitesse instantanée de forage diminue de 20 % en passant d'un diamètre de 32 à 38 mm.

En grès, la vitesse instantanée de forage augmente de 73 % en passant d'une pression dynamique d'air comprimé de 4 kg/cm² à 5,7 kg/cm² ; en petit granit, l'augmentation de la vitesse instantanée est de 55,5 % en passant d'une pression dynamique de 3,9 à 5,5 kg/cm².

La consommation d'air comprimé par minute varie du simple au double suivant les marteaux. Mais la consommation par mètre de trou foré, qui correspond à la consommation réelle, est indépendante du type de marteau-perforateur employé.

La consommation d'air comprimé par mètre de trou ne varie presque pas avec la pression d'air comprimé dans le cas d'un même diamètre de trou. Elle augmente par contre de 24 % en passant d'un diamètre de 32 à 38 mm pour une même pression d'air comprimé.

Le prix de revient du forage peut varier fortement suivant le type de marteau-perforateur, la pression d'air comprimé et le diamètre du trou de forage.

INHALTSANGABE

Auf dem Gebiet der Konstruktion von Bohrhämmern haben die letzten Jahre erhebliche Fortschritte gebracht. In weichem Gebirge sind Bohrgeschwindigkeiten von mehr als 1 m/min. durchaus

SUMMARY

Important progress has been achieved in recent years in the construction of hammers drills.

In soft rocks, instantaneous drilling speeds of over 1 m/minute have been reached.

normal. Wir haben mit 13 verschiedenen Bohrhammertypen vergleichende Versuche in Steinbrüchen angestellt, von feinkörnigem Granit und zu sehr weichem Schiefer. Bei gleichem Luftdruck nimmt die Bohrgeschwindigkeit beim Uebergang von 32 zu 38 mm Durchmesser um 20 % ab.

Im Sandstein steigt die Bohrgeschwindigkeit bei Erhöhung des Luftdrucks von 4 auf 5,7 kg/cm² um 73 % ; in feinkörnigem Granit nimmt die Bohrgeschwindigkeit bei Erhöhung des Drucks von 3,9 auf 5,5 kg/cm² um 55 % zu. Der Druckluftverbrauch je Min. schwankt je nach der Hammertype im Verhältnis 1 zu 2 ; der Luftverbrauch je m Bohrloch allerdings, der dem tatsächlichen Verbrauch entspricht, ist von der Art des eingesetzten Bohrhammers unabhängig. Bei gleichem Lochdurchmesser verändert sich der Druckluftverbrauch je gebohrten m so gut wie gar nicht mit der Aenderung des Luftdrucks, wohl aber steigt er bei Erhöhung des Bohrlochdurchmessers von 32 auf 38 mm bei gleichbleibendem Druck um 24 %.

Die Bohrkosten können je nach der Art des Bohrhammers, dem Luftdruck und dem Lochdurchmesser stark schwanken.

Comparative tests of 13 types of hammers drills were carried out in quarries of small granite and soft sandstone.

For the same pressure of compressed air, the instantaneous drilling speed decreases by 20 % when passing from a diameter of 32 to 38 mm.

In sandstone, the instantaneous drilling speed increases by 73 % passing from a dynamic pressure of compressed air of 4 kg/cm² to 5,7 kg/cm² ; in small granite, the increase in instantaneous speed is 55.5 % passing from a dynamic pressure of 3.9 to 5.5 kg/cm².

The consumption of compressed air per minute varies from single to double according to the drills. But the consumption per metre drilled, which corresponds to the real consumption, is independent of the type of hammer drill used.

The consumption of compressed air per metre drilled hardly varies with the pressure of compressed air in the case of holes of the same diameter.

On the other hand, it increases by 24 % when passing from a diameter of 32 to 38 mm for the same pressure of compressed air and the diameter of the hole drilled.

SOMMAIRE

Introduction.

1. *Nature des terrains.*
   11. Petit granit.
   12. Grès.
2. *Montage adopté pour les essais.*
3. *Conditions des essais.*
   31. Fleurets.
   32. Position des trous et pression d'air comprimé utilisée pour le forage.
   33. Mesures effectuées.
4. *Caractéristiques des marteaux-perforateurs soumis aux essais.*
5. *Caractéristiques des béquilles soumises aux essais.*
6. *Résultats des essais.*
   61. En petit granit.
   62. En grès tendre.
   63. Durée des manœuvres d'amorçage et d'avancement des béquilles et de retrait des fleurets.
7. *Consommation d'air comprimé.*
   71. Consommation d'air comprimé par minute de forage.
   72. Consommation d'air comprimé par mètre foré.
   73. Consommation totale d'air comprimé.
   74. Consommation d'air comprimé en fonction de la profondeur de forage.
8. *Coût du forage proprement dit.*
   81. Coût du forage proprement dit.
   82. Coût du forage y compris les changements de trou et les incidents.
   83. Coût de toute la phase de forage.
9. *Conclusions.*
   91. Consommation d'air comprimé.
   92. Pression d'air comprimé.
   93. Diamètre des trous.
   94. Emplacement du trou.
   95. Profondeur du trou.
   96. Poids des marteaux.
   97. Prix de revient.

INTRODUCTION

Etant donné la difficulté d'effectuer des essais comparatifs de forage dans les travaux miniers par suite des variations rapides de la nature des terrains, des fluctuations dans la pression d'air comprimé, de la qualification du personnel, etc... il a paru opportun à Inichar de faire ces essais en carrières.

Nous tenons à remercier vivement la direction des carrières de « Belle Roche » à Comblain-au-Pont et des « Hayettes » à Aywaille de nous avoir autorisés

à effectuer des essais comparatifs de marteaux-perforateurs dans un de leurs chantiers.

Nous remercions spécialement MM. LHOIST, ISERENTANT et JURDANT qui nous ont reçus avec bienveillance et nous ont conseillés pour le choix des emplacements de forage.

* * *

Le matériel de forage joue un rôle important pour l'obtention de grands avancements dans le creusement des bouveaux ; il importe donc de connaître les performances comparées des marteaux-perforateurs et des béquilles supports. Les essais ont porté sur un lot de 14 types de marteaux-perforateurs et de 7 béquilles de marques différentes :

Marteaux.

Atlas-Copco : BBD 41 WK - BBD 41 WKB ou BBD 43 WK - Tigre - BBD 90
Colinet : TC 22
Flottmann : BK 14 W - BK 20 W
Gardner : S 58
Krupp : Suprham 20 ZWK - Suprham 118 ZWK
Meudon : GP - HP
Montabert : T 21 - T 25

Béquilles.

Atlas-Copco : BMK 90 A5 - BMK 82 D A4 - BMK 82 S A4
Colinet : BA 50/2
Flottmann : ET 17
Gardner : F1 2 B
Krupp : PBS 76 - PBL 60
Meudon : STU 30 L - SR 3
Montabert : PM 206 M - PAM 206 R.

Tous les marteaux ont foré le même nombre de trous, de même longueur, à une série de niveaux identiques, de même inclinaison et avec la même pression d'air comprimé.

Les forages ont été exécutés par un spécialiste de chaque firme.

1. NATURE DES TERRAINS

Les essais ont été effectués en petit granit et en grès tendre dans deux carrières situées dans la vallée de l'Amblève.

11. Petit granit.

La carrière de petit granit, dite de « Belle Roche », est située près de Comblain-au-Pont. Les essais ont eu lieu dans des bancs du Tournaisien épais, très homogènes, inclinés à 55°. Le terrain est peu clivé.

Les forages ont été exécutés à partir d'une surface parallèle aux plans de stratification.

La résistance moyenne à la compression des carottes de petit granit est de 1.545 kg/cm^2 ; les éprouvettes cylindriques avaient 50 mm de diamètre, 50 mm de hauteur et une densité de 2.730 kg/dm^3.

Pour déterminer l'homogénéité du massif de petit granit, un forage de 3,20 m a été effectué par tronçons de 50 cm avec mesure du temps de forage et de la longueur forée.

Le tableau I donne les vitesses instantanées de forage relevées pour les tronçons successifs.

TABLEAU I.

Vitesses instantanées de forage en petit granit.

Tronçons	Vitesse instantanée de forage en cm/min.
de 1 à 50 cm	50,7
de 50 à 100,4 cm	52,1
de 100,4 à 149,7 cm	53,0
de 149,7 à 200 cm	50,3
de 200 à 249,1 cm	50,1
de 249,1 à 299,4 cm	51,3
de 299,4 à 316,1 cm	54,5
Moyenne	51,7
Ecart maximum par rapport à la moyenne	5,4 %

12. Grès.

La carrière de grès, dite des « Hayettes », est située près d'Aywaille. Les essais ont eu lieu dans le grès Famennien. Les bancs sont inclinés à 60° et ont une épaisseur qui varie de 0,50 à 2 m.

Les épaisseurs successives des bancs forés sont respectivement de 0,55 m, 0,65 m, 1 m, 0,80 m et 1 m.

Les forages ont été exécutés à partir d'une surface parallèle aux plans de stratification et tous les trous

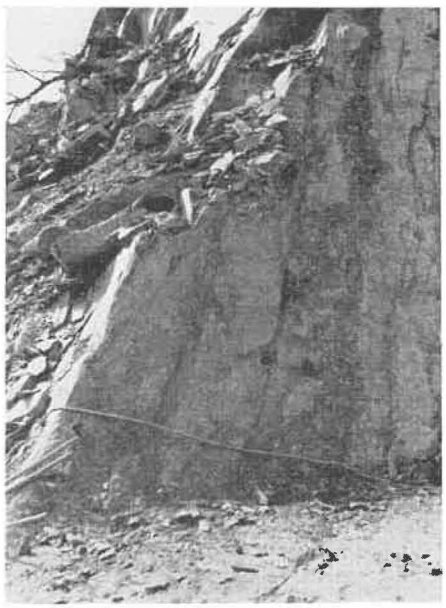


Fig. 1. — Coupe à travers-bancs montrant la succession des bancs de grès. On aperçoit au bas du rocher un fleuret de 3,20 m.

ont donc traversé les mêmes bancs. La figure 1 montre une coupe à travers-bancs.

Des échantillons ont été découpés dans chacun des bancs sous forme de cylindres de 25 mm de diamètre et 25 mm de hauteur et de cylindres de 50 mm de diamètre et 50 mm de hauteur.

La résistance à la compression de ces échantillons varie fortement d'un banc à l'autre.

Le tableau II donne la moyenne des résultats obtenus sur les éprouvettes.

TABLEAU II.

Résistance à la compression des cylindres de grès.

Banc	Résistance à la compression en kg/cm²	
	Cylindre de 25 mm ∅	Cylindre de 50 mm ∅
0 à 0,55 m	1.715	
0,55 à 1,20 m	2.550	
1,20 à 2,20 m	2.940	1.695
2,20 à 3,00 m	2.150	1.172

Une coupe à travers-bancs existant dans la carrière, il était possible d'accéder aux différents bancs de flanc et des essais de forage ont été exécutés dans chacun des bancs pour en déterminer la forabilité.

Le tableau III donne les vitesses instantanées moyennes de forage mesurées dans les bancs accessibles.

TABLEAU III.

Vitesse instantanée de forage dans trois bancs de grès.

Banc	Vitesse instantanée de forage en cm/min
1,20 à 2,20 m	67,6
2,20 à 3,00 m	54,9
3,00 à 4,00 m	49,2

2. MONTAGE ADOPTE POUR LES ESSAIS

La figure 2 montre la disposition adoptée pour le matériel nécessaire à l'exécution des essais de forage.

L'air comprimé, fourni par un compresseur mobile, passe successivement par une cuve-tampon, un débitmètre, un graisseur de ligne et un manomètre avant d'alimenter le marteau-perforateur et la béquille soumis à l'essai.

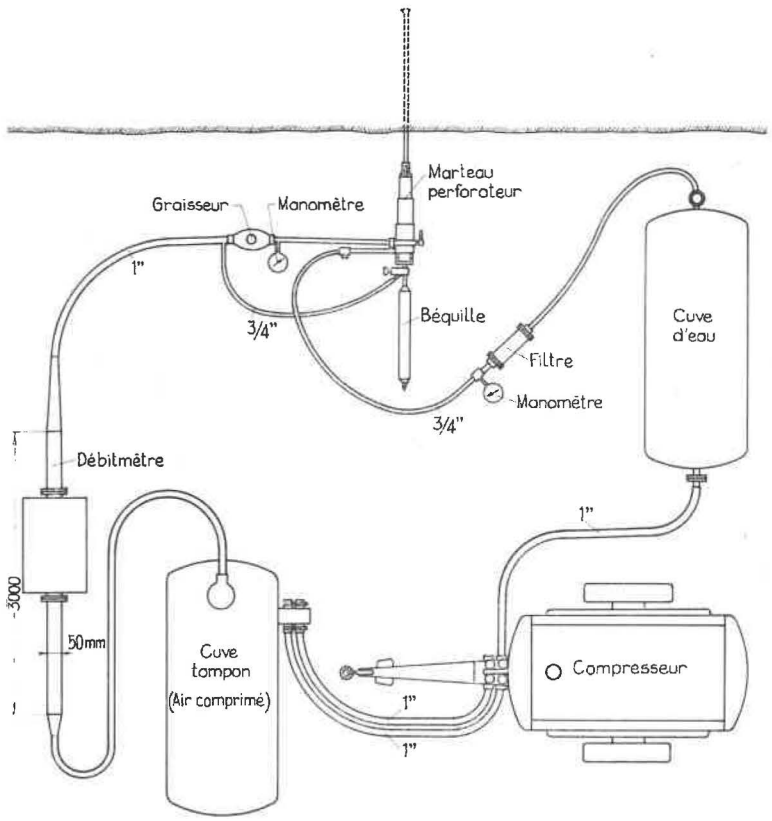


Fig. 2. — Disposition adoptée pour l'exécution des essais de forage.

La cuve-tampon a une capacité de 1,5 m³ et est pourvue de purgeurs. La liaison entre le compresseur et la cuve est assurée par deux flexibles de 25 mm de diamètre.

L'eau de curage vient d'une cuve de 900 litres mise en pression directement par l'air comprimé. Le circuit d'alimentation en eau comprend un manomètre et un filtre.

Compresseur.

Le compresseur mobile utilisé, de marque Atlas-Copco du type VT 6 Dd, est actionné par un moteur de 75 ch et a un débit de 8,9 m³/min. Lors des essais, ce compresseur n'alimente qu'un seul marteau-perforateur à la fois, ce qui permet de disposer d'un volume d'air amplement suffisant, même pour les marteaux dont la consommation est la plus élevée (environ 5 m³/min). La pression de l'air peut être réglée assez exactement à partir de ce compresseur.

Débitmètre.

La consommation d'air comprimé a été mesurée par un appareil diviseur de flux suivant le système Neuhaus fourni par la firme Integra de Liège. La figure 3 montre le fonctionnement de principe de

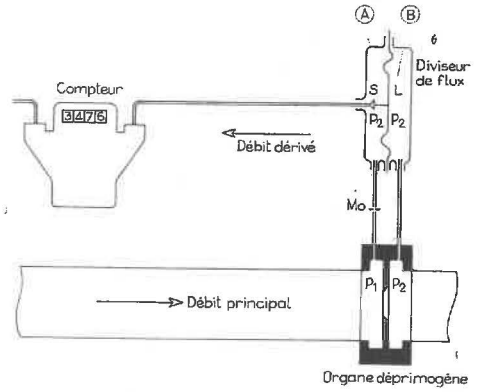


Fig. 3. — Coupe du débitmètre Neuhaus.

l'appareil. Un diaphragme fixé à une collerette est monté sur une tuyauterie rigide de 50 mm de diamètre intérieur, placée dans le circuit d'alimentation du marteau-perforateur. Ce diaphragme crée une perte de charge et les pressions de part et d'autre de celui-ci sont p_1 et p_2. Ces deux prises d'influence (+) et (—) sont raccordées à une membrane différentielle libre (L) qui fonctionne comme organe de zéro. Le rôle de cette membrane est de maintenir à équivalence les pressions p_2 dans les deux chambres A et B. Cette opération est rendue possible par la fuite à travers le pointeau S et le freinage de l'ajutage Mo.

Le petit ajutage calibré Mo est donc le siège de la même pression différentielle que l'organe déprimogène principal.

D'après la loi de similitude, les débits dans ces deux organes resteront proportionnels et le débit dérivé sera égal à 1/C fois le débit principal, C étant une constante de l'installation. Pour obtenir des indications exactes, il suffira de mesurer avec précision ce débit dérivé.

Le pointeau S de la membrane détend le gaz, à la pression atmosphérique, et c'est sur le débit détendu que se font les mesures. Un totalisateur placé sur ce débit dérivé permet d'obtenir à une constante près (1/C), aux conditions atmosphériques, la valeur exacte en m³ des volumes passés dans la conduite principale.

Lors des arrêts dans la consommation d'air comprimé, il n'y a pas de pression différentielle à hauteur du diaphragme principal et la position de la membrane L a été réglée pour que le pointeau S obture par son propre poids l'entrée de la conduite dérivée.

Les mesures de débit ont été effectuées lors des forages en petit granit.

Flexibles.

Les flexibles utilisés ont 1" de diamètre pour l'alimentation du marteau-perforateur et 3/4" pour l'alimentation du pousseur et pour l'amenée d'eau au marteau.

Graisseur.

Un graisseur individuel est inséré dans le circuit d'alimentation en air comprimé du marteau-perforateur. On utilise généralement de l'huile Almo. Les graisseurs de ligne ont en général une capacité de 0,7 litre et le débit d'huile peut être réglé avec grande précision ; les pertes de charge sont faibles et varient de 0,1 kg/cm² pour un débit d'air comprimé de 1 m³/min à 0,3 kg/cm² pour un débit de 5 m³/min.

3. CONDITIONS DES ESSAIS

31. Fleurets.

Tous les trous ont été forés à 3,20 m de profondeur à l'aide de deux fleurets, l'un de 1,60 m et l'autre de 3,20 m de longueur. Il a été fait usage de fleurets neufs au début de chaque série d'essais avec un type de marteau déterminé.

Les fleurets utilisés sont du type monobloc en acier hexagonal de 22 mm sur plat avec taillant, simple burin, constitué par une plaquette en carbure de tungstène. Un trou central est prévu pour l'injection d'eau.

Les emmanchements ont tous 108 mm de longueur. Le diamètre des taillants est de 33 et de 39 mm pour les fleurets de 1,60 m de longueur et de 31 et 37 mm pour ceux de 3,20 m.

Tous les fleurets utilisés sont de fabrication « Coromant », sauf ceux utilisés avec les marteaux Krupp

qui doivent avoir un emmanchement spécial : le trou axial pour l'injection d'eau doit s'évaser du côté de l'emmanchement jusqu'à un diamètre maximum de 12 mm pour permettre l'introduction d'un tube spécial d'injection d'eau.

32. Position des trous et pression d'air comprimé utilisée pour le forage.

Ces deux facteurs ont été choisis en fonction des conditions de forage habituellement rencontrées dans les galeries au fond.

Des trous horizontaux ont été forés à des hauteurs variant de 0,80 m à 1,40 m et des trous inclinés à 2 m et à 0,20 m de hauteur, pour se mettre dans les conditions des trous forés en couronne et des trous voisins de la sole des galeries.

1 à 2 m de hauteur et incliné à 7° vers le haut,
4 forés horizontalement à 1,56 m, 1,32 m, 1,08 m et 0,84 m de hauteur,
1 à 0,20 m de hauteur et incliné de 18° vers le bas.

— 4 trous au diamètre de 39 et de 37 mm et à une pression d'air comprimé de 5,5 kg/cm² ; tous horizontaux et situés à 1,45 m, 1,30 m, 1,10 m et 0,95 m de hauteur.

— 2 trous au diamètre de 33 et de 31 mm et à une pression d'air comprimé de 3,9 kg/cm² ; tous horizontaux et situés à 0,96 m et 1,44 m de hauteur.

L'écartement entre deux lignes de trous verticaux était de 20 cm environ (fig. 4).

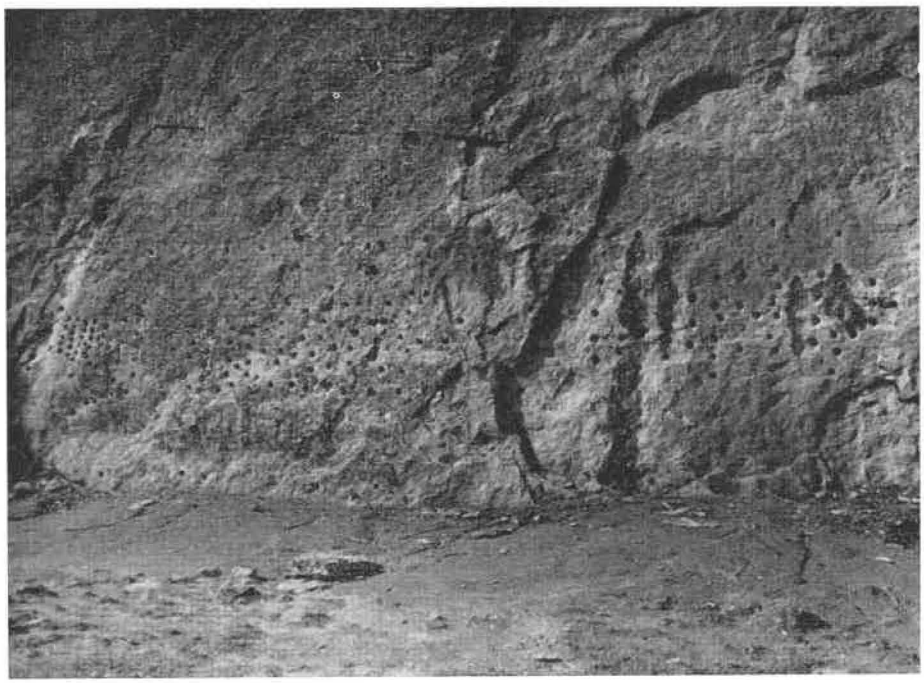


Fig. 4. — Vue d'ensemble des trous forés à la carrière de petit granit.

Les pressions d'air comprimé adoptées ont été d'environ 5,6 kg/cm² et 4 kg/cm², qui correspondent aux meilleures et aux plus basses pressions rencontrées dans le fond.

Les diamètres de forage ont été fixés à 31-33 mm et à 37-39 mm qui sont des dimensions courantes dans les travaux miniers ; le petit diamètre est utilisé pour la dynamite et le diamètre de 37-39 mm pour les explosifs de sécurité.

321. Essais en petit granit.

Douze trous de 3,20 m ont été forés avec chaque type de marteau. Ces trous étaient disposés sur deux lignes verticales :

— 6 trous au diamètre de 33 et de 31 mm et à une pression d'air comprimé de 5,50 kg/cm² situés respectivement :

Pour s'assurer de l'homogénéité de la nature des terrains d'une ligne verticale à l'autre, un trou de contrôle a été foré à 1,20 m de hauteur dans chaque zone prévue pour chaque type de marteau. Ce trou a été foré à l'aide d'un même marteau-perforateur Atlas-Copco de type BBD 41 WKB actionné par le même opérateur.

322. Essais en grès.

Sept trous de 3,20 m, tous horizontaux, ont été forés avec chaque type de marteau. Ces trous étaient disposés sur une seule ligne verticale.

— 5 trous au diamètre de 33 et de 31 mm et à une pression d'air comprimé de 5,7 kg/cm², situés à 1,50 m, 1,35 m, 1,20 m, 1,05 m et 0,80 m de hauteur.

— 2 trous au diamètre de 33 et de 31 mm et à une pression d'air comprimé de 4 kg/cm², situés à 1,40 m et 0,90 m de hauteur.

De plus, un trou de contrôle a été foré à 1,20 m de hauteur dans chaque ligne verticale prévue avec un marteau-perforateur Atlas-Copco BBD 41 WKB.

33. Mesures effectuées.

331. Profondeur des trous.

Après 20 à 100 mm, le forage était arrêté pour mesurer la profondeur de l'amorçage.

Les profondeurs des trous ont été soigneusement mesurées après forage à 1,60 m et à 3,20 m à l'aide d'une tige graduée. Une encoche était faite à l'orifice du trou et servait de repère pour la mesure exacte de la longueur.

Toutes les longueurs ont toujours été mesurées par un même opérateur.

332. Temps de forage.

Les temps de forage ont aussi toujours été mesurés par un même opérateur pour éliminer le facteur d'appréciation.

On a mesuré la durée de l'amorçage et la durée du forage proprement dit, en décomptant le temps mis pour ravancer le pied de la béquille. On a mesuré séparément les temps nécessaires aux ravancements de pied de la béquille, aux retraits du fleuret et au changement de trou. On a décompté aussi les différents calages des perforateurs qui se sont produits en grès tendre.

333. Débit.

Toutes les mesures du débit ont aussi été effectuées par un même opérateur.

La consommation d'air comprimé a été mesurée pour l'amorçage, le forage et le retrait du fleuret.

334. Pression d'air comprimé et de l'eau.

Les pressions d'air comprimé et de l'eau ont été déterminées par un même opérateur, qui a indiqué dans son rapport les pressions maxima et minima lors de l'amorçage, lors du forage et pendant les arrêts.

TABLEAU IV.

Caractéristiques des marteaux-perforateurs.

Marque	Type	Alésage en mm	Course en mm	Consommation théorique à 6 kg/cm² en m³/min	Vitesse de rotation en tr/min		Cadence de frappe Nombre de coups/min		Poids en kg sans chape	Prix en FB
					à 5 kg/cm²	à 6 kg/cm²	à 5 kg/cm²	à 6 kg/cm²		
Atlas-Copco	BBD 41 WK	75	45	3,2			3000		22,7	14.650
	BBD 41 WKB ou BBD 43 WK	75	45	4	—	220	3000		23	14.650
	BBD 90	90	45	4,6	—	290	3100		27,4	16.950
Colinet	TC 22	77	45	3,5 à 4	600		3000		22,5	13.855 sans chape 14.480 avec chape
Flottmann	BK 14 W	70	42,5	2,7	240	260	2400	2550	18	9.000
	BK 20 W	80	42	3,6	220	240	2550	2620	22,8	11.000
Gardner	S 58 F	66,68	66,68	3,0	215	240	2050	2068	29,9	13.900
Krupp	Suprham 20 ZWK	78	40	3,2			2600		22	10.200
	Suprham 118 ZWK	68	62						24	12.000
Meudon	GP	80	69	3,4	270	290	2500	2700	22	14.000
	HP	83	67	4,2	280	300	2600	2800	25,9	16.800
Montabert	T 21 E	76	62	2,850	280	320	2850	3150	23	14.300
	T 25	79	82	3,350	205	235	2300	2500	26,1	15.450

4. CARACTERISTIQUES DES MARTEAUX-PERFORATEURS SOUMIS AUX ESSAIS

Les marteaux-perforateurs essayés se classent dans la catégorie des marteaux de poids moyen qui peuvent être utilisés avec une béquille pneumatique et conçus pour forer avec injection centrale d'eau. Leur poids varie de 18 à 30 kg. Les marteaux lourds, d'un poids de 50 à 70 kg, généralement employés sur jumbo, bien que très puissants, on été écartés parce que peu maniables.

Les marteaux de poids moyen ont une vitesse instantanée plus faible, mais sont plus maniables et moins coûteux. Grâce à leur maniabilité, leur vitesse commerciale se rapproche de celle des marteaux lourds.

Le tableau IV donne les caractéristiques des divers marteaux-perforateurs soumis aux essais.

Remarques.

Marteaux Meudon.

Les essais ont été effectués sur les marteaux de type HP et GP munis d'un atténuateur de bruit et d'un réservoir d'huile incorporés au cylindre. Ce réservoir d'huile d'une capacité de 0,500 litre permet de supprimer dans certains cas le graisseur de ligne. L'atténuateur de bruit, branché sur l'échappement des marteaux, a pour effet d'augmenter un peu le poids et de réduire la vitesse instantanée de forage de l'ordre de 10 à 15 %.

Le marteau HP est muni d'une commande simultanée pour l'eau et l'air.

Marteaux Montabert.

Les marteaux de types T 21 et T 25 soumis aux essais sont pourvus d'un régulateur automatique de la pression d'eau. Le marteau de type T 21 E est muni d'un écran atténuateur de bruit.

Marteaux Krupp.

L'arrivée d'eau est commandée par une soupape à membrane qui est ouverte dès que le marteau fonctionne.

Le tube de guidage suit tous les mouvements, y compris les mouvements de rotation du fleuret. L'étanchéité du tube d'injection est assurée par un joint à rebord. La pointe en Vulkolan du tube de guidage, serrée de toutes parts contre le fleuret par la pression de l'air et de l'eau, en assure la parfaite étanchéité.

Marteaux Flottmann.

Le marteau Flottmann de type BK 14 est le seul marteau essayé dont le poids est inférieur à 20 kg, ce qui permet de l'utiliser sans béquille et avec un seul foreur dans certains cas spéciaux.

Marteaux Atlas-Copco.

A titre documentaire, signalons que lors des essais effectués en petit granit, le marteau du type Tigre a réalisé la même vitesse instantanée que le marteau du type BBD 43.

Le marteau-perforateur du type BBD 90 soumis aux essais n'était pas muni d'un atténuateur de bruit ; mais un essai comparatif effectué entretemps dans la carrière de petit granit avec deux marteaux BBD 90 a permis de constater que la présence de cet atténuateur de bruit réduisait la vitesse instantanée de forage de 1 % seulement.

5. CARACTERISTIQUES DES BEQUILLES SOUMISES AUX ESSAIS

L'emploi des béquilles pneumatiques s'est généralisé petit à petit depuis l'après-guerre, surtout ces dix dernières années.

Le réglage exact de la poussée à appliquer sur le taillant du fleuret n'est pas facile à acquérir et il n'est pas rare de constater une variation de 100 % de la vitesse instantanée d'un même marteau en fonction de l'habileté du foreur. Il est nécessaire de régler l'admission d'air dans la béquille et de doser l'effort de poussée ou de retenue qu'il faut exercer sur la poignée du marteau-perforateur pour les adapter à la nature des terrains traversés et à la profondeur du trou.

La poussée exercée sur le fleuret ne doit pas être trop forte pour permettre le dégagement du taillant de l'empreinte creusée dans la roche et doit cependant être suffisante pour compenser la réaction du perforateur et supprimer les battements.

C'est dans ce but que tous les forages ont été effectués par un foreur expérimenté de chacune des firmes participant aux essais.

Le tableau V donne les caractéristiques des béquilles utilisées pour les essais.

Remarques.

Montabert : la firme Montabert fournit aussi des béquilles à 3 et 4 tubes permettant de forer des trous de couronne à 3,20 m et à près de 4 m de hauteur avec distributeur central à graisseur incorporé, groupant les commandes marteau et béquille à hauteur d'homme.

6. RESULTATS DES ESSAIS

61. En petit granit.

Le tableau VI donne le résultat des essais de forage en petit granit pour l'ensemble des trous de petit diamètre forés avec une pression moyenne d'air comprimé de 5,5 kg/cm^2.

TABLEAU V.

Liste des béquilles ou pousseurs pneumatiques utilisés.

Marque	Type	Marteau utilisé	Caractéristiques spéciales	Diamètre du piston en mm	Longueur de course en mm	Longueur totale pour le transport en mm	Matière du cylindre	Poids en kg	Prix en FB
Atlas-Copco	BMK 90 A5	BBD 90	Piston dirigé vers le haut ou une version dite rétractile	67	1.300	1.780	aluminium	20,7	8.450
	BMK 82 DA4	BBD 41-43	Piston dirigé vers le haut	57	1.300	1.780	aluminium	18,6	5.300
	BMK 82 SA4	BBD 41-43	Piston dirigé vers le haut	57	1.300		acier	21,6	4.500
Colinet	BA 50/2	TC 22	Piston dirigé vers le haut	50	1.400	2.000	aluminium	23 avec chape	5.970
Flottmann	ET 17	BK 14 W	Piston dirigé vers le bas		1.350			17,0	
	ET 17	BK 20 W						13,0	6.200
Gardner	FL 5A 3	S 58		57,3	1.219	1.930	acier	20,8	
Krupp	PBS 76	Suprham 20 ZWK	Télescopique	70/60	1.320		acier	21	
	PBL 60	118 ZWK	Simple	60	1.600		aluminium	16	
Meudon	STU 30 L	HP	Télescopique (2 expansions)	59 × 70	1.950	1.600	aluminium	20	7.900
	SR 3	GP	Simple	64	1.250	1.800	acier	16,8	5.100
Montabert	PM 206 M	T 21	Piston dirigé vers le haut		1.300		acier	20	
	PAM 206 R	T 25	Piston dirigé vers le bas	64	1.300	1.700	aluminium	17	7.260

TABLEAU VI.

Essais de forage en petit granit.

Pression moyenne d'air comprimé : 5,5 kg/cm².
Diamètre de forage : 31 - 33 mm.
Longueur de forage : 3,20 m par trou.

Marque	Type	Pression d'air comprimé pendant le forage en kg/cm²	Consommation moyenne d'air comprimé en m³/min.	Vitesse instantanée de forage en cm/min.	Vitesse instantanée de forage corrigée pour une pression moyenne de 5,5 kg/cm² en cm/min.
Meudon	HP	5,3 - 5,7	4,935	60,8	60,8
Atlas-Copco	BBD 90	5,3 - 5,7	4,230	60,4	60,4
Meudon	GP	5,3 - 5,7	3,820	52,5	52,5
Atlas-Copco	BBD 43	5,4 - 5,6	3,720	51,4	51,4
Montabert	T 25	5,3 - 5,7	3,395	44,4	44,4
Colinet	TC 22	5,2 - 5,4	4,020	42,7	44,9
Montabert	T 21	5,8 - 6,0	3,300	42,6	39,6
Krupp	S 118 ZWK	5,3 - 5,7	3,332	42,0	42,0
Flottmann	BK 20	5,4 - 5,6	2,700	42,0	42,0
Krupp	S 20 ZWK	5,4 - 5,6	3,330	41,8	41,8
Atlas-Copco	BBD 41	5,3 - 5,7	2,662	41,1	41,1
Gardner	S 58	5,3 - 5,7	2,736	33,4	33,4
Flottmann	BK 14	5,6 - 6,0	2,780	32,4	30,7

Remarques.

1) Les firmes Colinet et Krupp signalent que, depuis la période des essais, elles avaient mis sur le marché de nouveaux types de marteaux-perforateurs. Nous n'avons pas eu l'occasion de les essayer et nous laissons aux utilisateurs le soin de les apprécier.

2) La firme Atlas-Copco a mis entretemps sur le marché un nouveau type de marteau-perforateur appelé « Panthère » ou BBD 90 W. Des essais non officiels, qui ont eu lieu récemment, ont donné pour ce marteau une vitesse instantanée supérieure de 10 à 15 % à celle obtenue avec le marteau BBD 90 avec une consommation d'air de 4,1 m³/min à une pression de 5 kg/cm².

3) Les essais de forage avec les marteaux T 25 de la firme Montabert ont donné une vitesse instantanée de forage de 44,4 cm/min. A la demande de la firme, des essais non officiels ont eu lieu 2 semaines plus tard et ont donné une vitesse instantanée moyenne de 54,4 cm/min. Ces derniers essais ont été effectués sans mesurer la consommation d'air comprimé ni la pression.

* * *

La pression d'air comprimé pendant le forage n'a pas toujours pu être réglée exactement.

Une pression d'air comprimé de 5,4 à 5,8 kg/cm² pendant le forage exigeait une pression statique d'air comprimé de 6,1 à 6,4 kg/cm² lors des arrêts par suite des pertes de charge dans les flexibles, graisseurs, débitmètres.

La dernière colonne du tableau donne la vitesse instantanée qui aurait été obtenue dans le cas d'une pression moyenne d'air comprimé de 5,5 kg/cm². Pour obtenir cette vitesse, nous avons tenu compte des vitesses instantanées réalisées à la pression désignée ici et à basse pression (tableau VII) et nous avons extrapolé les valeurs à la pression de 5,5 kg/cm².

Le tableau VI donne aussi la consommation moyenne d'air comprimé mesurée à une pression d'environ 5,5 kg/cm². On constate que ces débits mesurés lors des essais ne correspondent pas toujours exactement aux consommations théoriques données au tableau IV.

Le tableau VII donne les résultats des essais du forage en petit granit pour l'ensemble des trous de petit diamètre forés avec une pression moyenne d'air comprimé de 3,9 kg/cm².

TABLEAU VII.

Essais de forage en petit granit.

Pression moyenne de l'air comprimé : 3,9 kg/cm².
Diamètre de forage : 31 - 33 mm.
Longueur de forage : 3,20 m par trou.

Marque	Type	Pression d'air comprimé pendant le forage en kg/cm²	Vitesse instantanée de forage en cm/min.	Vitesse instantanée de forage corrigée pour une pression de 3,9 kg/cm² en cm/min.
Atlas-Copco	BBD 90	3,7 - 3,8	39,0	40,9
Meudon	HP	3,7 - 3,8	33,5	35,9
Meudon	GP	3,8 - 4,0	32,4	32,4
Atlas-Copco	BBD 43	3,8 - 4,0	30,2	30,2
Montabert	T 25	4,0 - 4,2	31,1	29,2
Colinet	TC 22	3,8 - 4,0	27,7	27,7
Montabert	T 21	—	—	—
Krupp	S 118 ZWK	3,8 - 4,0	27,2	27,2
Flottmann	BK 20	3,8 - 4,0	25,6	25,6
Krupp	S 20 ZWK	4,0 - 4,2	27,2	25,3
Atlas-Copco	BBD 41	3,8 - 4,0	24,0	24,0
Gardner	S 58	3,8 - 4,0	23,9	23,9
Flottmann	BK 14	3,8 - 4,0	21,0	21,0

Le tableau VIII donne le résultat des essais de forage en petit granit pour l'ensemble des trous.

TABLEAU VIII.

Vitesse instantanée de forage en cm/min.

Marque	Type	Poids en kg	Pression de forage : 5,5 kg/cm² Diamètre de forage		Pression de Forage 3,9 kg/cm²
			31 - 33 mm	37 - 39 mm	Diamètre de forage 31 - 33 mm
Meudon	HP	25,9	60,8	46,2	35,9
Atlas-Copco	BBD 90	27,4	60,4	51,0	40,9
Meudon	GP	22	52,5	41,3	32,4
Atlas-Copco	BBD 43	23	51,4	39,4	30,2
Montabert	T 25	26,1	44,4	35,6	29,2
Colinet	TC 22	22,5	44,9	35,7	27,7
Montabert	T 21	23	39,6	—	—
Krupp	S 118 ZWK	24	42,0	34,2	27,2
Flottmann	BK 20	22,8	42,0	32,7	25,6
Krupp	S 20 ZWK	22	41,8	34,0	25,3
Atlas-Copco	BBD 41	22,7	41,1	33,9	24,0
Gardner	S 58	29,9	33,4	25,8	23,9
Flottmann	BK 14	18	30,7	25,2	21,0
Moyenne			45,0	36,1	28,6

62. En grès tendre.

Le tableau IX donne le résultat des essais de forage en grès pour l'ensemble des trous de petit diamètre forés avec une pression moyenne d'air comprimé de 5,7 kg/cm².

TABLEAU IX.

Essais de forage en grès.

Pression moyenne de l'air comprimé au cours du forage : 5,7 kg/cm².
Diamètre de forage : 31 - 33 mm.
Longueur de forage : 3,20 m.

Marque	Type	Pression de l'air comprimé lors du forage en kg/cm²	Vitesse instantanée de forage en cm/min.	Vitesse instantanée de forage corrigée pour une pression de 5,7 kg/cm² en cm/min.
Meudon	HP	5,5 - 5,9	82,1	82,1
Meudon	GP	5,6 - 5,8	73,0	73,0
Atlas-Copco	BBD 90	5,3 - 5,7	65,5	68,0
Montabert	T 25	5,6 - 5,8	61,0	61,0
Krupp	S 118 ZWK	5,6 - 5,8	58,9	58,9
Krupp	S 20 ZWK	5,6 - 5,8	56,8	56,8
Montabert	T 21	5,5 - 5,9	52,5	52,5
Colinet	TC 22	5,4 - 5,8	49,0	50,0
Atlas-Copco	BBD 43	5,3 - 5,9	47,0	48,3
Atlas-Copco	BBD 41	5,5 - 5,9	43,8	43,8
Flottmann	BK 20	5,5 - 5,9	38,5	38,5
Gardner	S 58	5,5 - 5,9	36,4	36,4
Flottmann	BK 14	5,5 - 5,9	36,0	36,0

Pour obtenir dans cette carrière une pression d'air comprimé de 5,5 à 5,9 kg/cm² pendant le forage, il fallait avoir une pression statique d'air comprimé de 6,2 à 6,5 kg/cm².

La dernière colonne du tableau donne la vitesse instantanée qui aurait été obtenue dans le cas d'une pression moyenne de 5,7 kg/cm², cette vitesse corrigée a été obtenue par extrapolation des résultats obtenus à deux pressions d'air comprimé.

Le tableau X donne le résultat des essais de forage en grès pour les trous d'un diamètre de 31 - 33 mm forés avec une pression moyenne de 4 kg/cm².

TABLEAU X.

Essais de forage en grès.

Pression moyenne de l'air comprimé au cours du forage : 4,0 kg/cm².
Diamètre de forage : 31 - 33 mm.
Longueur de forage : 3,20 m.

Marque	Type	Pression de l'air comprimé pendant le forage en kg/cm²	Vitesse instantanée de forage en cm/min.	Vitesse instantanée de forage corrigée pour une pression de 4 kg/cm² en cm/min.
Atlas-Copco	BBD 90	3,8 - 4,2	46,9	46,9
Meudon	HP	3,9 - 4,2	47,2	46,3
Meudon	GP	4,0 - 4,3	43,7	41,3
Colinet	TC 22	3,8 - 4,2	33,3	33,3
Montabert	T 25	4,0 - 4,3	35,2	33,5
Krupp	S 118 ZWK	4,0 - 4,3	30,3	28,1
Krupp	S 20 ZWK	4,0 - 4,3	32,8	31,1
Montabert	T 21	3,8 - 4,2	29,8	29,8
Atlas-Copco	BBD 43	3,8 - 4,2	27,0	27,0
Atlas-Copco	BBD 41	3,8 - 4,2	22,2	22,2
Flottmann	BK 20	4,0 - 4,3	24,7	23,2
Gardner	S 58	—	—	—
Flottmann	BK 14	4,0 - 4,3	21,1	20,1

Le tableau XI reprend le résultat des essais de forage en grès pour l'ensemble des trous forés dans le cas d'une pression de 5,7 et 4 kg/cm² pour un même diamètre de forage de 31 - 33 mm.

TABLEAU XI.

Vitesse instantanée de forage en cm/min.

Marque	Type	Poids en kg	Diamètre de forage : 31 - 33 mm Pression de forage :	
			5,7 kg/cm²	4,0 kg/cm²
Meudon	HP	25,9	82,1	46,3
Meudon	GP	22	73,0	41,3
Atlas-Copco	BBD 90	27,4	68,0	46,9
Montabert	T 25	26,1	61,0	33,5
Krupp	S 118 ZWK	24	58,9	28,1
Krupp	S 20 ZWK	22	56,8	31,1
Montabert	T 21	23	52,5	29,8
Colinet	TC 22	22,5	50,0	33,3
Atlas-Copco	BBD 43	23	48,3	27,0
Atlas-Copco	BBD 41	22,7	43,8	22,2
Flottmann	BK 20	22,8	38,5	23,2
Gardner	S 58	29,9	36,4	—
Flottmann	BK 14	18	36,0	20,1
Moyenne		—	54,9	31,8

63. Durée des manœuvres d'amorçage et d'avancement des béquilles et de retrait des fleurets.

La profondeur des amorçages a varié de 20 à 100 mm et la durée de ce forage a varié de 5 à 40 s suivant les difficultés.

La durée de l'avancement de la béquille (marteau-perforateur arrêté) a varié de 5 à 8 s.

La durée de retrait du fleuret a varié de 6 à 10 s.

7. CONSOMMATION D'AIR COMPRIME

71. Consommation d'air comprimé par minute de forage.

Le tableau VI donne la consommation moyenne d'air comprimé en m³/min, en petit granit, dans le cas d'une pression d'air comprimé de 5,5 kg/cm² et d'un diamètre du trou de 31 - 33 mm.

TABLEAU XII.

Consommation d'air comprimé en m³/min.

Marque	Type	Pression : 5,5 kg/cm²		Pression : 3,9 kg/cm² Ø du trou : 31 - 33 mm	
		Diamètre 31 - 33 mm	Diamètre 37 - 39 mm		Diminution de consommation en % par rapport à une pression de 5,5 kg/cm²
Meudon	HP	4,935	4,970	3,050	39
Atlas-Copco	BBD 90	4,230	4,021	2,968	30
Meudon	GP	3,820	3,870	2,527	34
Atlas-Copco	BBD 43	3,720	3,783	2,532	33
Montabert	T 25	3,395	3,305	2,530	26
Colinet	TC 22	4,020	4,080	2,845	29
Montabert	T 21	3,300	—	—	—
Krupp	S 118 ZWK	3,332	3,253	2,409	22
Flottmann	BK 20	2,700	2,800	2,227	18
Krupp	S 20 ZWK	3,330	3,287	2,250	33
Atlas-Copco	BBD 41	2,662	2,549	1,809	32
Gardner	S 58	2,736	2,720	—	—
Flottmann	BK 14	2,780	2,763	1,931	31

Le tableau XII donne la consommation moyenne d'air comprimé en m^3/min pour les conditions suivantes :

— pression d'air comprimé : 5,5 kg/cm² - diamètre du trou : 31 - 33 mm
— pression d'air comprimé : 5,5 kg/cm² - diamètre du trou : 37 - 39 mm
— pression d'air comprimé : 3,9 kg/cm² - diamètre du trou : 31 - 33 mm

On peut constater que la consommation d'air comprimé évolue sensiblement comme les vitesses instantanées de forage obtenues au cours de ces essais. La consommation varie presque du simple au double entre les deux extrêmes.

A une pression déterminée et pour un même diamètre de forage, la consommation d'air comprimé est constante, que le trou soit foré horizontalement ou incliné vers le haut ou vers le bas.

L'augmentation du diamètre de forage ne provoque pas de différence appréciable dans la consommation d'air comprimé par minute (colonnes 3 et 4).

La dernière colonne du tableau XII indique la diminution de consommation en mètre cube/minute exprimée en pourcent, obtenue en passant d'une pression de 5,5 kg/cm² à 3,9 kg/cm² pour un même diamètre de trou. La diminution de consommation est importante.

72. Consommation d'air comprimé par mètre foré.

Cette consommation donnée au tableau XIII correspond plus à la consommation réelle d'air comprimé dans les travaux miniers ; les consommations par mètre de trou dépendent fortement de la vitesse instantanée de forage.

TABLEAU XIII.

Consommation d'air comprimé en m^3/m foré dans le petit granit.

Marque	Type	Pression : 5,5 kg/cm²		Pression : 3,9 kg/cm²
		Diamètre 31 - 33 mm	Diamètre 37 - 39 mm	Diamètre du trou : 31 - 33 mm
Meudon	HP	7,770	10,850	9,110
Atlas-Copco	BBD 90	7,300	8,240	7,590
Meudon	GP	7,400	9,360	7,785
Atlas-Copco	BBD 43	7,210	9,550	8,420
Montabert	T 25	7,690	9,210	8,125
Colinet	TC 22	9,430	11,850	10,075
Montabert	T 21	7,810	—	—
Krupp	S 118 ZWK	8,030	9,550	8,810
Flottmann	BK 20	6,500	8,600	8,000
Krupp	S 20 ZWK	7,700	9,310	9,195
Atlas-Copco	BBD 41	6,690	7,550	7,540
Gardner	S 58	8,550	10,150	—
Flottmann	BK 14	8,700	10,530	9,195
Moyenne		7,780	9,600	8,510

On constate que l'écart entre les consommations des divers marteaux est très faible.

Dans le tableau XIII, les marteaux ont été classés dans l'ordre décroissant des vitesses de forage et la consommation par mètre foré n'évolue plus du tout comme la vitesse instantanée de forage.

On constate aussi qu'en augmentant le diamètre des trous de 20 % environ (en passant du diamètre de 31 - 33 mm au diamètre 37 - 39 mm), la consommation d'air comprimé augmente de près de 24 %.

L'emploi d'une pression d'air comprimé plus faible, 3,9 kg/cm², au lieu de 5,5 kg/cm², n'augmente que de 9 % la consommation d'air comprimé.

En admettant qu'un mètre cube d'air comprimé coûte 0,20 F, on constate que le coût de l'énergie s'élève à 1,60 F/m de trou foré en moyenne pour un diamètre de 31 - 33 mm et de 2 F/m environ pour un diamètre de 37 - 39 mm.

73. Consommation totale d'air comprimé.

Dans les tableaux précédents, il n'a été question que de la consommation d'air comprimé pendant le forage proprement dit.

La consommation réelle s'obtient en ajoutant la consommation pendant l'amorçage et pendant le retrait du fleuret du trou.

Lors des essais, on a constaté qu'il fallait ajouter 1,1 m^3 par trou de 3,20 m.

Cette consommation est sensiblement indépendante de la longueur du trou ; elle serait la même dans le cas d'un trou de 2,40 m foré à l'aide de 2 fleurets.

74. Consommation d'air comprimé en fonction de la profondeur de forage.

Nous avons mesuré séparément la consommation d'air comprimé lors du forage du trou de 0 à 1,60 m et lors de son approfondissement à 3,20 m.

Pour le forage au diamètre de 31 - 33 mm et à la pression de 5,5 kg/cm², on constate que, pour 3 marteaux, la consommation est la même par mètre de trou dans le tronçon 0 à 1,60 m et le tronçon 1,60 à 3,20 m ; la consommation augmente de 5 à 20 % pour 6 marteaux et diminue de 2 à 10 % pour 4 marteaux.

Pour le forage au diamètre de 37 - 39 mm et à la pression de 5,5 kg/cm², on constate que la consommation augmente de 5 à 20 % pour tous les marteaux dans le tronçon de 1,60 à 3,20 m.

Par contre pour le forage au diamètre de 31 - 33 et à la pression de 3,9 kg/cm², la consommation diminue de 5 à 10 % pour 8 marteaux ; elle reste stationnaire pour 3 marteaux et augmente de 5 à 10 % pour 2 marteaux.

8. COUT D'UN FORAGE COMPLET

A titre d'exemple, nous supposons le cas d'un bouveau à claveaux dans lequel la volée comporte 54 trous de 2,40 m donnant un avancement moyen de 2 m par cycle.

Le terrain traversé est supposé être du grès tendre ou du schiste dur permettant de réaliser des vitesses instantanées de forage semblables à celles rencontrées dans les 2 carrières.

On suppose le front attelé à 4 hommes et 3 marteaux-perforateurs forant chacun 18 trous.

Pour faciliter l'établissement du coût de la phase complète de forage, nous avons envisagé les 3 stades suivants :

1) *Le forage proprement dit*, correspondant à la vitesse instantanée et qui est la partie utile de l'opération dont le prix de revient dépend fortement du type de marteau-perforateur utilisé, de la pression d'air comprimé et du diamètre du trou.

2) *Le forage proprement dit plus les diverses manœuvres* telles que l'amorçage, le changement de trou et les incidents qui dépendent principalement de l'habileté du foreur.

3) *La phase entière de forage* qui comprend en plus le montage des planchers de travail, le transport et le raccordement des marteaux-perforateurs qui dépendent principalement de l'organisation du chantier.

81. Coût du forage proprement dit.

Chaque marteau doit forer 18 trous de 2,40 m, soit 43,20 m.

Le tableau XIV donne le coût en salaires et en consommation d'énergie pour le forage instantané de 54 trous.

On suppose que les fleurets peuvent forer chacun 600 m en moyenne en estimant à 20 % du prix d'achat les frais de réaffûtage et de transport.

On suppose de plus que les marteaux-perforateurs peuvent forer chacun 300 heures sans usure et révision complète et que les béquilles pneumatiques peuvent être utilisées sans révision complète pendant 20.000 m.

Nous ne tenons pas compte de la consommation d'eau qui est d'environ 5 litres/mètre, soit environ 250 litres pour une volée complète.

Dans la plupart des cas, au fond la pression réelle au cours du forage se rapproche plus de 4 kg/cm² que de 5,7 kg/cm².

Avec une pression de 4 kg/cm² et un marteau léger, le forage effectif coûte à peu près deux fois plus qu'avec un marteau plus puissant.

82. Coût du forage y compris les changements de trou et les incidents.

Aux frais du forage effectif, qui dépendent du matériel utilisé, de la pression d'air comprimé, du diamètre du trou et du terrain traversé, il faut ajouter les manœuvres de changement de trou, d'amorçage et de retrait des fleurets qui sont en grande partie indépendantes du matériel employé.

D'après de nombreux chronométrages effectués, il faut compter 30 s en moyenne par trou pour retirer le fleuret, changer de trou et pour amorcer, il faut en plus ajouter une moyenne de 10 s pour tenir compte des incidents qui peuvent survenir pendant le forage.

Pour une volée de 54 trous, ces opérations demandent 36 min par homme, soit 2 h 24 min pour 4 hommes, ce qui donne une dépense de 400 F en salaires.

Il faut encore ajouter la consommation d'air comprimé pour l'amorçage et le retrait du fleuret, celle-ci est d'environ 1 m³ par trou soit 54 m³ ou 10 F.

Il convient donc d'ajouter 410 F à chacun des coûts établis au paragraphe précédent pour 2 m de bouveau.

83. Coût de toute la phase de forage.

De nombreux chronométrages effectués dans les bouveaux à claveaux ont montré que le forage effectif plus les changements de trous et les incidents survenant au cours du forage ne représentent que 50 à 60 % du temps total de l'opération de forage.

Ces opérations auxiliaires, tels le peignage du front, le transport et le montage du plancher de forage, l'amenée et le raccordement du matériel de forage, exigent un travail total d'environ 3 heures réparti sur les 4 ouvriers, ce qui représente une somme de 500 F en salaires pour un avancement du bouveau de 2 m.

Le tableau XV donne le coût total pour les divers cas envisagés.

TABLEAU XIV.

Prix de revient du forage proprement dit de 54 trous de 2,40 m forés à l'aide de 3 marteaux-perforateurs correspondant à un avancement de 2 m de bouveau.

	Marteau-perforateur le plus rapide F	Marteau-perforateur le moins rapide F
Cas A : Pression d'air comprimé : 5,7 kg/cm²		
Diamètre du trou : 31 - 33 mm		
Durée totale du forage effectif	52 min	119 min
Consommation d'énergie en air comprimé	768 m³	990 m³
Prix de revient :		
Salaires des 4 ouvriers (y compris les charges sociales)	580	1.300
Energie consommée	153	198
Fleuret	187	187
Marteau-perforateur	146	198
Béquille	32	32
Huile	45	58
Total	1.143	1.973
Cas B : Pression d'air comprimé : 5,7 kg/cm²		
Diamètre de forage : 37 - 39 mm		
Durée totale du forage effectif	73 min	143 min
Consommation d'énergie	1.089 m³	1.230 m³
Prix de revient :		
Salaires des 4 ouvriers	810	1.650
Energie consommée	279	246
Fleuret	187	187
Marteau-perforateur	202	247
Béquille	32	32
Huile	65	70
Total	1.575	2.432
Cas C : Pression d'air comprimé : 4,0 kg/cm²		
Diamètre de forage : 31 - 33 mm		
Durée totale du forage effectif	91 min	205 min
Consommation d'énergie (air comprimé)	821 m³	1.185 m³
Prix de revient :		
Salaires des 4 ouvriers	1.010	2.280
Energie consommée	164	237
Fleuret	187	187
Marteau-perforateur	255	342
Béquille	32	32
Huile	49	69
Total	1 697	3.147

TABLEAU XV.

Coût du forage par mètre de bouveau.

	Pression d'air comprimé en kg/cm²	Diamètre du trou en mm	Prix de revient en FB Marteau-perforateur	
			le plus rapide	le moins rapide
Cas A	5,7	31 - 33	1.026	1.442
Cas B	5,7	37 - 39	1.212	1.671
Cas C	4,0	31 - 33	1.303	2.029

Dans la plupart des cas, dans les mines belges, la pression d'air comprimé pendant le forage est plus proche de 4 kg/cm² que de 5,7 kg/cm². Le gain de prix de revient entre un marteau rapide et un marteau plus lent est de plus de 700 F/m de bouveau dans le cas envisagé (terrain gréseux). L'utilisation d'un marteau lent conduit donc à une augmentation de 50 % des dépenses.

En terrain schisteux, le coût du forage sera plus faible, mais les proportions entre les divers cas se maintiendront au même ordre de grandeur.

En Campine, de nombreux chronométrages effectués en schiste donnent une vitesse instantanée moyenne de 60 cm/min avec un marteau-perforateur Atlas-Copco BBD 41 et une pression d'air comprimé de 5 kg/cm² environ.

Ce même marteau a permis de forer dans le grès de la carrière des Hayettes avec une vitesse instantanée de 46,6 cm/min, avec une pression d'air comprimé de 5,7 kg/cm², et une vitesse estimée à 35 cm/min dans le cas d'une pression de 5 kg/cm².

On peut estimer que les vitesses instantanées de forage réalisées en schiste seraient 40 % plus élevées que celles obtenues dans la carrière des Hayettes.

9. CONCLUSIONS

91. Consommation d'air comprimé.

a) La consommation d'air comprimé d'un marteau ne doit pas être un critère important pour le choix d'un marteau-perforateur.

La consommation d'air comprimé par minute varie presque du simple au double suivant les marteaux. Mais la consommation par mètre de trou, qui correspond donc à la consommation réelle, est indépendante du type de marteau-perforateur employé.

La consommation instantanée de 3 marteaux-perforateurs peut varier de 15 m³/min à 8 m³/min suivant le type de marteau-perforateur choisi, mais la consommation totale pour l'ensemble des trous est la même pour chaque type de marteau-perforateur. Pour ne pas perdre l'avantage de la vitesse instantanée plus grande du marteau le plus rapide, il est cependant indispensable que le débit d'air comprimé du réseau soit suffisant pour fournir ces 15 m³/min à front du bouveau sans réduction de pression.

b) La consommation d'air comprimé par mètre de trou ne varie presque pas avec la pression d'air comprimé dans le cas d'un même diamètre de trou.

Elle augmente par contre de 24 % en passant d'un diamètre de trou de 31 à 37 mm avec une même pression d'air comprimé.

92. Pression d'air comprimé.

La vitesse instantanée de forage augmente très rapidement avec la pression d'air comprimé.

En grès, la vitesse instantanée de forage augmente de 73 % en passant d'une pression d'air comprimé de 4,0 kg/cm² à 5,7 kg/cm².

En petit granit, la vitesse instantanée de forage augmente de 55,5 % en passant d'une pression d'air comprimé de 3,9 kg/cm² à 5,5 kg/cm².

Rappelons qu'une pression d'air comprimé de 5,5 kg/cm² lors du forage exige une pression statique d'environ 6 à 6,2 kg/cm².

93. Diamètre des trous.

Il semble que l'on n'ait pas intérêt à augmenter inutilement le diamètre des trous.

Pour une même pression d'air comprimé, la vitesse instantanée de forage diminue de 20 % en passant d'un diamètre de trou de 31 - 33 mm à 37 - 39 mm. Dans ce cas cependant, l'augmentation du volume de roches abattu par le taillant est de 29 % ; cette augmentation du rendement par unité de débris abattus provient du fait que l'espace annulaire réservé pour l'évacuation des débris de forage est plus grand quand le diamètre de trou est de 37 - 39 mm.

Dans le cas du forage au diamètre de 42 - 44 mm nécessaire pour l'utilisation d'explosifs gainés, la diminution de la vitesse instantanée de forage doit être notablement plus importante encore et approcher de 50 %.

Dans le cas d'un emploi de cartouche de dynamite de 25 mm de diamètre, on a intérêt à forer au diamètre de 32 mm à condition que la présence d'eau ne provoque pas un gonflement du terrain et un rétrécissement du trou.

Remarquons ici qu'outre une dépense supplémentaire en main-d'œuvre et en énergie, l'utilisation d'un grand diamètre de forage raccourcit la durée de vie d'un fleuret.

Un fleuret de même marque, qui permet de forer 1.000 m au diamètre de 32 mm, ne permet pas de forer plus de 750 m dans le cas d'un diamètre de taillant de 37 mm et de 300 à 400 m, dans le cas d'un diamètre de taillant de 44 mm.

La qualité du fleuret joue aussi un grand rôle. La durée de vie d'un fleuret varie de 1 à 2 au moins suivant le type.

94. Emplacement du trou.

On n'a pas constaté de différence appréciable dans la vitesse de forage suivant que le trou est foré incliné (vers le bas près du sol) ou (vers le haut à 2 m de hauteur) ou horizontalement entre 0,80 et 1,40 m de hauteur.

95. Profondeur du trou.

On n'a pas constaté de différence appréciable dans la vitesse instantanée suivant la profondeur du trou, même avec les marteaux d'une puissance plus faible.

Le tableau I montre qu'en terrain homogène (petit granit) la vitesse instantanée de forage est la même pour le tronçon de 1 à 50 cm que pour le tronçon de 2,50 à 3,16 m.

En faisant abstraction de l'effet utile du minage, ceci montre l'intérêt d'augmenter au maximum la longueur des volées.

96. Poids des marteaux.

Le tableau IV donne le poids des divers marteaux essayés ; celui-ci varie de 22 à 30 kg, sauf pour le marteau Flottmann BK 14 qui ne pèse que 18 kg.

On doit constater qu'à part le marteau Flottmann plus léger, l'influence du poids des marteaux ne joue pas un rôle déterminant dans la vitesse instantanée des divers marteaux-perforateurs.

97. Prix de revient.

Dans le creusement d'un bouveau, les salaires interviennent pour une part prépondérante dans le prix de revient total de la phase forage (environ 75 %). On a donc tout intérêt à utiliser des marteaux rapides, un diamètre de trou minimum et une pression d'air comprimé assez élevée.

Le tableau XV donne le coût du forage par mètre de bouveau dans le cas de deux types de marteau-perforateur, avec deux pressions d'air comprimé et deux diamètres de forage.

Il convient d'ajouter que les pertes de temps dues à un calage du fleuret diminuent avec l'augmentation de puissance du marteau ; celle-ci dépend en partie de la consommation d'air comprimé par minute de forage.

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.

A. GEOLOGIE. GISEMENTS. PROSPECTION. SONDAGES.

IND. **A 25413** Fiche n° **31.461**

C. ANCION. Excursion B. Le namurien et le famennien de la vallée de la Berwinne aux environs du Val-Dieu (N-E de Liège). — **IVe Congrès Intern. de Strat. et de Géol. du Carbonifère.** Heerlen 1958. Off. Part. p. 37/41, 4 fig.

L'excursion B faisait suite à l'excursion A et avait pour objet la continuation vers le S-E de la coupe géologique de la Berwinne commencée au cours de la première journée. Cette seconde journée a permis d'étudier les formations namuriennes sur le flanc méridional du synclinal et dans la zone anticlinale de Cointe et de la Chartreuse. Au surplus, au sein du massif du Val-Dieu, on constate un phénomène peu fréquent : une lacune stratigraphique englobant la totalité du dinantien ; le namurien inférieur repose en parfaite concordance de stratification sur le grès du dévonien supérieur.

L'excursion était conduite par MM. W. van Leckwijck, G. Ubaghs, L.L.J. Lambrecht, J.M. Graulich et Ch. Ancion.

IND. **A 25413** Fiche n° **31.460**

W.P. VAN LECKWIJCK. Excursion A. Vallées de la Meuse et de la Berwinne au Nord de Liège, Belgique. - 1 p., 1 fig. — **IVe Congrès Intern. de Strat. et de Géol. du Carbonifère.** Heerlen 1958. Off. Part. p. 29/35.

Cette excursion avait pour objet l'étude stratigraphique, paléontologique et stratinomique des terrains du namurien et du westphalien A inférieur du flanc nord du bassin de Liège.

L'itinéraire était le suivant : remontée de la rive droite de la Meuse de Visé par Argenteau à Cheratte, retour à Argenteau et Richelle, passage dans la vallée de la Berwinne, remontée de la rive droite de celle-ci de Dalhem à Mortroux.

La région a fait l'objet d'études approfondies récentes d'ordre stratigraphique, par P. Charlier (1946, 1955), L. Lambrecht (1955, 1958), L. Lambrecht et P. Charlier (1956) et d'ordre stratinomique par K. Fiege (Congrès de Heerlen), d'ordre paléontologique par J. Bouckaert (en préparation).

Ont participé à la conduite de l'excursion : Ch. Ancion, P.G. Charlier, K. Fiege, J.M. Graulich, L.L.J. Lambrecht, W.P. van Leckwijck, J. Scheere.

IND. **A 34** Fiche n° **31.420**

K.G. GESSLER. Die Theorie von N.B. Wassojewitsch über die Entstehung des Erdöls (Einleitung von K. Krejci-Graf). *La théorie de N.B. Wassojewitsch sur la formation du pétrole (introduction de K. Krejci-Graf).* — **Erdöl und Kohle,** 1961, décembre, p. 1035/1040, 1 fig.

La plupart des porteurs autochtones de pétrole sont d'origine marine. Des pétroles de caractéristiques semblables se trouvent dans toutes les formations du Cambrien. Les organismes rudimentaires (telles les algues planctoniques et les bactéries bentoniques) ont une pareille extension. Le plancton se produit en grande masse, dans la Mer Noire par exemple, on en trouve 6,5 kg/m² de surface. Le plancton contient des bitumes (avec des liquides organiques extractibles) dont le rapport C/H = 6,6 coïncide avec celui du pétrole. Le plancton contient principalement des carbures paraffiniques et naphténiques, peu d'hydrocarbures aromatiques. Ce sont des bactéries qui transforment les dépôts organiques en hydrocarbures.

Les petites gouttes d'hydrocarbures qu'on trouve dans les sédiments sont identifiées comme hydrocarbures à chaîne courte, tandis que ceux des roches mères et du pétrole sont à chaînes longues, aux premiers il manque aussi des radicaux oxydés. C'est pendant la catagenèse que les longues chaînes se forment. La migration a lieu par compression de l'argile mère et sous l'action des gaz formés.

B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION.

IND. **B 112** Fiche n° **31.591**

G. LEHMANN. Die besonderen technischen Fortschritte beim Abteufen und Herrichten von Schächten in Südafrika. *Les progrès techniques remarquables dans le fonçage et la disposition des puits en Afrique du Sud.* — **Glückauf,** 1962, 28 février, p. 261/272, 17 fig.

L'exploitation de l'or et de l'uranium est depuis la guerre entrée dans une nouvelle phase d'évolution en Afrique du Sud. Dans la province du Transvaal et dans l'Etat libre d'Orange, on a découvert de nouveaux gisements où l'on a foncé une centaine de puits. Par de nombreux progrès techniques, par une grande densité de personnel et une mécanisation poussée aussi bien que par une organisation sévère de tous les processus, on est arrivé à près de 2 1/2 fois les avancements mensuels de 1940 (337 m en 1961 contre 138 m en 1940).

Techniquement on note surtout la consolidation des roches meubles à partir de la surface, le creusement et le revêtement simultané grâce aux planchers mobiles multiples et à la descente du béton en tuyauteries, enfin les chargeuses mécaniques, grappins-poulpes etc...

L'emploi de ces matériels coûteux pour des creusements successifs est facilité par le passage à la section circulaire. La pose des partibures se fait après achèvement du creusement et revêtement, le bois a été remplacé par l'acier et le béton armé, ce qui a permis de plus grands intervalles. Jusqu'à présent l'effet utile par homme poste reste en dessous de ceux qu'on atteint actuellement en Europe à cause d'un personnel moins nombreux ici. Sous réserve de la grande influence des venues d'eau sur les prix de creusement, dans un cas normal on peut compter là-bas sur 87 à 88.000 FB/m de puits fini en 7 à 7,50 m de diamètre interne. Compte tenu de l'évolution, il est possible d'atteindre des avancements de pointe de 300 m/mois.

IND. **B 115** Fiche n° **31.427**

J.J. REED, L.A. YORK et V.L. STEVENS. Grouting for control of ground water. Systematic approach to grouting - grouting by cementation - chemical grouting. *Le colmatage des terrains. L'étude systématique du problème - la cimentation - le colmatage chimique.* — **Mining Congress Journal,** 1962, janvier, p. 49/56 et 63, 9 fig.

Série de 3 articles traitant le problème de l'étanchement des terrains par injection.

D'abord, les données doivent être étudiées : nature des terrains, degré de fissuration, débits d'eau et pression. Matériel de forage et d'injection à employer ; estimation des quantités de produits à injecter. Choix de ceux-ci. Précautions à prendre lors du forage et au cours de l'injection.

La pratique des injections chimiques, inaugurée par A. François en 1896, avec formation de gel au moyen d'injections simultanées, sous forte pression, de silicate de soude et de sulfate d'aluminium, est ensuite expliquée. Plusieurs applications au colmatage de puits sont décrites.

Récemment, un produit chimique organique, le AM-9, a obtenu des succès intéressants dans des cas où la cimentation ordinaire aurait eu peu de chances : soluble dans l'eau, il forme, avec un catalyseur, un gel compact dont la prise est retardée par un inhibiteur jusqu'au moment du pompage dans les fissures du terrain.

Plusieurs cas de réussite du procédé sont cités, qui, s'il est plus coûteux que la cimentation ordinaire, peut largement compenser cet inconvénient par ses résultats.

IND. **B 13** Fiche n° **31.529**

H.W. WILD. Die Ultraschallprüfung von gusseisernen Tübbingen. *L'essai par les ultra-sons des éléments de cuvelage en fonte.* — **Glückauf,** 1962, 14 février, p. 231/235, 12 fig.

Le puits Hugo Haniel, de réserve actuellement pour la mine Oesterfeld, fut creusé en 1895 par trousses coupantes de respectivement 6,65 m, 5,80

et 4,70 m. Lors du fonçage, on enleva assez bien d'eau et de schlamms, de sorte qu'il se forma des vides autour du puits, sources de pressions entraînant de fortes sollicitations auxquelles le cuvelage ne résista pas : notamment à 138 m dans la 2e file et de 160 à 180 m dans la 3e file. A 138 m, les fissures furent obstruées avec des vis et des parties de bourrelets chassés par pétards ; le passage du 3e cuvelage contribua à la fermeture des fissures. Dans la seconde zone, ces moyens furent insuffisants et l'on dut procéder au placement de fortes traverses. De 1910 à 1930, on a exploité 7 couches dans les environs du puits ayant une puissance totale de 8 m. Comme en 1959, la mine Oesterfeld se rapprochait du puits avec des exploitations, il fallut de nouveau s'assurer de la sécurité du puits. La visite montra qu'il fallait prévoir un cuvelage-corset depuis le niveau de 156,50 m jusque 186,20 m avec une maçonnerie de base, ce qui ramènera la section utile à 3,75 m. Coupe du puits ainsi renforcé. Pour la réception des éléments, on a pensé à recourir aux ultra-sons, ce qui a donné des résultats absolument univoques. Des détails sont donnés sur les mesures de contrôles qui ont fait éliminer quelques éléments défectueux. Actuellement, cette méthode est bien au point et on compte l'inscrire dans la DIN 21501 relative aux cuvelages en fonte.

IND. **B 31** Fiche n° **31.625**

H.F. COLEMAN. Some aspects of high-speed tunnel driving in hard rock. *Quelques aspects du creusement rapide de galeries-tunnels en roche dure.* — **The Mining Engineer,** 1961, décembre, p. 177/189, 4 fig.

Exposé du 15 juin 1961 au North of England Institute of Mining and Mechanical Engineers à Newcastle. La tendance générale est la rapidité ; ses raisons particulières dans le cas de creusement de tunnels : climat, économie, durée fixée et nécessité de se garder une marge en cas d'incidents... ; quelques résultats pour 16 tunnels en galeries au rocher de Grande-Bretagne, faisant au total 35,5 km environ ; le record mondial en Ecosse : près de 170 m par semaine.

Etablissement du projet effectif à pression, équipement pour foration et son prix ; nuances d'aciers des fleurets, jumbos, chargement et déblocage. Problèmes de ventilation. Plan de tir et explosifs : consommations réalisées selon la nature de la roche. Bétonnage du tunnel ; son prix de revient. Entretien du chantier ; soutènement et sécurité. Discussion.

(Résumé Cerchar, Paris).

C. ABATAGE ET CHARGEMENT.

IND. **C 223** Fiche n° **31.506**

H.F.C. NEVILL et J.G.D. CRONE. Wear of rotary drag drill bits in granitic rock. *L'usure des taillants de foreuses rotatives dans les roches granitiques.* — **Bulletin of the Institution of Mining and Metallurgy,** 1962, février, p. 249/263, 8 fig.

Les roches dures granitiques imposent aux taillants en carbure de tungstène un travail d'usure qui doit retenir l'attention. Pour être économique, l'emploi de ces taillants doit être étudié de près : étude de l'angle de dégagement ; l'augmentation de cet angle diminue l'usure, qui elle-même est indépendante de la poussée.

Diverses considérations sont émises sur les dégâts aux taillants par chocs, sur la réduction de la puissance de forage. En somme, l'emploi du forage rotatif en roches très dures peut être économique, moyennant une étude rationnelle du matériel utilisé.

IND. **C 232** Fiche n° **31.404**

H. AHRENS. Ein einfaches Verfahren zur Erkennung des Reaktionsverhaltens verschiedener Typen von Bergbausprengstoffen. *Un procédé simple pour reconnaître le comportement réactionnel de divers types d'explosifs des mines.* — **Nobel Hefte,** 1962, janvier, p. 2/38, 54 fig.

Observations sur les divers caractères du processus de la détonation, celle-ci peut se définir : transformation chimique au cours d'un choc de compression. D'où 2 conséquences : reproduction des caractères de la détonation possible expérimentalement par onde de compression, on observe l'onde de choc dans l'environnement, le temps de propagation et dans certains cas l'éclair d'explosion. Secondement : le comportement cinétique pendant la réaction de l'explosif en tant que système transformable joue un rôle important sur le processus. Actuellement, on admet que le temps de réaction (ou encore la longueur de zone de réaction) est en relation étroite avec les caractéristiques explosives. Tout ce qui précède vaut pour les explosifs de sécurité avec toutefois une gamme composée depuis l'initiateur brisant jusqu'aux matières simplement combustibles.

L'auteur a donc effectué des essais d'explosifs divers (de mine) au mortier de coin et des radiophotographies par lumière détonante (appelée éclair à l'argon) qui montrent, outre l'onde de choc dans l'air, la dispersion des produits de la détonation.

C'est leur structure qui caractérise les explosifs. Ainsi, on a essayé des explosifs-gommes au rocher avec plus de 35 % de dynamite-gomme, des explosifs en couche à moins de 30 % de dynamite-gomme : a) explosifs de sécurité gélatineux - b) explosifs de sécurité au nitrate ammonique avec 10 à 20 % de dynamite - explosifs en couche et en ro-

che à moins de 10 % de dynamite - explosifs de sécurité à ions échangés.

Analyse des résultats au point de vue sécurité - Résumé - Bibliographie.

IND. **C 232** Fiche n° **31.518**

J. BOUCART. L'énergie libérée par les explosifs de sécurité. — **Explosifs,** 1961, 4e trimestre, p. 109/115, 5 fig.

Le calcul théorique de la chaleur d'explosion d'un explosif suppose une réaction de détonation idéale avec énergie dégagée maximale. Le but de la présente étude est de déterminer l'énergie dégagée par un explosif de sécurité dans des conditions choisies et de déterminer l'énergie nécessaire à l'initiation. L'auteur a adapté la théorie proposée par Schall à nos explosifs et déterminé expérimentalement, par des techniques spécialisées, les différents paramètres nécessaires pour les calculs. Il a ainsi utilisé pour la première fois ces formules pour déterminer l'énergie libérée par un explosif de sécurité au cours de sa détonation à l'air libre. A partir de ces considérations et par mesure directe de réaction sur radiographies, il a également déterminé une valeur de l'énergie d'initiation de cet explosif à granulométrie grossière. La bonne concordance de ces résultats et ceux trouvés par Fosse fournit un argument en faveur du bien-fondé des hypothèses sur lesquelles l'auteur s'est basé au cours de cette étude.

IND. **C 240** Fiche n° **26.861**II

J. COCU, D. SEELEMANN et M. GILTAIRE. Transmission de la détonation des explosifs en trou de mine. — **Revue de l'Industrie Minérale,** 1962, février, p. 129/143, 14 fig.

Les premiers essais signalés à la Conférence de Pittsburgh ont rappelé à l'attention le fait connu depuis longtemps (aussi bien dans le cas des explosifs militaires que dans le cas de charge creuse ou dans le cas de cavité entre l'explosif et le mortier) que l'expansion des gaz de la détonation provoque une onde de pression ou préonde qui peut avoir une vitesse nettement supérieure à la vitesse de détonation. Ahrens, Deffet, Grimshaw, Schall, Shepherd et Woodhead ont confirmé cette observation. Cybulski a effectué de nombreuses observations concordantes, mais il rejette l'idée que la cause des ratés serait une compression de l'explosif sans proposer d'autre explication. Johansson a étudié la détonation de cartouches commerciales de petit diamètre, 25 mm (Nigly. 35 %, nitrate 55 %). La dynamite dans ces conditions détone à sa vitesse inférieure et on obtient facilement des ratés : en tube de polythène, il y a raté si la surface de la section de cavité rapportée à celle de la cartouche est comprise entre 0,25 et 14.

Ces résultats ont incité le Cerchar à reprendre de nouveaux essais d'abord statistiquement en charges longues non confinées, puis à étudier les phénomènes physiques du tir confiné. Dans ce dernier cas, on analyse : 1) la formation du jet gazeux en avant de l'onde de détonation - 2) la vitesse de la préonde - 3) son influence sur la détonation - 4) des dispositifs pour obtenir la détonation complète : cordeaux détonants, emballage renforcé. En conclusion, l'incidence de la préonde sur la détonation d'une file de cartouches est assez difficile à évaluer à cause des intervalles entre cartouches. Si les cartouches sont bien jointives, il faut plusieurs mètres pour produire un raté. Dans le cas de cartouches continues de grande longueur en explosifs peu puissants, la préonde peut arrêter la détonation (surtout avec faible diamètre et emballage mince). La détonation peut alors s'arrêter et être suivie d'une combustion lente.

IND. **C 41** Fiche n° **31.589**

W. SPREE. Forciertes Strebausrauben durch ein neues Raubsystem. *Désameublement de tailles par un nouveau système.* — **Bergbau,** 1961, novembre, p. 403/405, 6 fig.

A la mine Scholven, dans le 7e quartier, on a exploité la couche Erda de charbon gras pendant 1 1/2 an. La puissance oscillait entre 0,70 et 1,05 m ; charbon très dur avec 10 à 15 cm d'intercalation à 30 à 50 cm du mur.

Bon mur de schiste dur à psammite, bas-toit de 60 cm de consistance variable avec surface lisse de séparation.

Exploitation : 2 tailles est et ouest, de 300 m avec bêles Groetschel et étançons Gerlach. Havage et chargement mécaniques en retour. Machines respectives SE III et SE IV avec champignons respectivement ordinaire et surbaissé de 200 mm pour saigner le banc supérieur très dur. Des essais de minage furent sans succès à cause du toit, aussi une haveuse complexe qui n'avançait qu'à 20 m/h et obligeait à remplacer les pics 3 fois sur une allée.

Par une bonne organisation on était parvenu à porter le rendement de chantier du début de 2,3 t à 4,2 t ; soutènement en quinconce avec 2 files d'étançons.

Vers la fin 1961, des difficultés se manifestèrent dans le chantier ouest et bientôt après à l'est. La consommation de bois au foudroyage passa de 0,90 DM/t à 1,55 DM/t et finalement on se rendit compte qu'il fallait rapidement évacuer les 2 tailles.

D'habitude l'avant-dernière et la dernière allée ou au minimum cette dernière sont boisées, après quoi on enlevait successivement la rangée au foudroyage, l'avant-dernière puis la dernière rangée. Ici le temps manquait et une nouvelle méthode s'est montrée avantageuse ; on est parti de la région la plus mal en point et on s'est replié des 2 côtés vers les galeries respectives ; avec 2 équipes de 3 hommes en moyenne on a, en 192 journées au total par taille, récu-

péré 2.000 bêles, 1.500 étançons, 286,50 m de couloirs de convoyeur, 300 m de chaînes et de câbles, haveuse et moteurs, câbles et tuyauteries, lampes d'éclairage, 21 piqueurs, 6 cylindres pousseurs, etc...

Pratiquement la récupération s'est faite sans perte.

IND. **C 4220** Fiche n° **31.502**

W.H. FLEMING. Recent developments in coal ploughing. Application in difficult conditions. *Récent progrès des rabots. Leur application en conditions difficiles.* — **Steel and Coal,** 1962, 26 janvier, p. 177/184, 19 fig.

L'auteur retrace la genèse du procédé de rabotage et l'évolution des machines de rabotage qui s'adaptent à des conditions difficiles telles que couches minces, pentes élevées, murs irréguliers, failles. Le rabot s'est également adapté au déhouillement des piliers et à l'exploitation de tailles courtes à grands avancements. Il donne les caractéristiques essentielles du matériel qui a fourni les solutions successives : le Westfalia Loebbehobel à double engin moteur de blindé aux deux extrémités de taille ; le Westfalia Anbauhobel à têtes motrices indépendantes du blindé ; les unités intermédiaires de retour ou de halage que l'on peut intercaler dans la taille pour le passage d'un accident géologique ; le Umbauhobel avec le moteur de halage placé du côté remblai ; les rabots à dents pivotantes pour couches dures. Le Reisshakenhobel, avec ses moteurs et les chaînes guides du côté remblai du convoyeur, a été conçu pour réduire le porte-à-faux et s'adapte à des conditions de gisement difficiles. Les constructeurs se sont inspirés du même objectif dans plusieurs dispositifs perfectionnant cette machine. Le rabot-tandem Westfalia est conçu pour donner la possibilité de raboter des bancs de charbon laissés au toit après l'abatage normal. La hauteur à déhouiller peut être très variable avec cet engin. L'auteur mentionne enfin les rabots-béliers rapides qui peuvent atteindre 105 m/min sur un front de 100 à 150 m. Il montre l'utilisation des rabots dans les dressants où des rendements élevés ont été obtenus dans d'excellentes conditions de sécurité.

IND. **C 4222** Fiche n° **31.385^{II}**

C. KAJFASZ. Amélioration de la marche d'une taille rabot. — **Bulletin de l'Association des Anciens Elèves de l'Ecole des Mines de Douai,** 1962, janvier, p. 774/777.

L'auteur étudie diverses difficultés que rencontre l'exploitation de la taille par rabot :

Chutes de toit, brusque dénivellation du toit, montée du blindé au toit, levée de la motrice de tête, déraillement de la chaîne du blindé.

Il décrit les moyens utilisés pour vaincre ces difficultés, analysant chaque cas particulier.

Il donne la marche à suivre pour découpler la chaîne du blindé, opération délicate qui comporte, pour éviter les accidents, l'observation d'une consigne pratique.

Les résultats obtenus sont exposés en conclusion :

La taille produit 602 berlines de 950 litres, soit le double de ce qu'elle donnait auparavant.

Le rendement taille atteint 4.956 kg contre 3.600 kg précédemment.

IND. **C 5** Fiche n° **31.510**

J.J. WALLACE, G.C. PRICE et M.J. ACKERMAN. Hydraulic coal mining research : equipment and preliminary tests. *L'exploitation hydraulique du charbon : l'équipement et les essais préliminaires.* — **Bureau of Mines, R.I.** 5915, 1961, 25 p., 13 fig.

Des expériences ont été réalisées par le Bureau of Mines pour l'exploitation hydraulique d'une couche de Pennsylvanie à flanc de coteau. On a utilisé un moniteur monté sur barre, donc déplaçable linéairement et orientable. Les pressions d'eau ont été jusqu'à 280 kg/cm^2. Les pénétrations obtenues à cette pression sont de 1,20 m en 20 secondes avec 900 litres d'eau par minute, l'orifice de la tuyère ayant 9,5 mm. Les intercalations pierreuses se pénètrent difficilement et le schiste de toit pas du tout.

Les facteurs de succès sont multiples : proportionnement de l'équipement, de la lance principalement, plan d'exploitation, expérience du personnel, nature du charbon, etc. On a fait des expériences avec un moniteur monté sur une chargeuse. La méthode est de nature à rendre l'exploitation plus économique. Déjà appliquée depuis plus de dix ans en Amérique, dans des conditions un peu différentes sur le gisement de Gilsonite, sorte de charbon très bitumineux, appliquée aussi dans des mines étrangères, l'exploitation hydraulique semble avoir un avenir intéressant dans de nombreux cas, où l'évacuation de l'eau ne pose pas un problème trop difficile.

Le matériel utilisé doit être bien étudié en fonction des conditions particulières. Les avantages au point de vue de la sécurité sont certains.

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTENEMENT.

IND. **D 21** Fiche n° **31.545**

J.E. MARR. Subsidence observations in the South Lancashire coalfield. *Observations d'affaissements de terrains dans le bassin du Sud Lancashire.* — **Sheffield University Mining Magazine,** 1961, p. 24/35, 8 fig.

Le bassin du Lancashire s'étend sur une bande de 60 × 10 km environ. La pente des couches est moyenne et les failles sont nombreuses. Profondeurs exploitées entre 300 et 1.000 m. De nombreuses observations topographiques ont été faites pour vérifier les effets de l'exploitation sur la surface du sol. On peut en tirer les conclusions suivantes. Le maximum

d'affaissement, pour des couches de moins de 30 cm/m d'inclinaison, se situe à la normale au centre du front de taille. La zone d'affaissement est sensiblement d'allure symétrique et s'atténue plus vite, au-delà des limites de la taille vers la pente montante, que vers la descente. L'angle de la ligne de propagation de l'affaissement, quand le rapport de la largeur à la profondeur est grand, est de l'ordre de 35° par rapport à la normale. Dans les exploitations plus profondes où ce rapport est plus faible, l'angle est inférieur à 35°. La couverture permo-triasique, qui existe dans certaines parties du bassin, influence peu l'allure de l'affaissement à la surface. L'existence de plusieurs exploitations superposées a un effet très dommageable sur la fissuration des bâtiments de surface. Dans les couches inclinées 25 à 30 cm/m, la déformation maximum de tension du côté de l'aval de la taille est 2 1/2 à 3 fois plus grande que du côté de l'amont. La somme des 2 maxima de la déformation de tension est égale à la déformation de compression maximum. Les failles accroissent peu l'affaissement constaté. Toutefois, à l'endroit du passage de la faille à la surface, les dommages sont souvent sévères, mais du côté où la faille produit un relèvement des terrains, l'affaissement est réduit. Quand la faille traverse le Permo-Triasique, la fissuration est intense et les fissures sont généralement parallèles à la direction de la faille jusqu'à environ 300 m de celle-ci.

IND. **D 2221** Fiche n° **31.422**

A.H. WILSON. The measurement of rock stress. *La mesure des efforts subis par les roches.* — **Colliery Guardian,** 1962, 25 janvier, p. 118/127, 10 fig.

Après quelques considérations théoriques sur la relation entre les efforts mesurés en un point d'un milieu élastique et ceux que subit le milieu environnant, l'auteur montre que les jauges introduites dans les trous de sonde doivent, pour fournir des mesures satisfaisantes, posséder un haut module d'élasticité. Le bronze convient particulièrement et plusieurs modèles de jauges à résistance électrique sont décrits. Leur construction comporte des scellements faits à l'araldite, sorte de résine, et un dispositif de compensation de température, celle-ci pouvant fausser les mesures. De nombreux essais ont été pratiqués en laboratoire et en différentes roches pour vérifier l'exactitude des mesures obtenues par ces jauges dynamométriques et l'auteur fournit les diagrammes relevés, portant en ordonnées les charges imposées aux dalles servant d'échantillons de roches et en abscisses les déformations relevées par les jauges. La concordance avec les valeurs théoriques se montre généralement satisfaisante. Le placement des jauges dynamométriques dans les trous de sonde doit réaliser un contact intime (ceci au moyen de trous et de jauges ayant seulement 1° de conicité et assemblage à la résine « Araldite »). Lorsque la roche est peu cohérente, on fore un trou plus grand que l'échantillon et l'intervalle est rempli par un ciment expansible. Celui-ci doit être de bonne qualité et judicieusement utilisé pour pouvoir appliquer les formules ordinaires : le module d'élasticité de la roche étant compris entre $0{,}5 \times 10^6$ et 3×10^6 psi, celui du ciment par contre peut être $= 1{,}5 \times 10^6$ psi.

IND. **D 2221** Fiche n° **31.549**

R. SHEPHERD. Measurement of rock pressures in mines. *La mesure des pressions de terrains dans les mines.* — **Sheffield University Mining Magazine,** 1961 p. 71/84, 17 fig.

Le contrôle du toit, rendu plus nécessaire par les grands avancements, comporte nécessairement la mesure des efforts subis par les roches et des déformations ou mouvements. Les matériaux de revêtement, en particulier le béton, bénéficient des mêmes mesures. Les instruments utilisés à la mesure sont de divers ordres. Les plus précis sont les jauges de contrainte avec des techniques de transformation d'enregistrement. L'auteur décrit l'extensomètre, à bande de cuivre au beryllium tendue entre 2 points de jauge, élaboré par le M.R.E. Des jauges de contrainte à résistance active sont attachées de chaque côté de la bande et forment les 2 côtés d'un pont dont les 2 autres sont des jauges semblables attachées à une bande inactive. Un autre équipement utilisé pour le béton emploie une méthode sonique de corde vibrante pour évaluer les déformations. Une autre classe d'équipement mesure les efforts dans les roches.

Il existe plusieurs jauges dynamométriques semblables utilisables dans des trous de sonde ou autrement suivant les cas. Leurs indications, de caractère relatif, peuvent donner, par déduction, la valeur absolue de l'effort subi par la roche. La charge subie par les étançons ou par les remblais est mesurable grâce à une catégorie d'équipements bien adaptés : capsule hydraulique de pression, cellule de charge, dynamomètre pour boulon de toit, dynamomètre de remblai. Ils sont pourvus en général de moyens d'enregistrement en même temps que d'indication.

L'emploi de ces instruments a beaucoup avancé la connaissance des pressions de terrains et de leur comportement, au grand bénéfice de la sécurité des exploitations souterraines.

IND. **D 41** Fiche n° **31.401**

X. Soutènement (3e partie). Soutènement en taille. Chap. VI. Schémas et méthodes de soutènement au chantier. Chap. VII. Conclusions générales. — **Revue de l'Industrie Minérale,** 1961, 15 décembre, p. 655/687, 59 fig.

Chap. VI. — A. Observations préliminaires : inconvénients du soutènement métallique : trop lourd,

pour être efficace il doit marcher seul ; méthodes et conditions d'emploi de ce matériel.

B. Importance relative des méthodes de soutènement dans les houillères françaises (tableau).

C. Divers types de soutènement métallique (étançons hydrauliques ou à friction).

1. *Tailles à pendage modéré :* a) soutènement montant ou par cadres (schéma à 2 ou plus souvent 3 allées) - b) soutènement chassant : par flandres (longues bêles parallèles au front) - c) stabilité ou soutènement en taille - d) blindage du front - e) tailles foudroyées - f) tailles remblayées - g) tranches descendantes en veine puissante.

2. *Exploitation par soutirage en veine puissante :* a) recoupes - b) longues tailles à soutirage - c) accroissement de la hauteur de tranche non tracée.

3. *Chantiers à fort pendage :* a) pilots - b) étançons hydrauliques.

4. *Points singuliers.*

D. Modes d'emploi du soutènement marchant : 1. *Plateures :* a) soutènement par pile monobloc - b) soutènement en tandems parallèles - c) soutènement en tandems séries. 2. *Pendages élevés :* soutènements Hoesch et Ferromatik - en semi-dressant, piles Gullick - éléments Sahé-Somemi.

Chap. VII. — Conclusions générales; la prochaine étape est la télécommande complète de la taille, en chantier régulier et à bonnes épontes on en est assez proche ; les tailles moins favorables (la majorité) se prêtent mal à la réalisation de tels progrès. On y parviendra par a) le télécontrôle des abatteuses pour qu'elles restent en couche - b) les machines puissantes traversant les rejets - c) le soutènement mécanisé quasi jointif.

Les autres sources d'énergie imposent un relèvement du rendement de 150 à 200 %.

IND. **D 430** Fiche n° **31.395**

X. Soutènement (3e partie). Soutènement en taille. Chap. I. Introduction générale. Chap. II. Les étançons métalliques - A. Conception générale. — **Revue de l'Industrie Minérale,** 1961, 15 décembre, p. 475/486, 4 fig.

Chap. I. — A. Mission et moyens du soutènement - principes : a) ne pas détruire le terrain - b) renforcer le terrain pour autant que ce soit possible - c) ne pas s'opposer à l'inévitable (le ralentir temporairement).

B. Evolution du soutènement : le bois (encore en dressant) - l'étançon métallique rigide - l'étançon coulissant à friction, le chapeau métallique - l'étançon hydraulique - le soutènement marchant.

Vocabulaire utilisé.

Chap. II. — Les étançons métalliques - A. Conception générale.

1) Passage du bois à l'étançon métallique.

2) Adaptation à l'ouverture des chantiers et à leur convergence : l'étançon doit pouvoir se caler dans l'ouverture du chantier, il doit pouvoir absorber la convergence inévitable.

3) Caractéristiques de l'étançon. Le problème de résistance se pose ainsi : donner à l'étançon la charge de serrage compatible avec la nature du terrain et à la valeur finale du coulissement celle qui permet la manipulation.

4) Flambage : les étançons de grande hauteur sont sujets à flamber, il est par exemple illusoire de donner 60 t de résistance au coulissement à un étançon de 3 m placé sur un mur dur.

5) Facilité de manipulation : le poids ne peut dépasser 50 à 70 kg, être exempt d'arête vive, la clavette de serrage peut être désagréable, des pieds trop larges ont un effet fâcheux, dans le Nord on est repassé de 400 cm^2 à 250, sauf rotule.

IND. **D 432** Fiche n° **31.396**

X. Soutènement (3e partie). Soutènement en taille. Chap. II. Les étançons métalliques - B. Les étançons à friction. — **Revue de l'Industrie Minérale,** 1961, 15 décembre, p. 486/521, 63 fig.

I. Description générale : a) principe de l'étançon à frottement - b) courbe caractéristique - c) charge de pose - d) dispersion des essais - e) sauts - f) essais dynamiques.

II. Etançons anciens et récents : a) Gerlach 1937 - b) Gerlach 1947 - c) Gerlach 1950 - d) Gerlach tandem - e) G.H.H. classique - f) Schmidt Sabès S 51 - g) Gerlach Duplex - h) Sabès S 55 (licence Schmidt) - i) G.H.H. types MAR et MBR - j) G.H.H. à torsion - k) Schwarz-Radiac.

IND. **D 433** Fiche n° **31.579**

P.H. COOPER. High productivity mechanized mining, contribution of hydraulic supports. *L'exploitation mécanisée à grands rendements : le rôle des étançons hydrauliques.* — **Steel and Coal,** 1962, 16 février, p. 319/323, 3 fig.

Après la seconde guerre mondiale, les étançons hydrauliques ont commencé à se répandre et actuellement on en utilise plus de 1,2 M, soit 36 % du chiffre des étançons de tous genres, en Grande-Bretagne.

Des études de prix de revient avec emploi de ce mode de soutènement ont été entreprises dans divers pays et ont démontré l'économie du procédé qui, par ailleurs, facilite grandement le contrôle du toit et améliore la sécurité.

Les résultats comparés sont exposés avec les conditions d'emploi, données techniques, personnel occupé, rendements etc. Ils visent surtout à mettre en évidence l'économie d'emploi des Dowty Roofmaster dans l'exploitation des couches depuis 0,90 m jusqu'à 2 m avec pentes maximales de 25 cm/m assez régulières. Les grandes variations de puissance et de pente en limitent l'emploi. Le type d'étançon doit être adapté au type de machine et aux conditions

de gisement. La longueur de taille constitue un facteur important. On considère une longueur approchant de 200 m comme optimum.

Dans les tailles au toit friable, où un soutènement temporaire doit être fourni rapidement, le Dowty Hydropost résout le problème : il comporte sa propre pompe à main fournissant une mise en charge de 2 à 3 t qui peut monter jusqu'à 8 t où commence le coulissement, son poids est de 24 kg et ses joints sphériques assurent une bonne résistance axiale.

Dans les exploitations par chambres et piliers, la firme Dowty a mis au point un bouclier marchant en deux parties soutenues chacune par 4 vérins-étançons verticaux et reliées par 2 vérins horizontaux à double action.

IND. **D 433** Fiche n° **31.397**

X. Soutènement (3e partie). Soutènement en taille. Chap. II. Les étançons métalliques - C. Les étançons hydrauliques. — **Revue de l'Industrie Minérale,** 1961, 15 décembre, p. 521/549, 43 fig.

I. Généralités.

II. Description type : a) soupapes - b) joints - c) course - d) courbe caractéristique - e) essais dynamiques - f) manipulation - g) types d'étançons - h) fluide - i) corrosion.

III. Entretien et rentabilité des étançons hydrauliques : a) coût des réparations - b) entretien - c) rentabilité.

IV. Choix d'un étançon hydraulique.

V. Les étançons à pompe incorporée : a) étançon Dowty Standard - b) Monarch - c) Duke - d) Salzgitter - e) Princess I à III Sagem - f) Dobson - g) Polar - h) étançon français Eram - i) étançon allemand Rheinstahl-Wanheim type H 58.

VI. Les étançons à volume de fluide constant, mais à pompe ou moteur de pompe extérieur : Kronprinz (allemand) B.W.G. système Noé (id.).

VII. Les étançons hydrauliques individuels alimentés par un réseau extérieur : a) étançon Klöckner-Ferromatik - b) étançon allemand G.H.H. télescopique - c) étançon français Perlor (licence Somemi).

IND. **D 44** Fiche n° **31.398**

X. Soutènement (3e partie). Soutènement en taille. Chap. III. Les chapeaux métalliques articulés. — **Revue de l'Industrie Minérale,** 1961, 15 décembre, p. 550/572, 32 fig.

A. *Historique* : introduit en France en 1945.

B. *Description* : I. Caractéristiques générales : a) légèreté et résistance - b) facilité de reconformation - c) maniabilité (articulation, mise en serrage) - d) liberté angulaire de l'articulation - e) variété des modèles.

II. Chapeaux spéciaux : a) blocage de l'articulation - b) blindage du front de taille.

III. Résumé des principales tendances dans la conception de l'articulation et de la serrure.

IV. Caractéristiques particulières de quelques chapeaux articulés.

C. *Conditions d'emploi des chapeaux articulés* : avantages principaux : maniabilité - libération du front - largeur ouverte constante - pose et dépose faciles - continuité des manœuvres - mouvements rapides et de faible amplitude ; inconvénients : coût élevé - difficultés quand le toit est irrégulier, encombrement et poids en couches minces, instabilité quand on prolonge le porte-à-faux.

D. Avenir des chapeaux articulés : dans l'état actuel de l'évolution technique, on peut estimer que le chapeau de 1,20 m avec un porte-à-faux côté front de 80 cm suffit largement aux machines courantes, son emploi tend à s'étendre.

Annexe : stabilité transversale du soutènement en taille.

A. Soutènement articulé libre (calcul) - B. soutènement en poutre continue (id.). Conclusion : la libération des articulations n'est pas recommandable en toit fragile.

IND. **D 46** Fiche n° **31.399**

X. Soutènement (3e partie). Soutènement en taille. Chap. IV. Les piles. — **Revue de l'Industrie Minérale,** 1961, 15 décembre, p. 573/585, 19 fig.

Historique. Origine : les piles de bois équarris et billes de chemins de fer sont très anciennes - piles métalliques à effondreurs - piles hydrauliques qui se développent actuellement (en soutènement marchant).

A. Les piles caissons (ou mécaniques) :

1. Introduction.

2. Types de piles : a) d'après le matériau (bois ou acier) - b) d'après leur structure : charpente en profilé, caisson - c) d'après leur assemblage : bloc, démontable.

a) piles en bois dur - a') piles mixtes - a") piles métalliques.

3. Mode d'emploi : à l'arrière-taille en 1 ou 2 lignes.

4. Caractéristiques de l'emploi : a) résistance à l'écrasement - b) déplacement, performances, coûts - c) effet sur la convergence et la tenue du toit.

5. Conditions d'emploi : emploi homogène, dense aussi rapproché que possible du front de taille.

6. Conclusion : l'emploi des piles caissons a marqué un progrès dans le soutènement en taille.

B. Les piles hydrauliques :

1. Piles britanniques : a) pile Dowty de 50 t à volume d'huile constant - b) pile Wild (Desford) à eau perdue.

2. Piles allemandes : a) pile Schwarz - b) variante Hydrofant (Schwarz).

IND. **D 47** Fiche n° **31.400**

X. Soutènement (3e partie). Soutènement en taille. Chap. V. Le soutènement marchant. — **Revue de l'Industrie Minérale,** 1961, 15 décembre, p. 586/654, 80 fig.

A. Introduction : le déplacement automatique du soutènement hante depuis longtemps les rêves des mineurs, le soutènement hydraulique en hâte la réalisation.

B. Conception du soutènement marchant : historique (1952 en Grande-Bretagne). 1. Vérins verticaux - 2. Densité de soutènement - 3. Chapeaux - 4. Semelles et châssis - 5. Ripage - 6. Stabilité - 7. Bouclier arrière - 8. Planchers préalables - 9. Corrosion externe - 10. Alimentation : a) fluide, b) pompes, c) valves et flexibles - 11. Automatisme - 12. Entretien - 13. Rentabilité du soutènement marchant.

C. Description des principaux types de soutènement marchant :

1. Soutènement autonome : a) pile Gullick-Seaman standard - b) pile Gullick à 5 étançons - c) pile Dowty « minor » - d) pile Wild (Desford Goal-Post) - e) pile Sahé-Somemi Provence.

2. Soutènement en tandems parallèles : a) « Roofmaster » Dowty - b) « Double two » Dobson - c) éléments Gullick-Seaman type GRS5 - d) soutènement Ferromatik en plateures et en dressants - e) soutènement marchant Hoesch - f) soutènement Westfalia - g) soutènement Sahé-Somemi type Bruay - h) piles Sahé-Somemi Lorraine - Lunéville (dites universelles) - i) piles Lorraine - Lunéville.

3. Soutènement en tandem-série : a) Bolton - b) Somemi - c) Wild « Gull-wing Desford ».

4. Soutènement marchant en traçage : a) le Canopy Dowty - b) le bouclier Radjo.

5. Autres soutènements marchants : a) Ferromatik adapté au bassin de Lorraine - b) soutènement grimpant (pour tranches horizontales montantes).

D. Avenir du soutènement marchant. Avantages divers : hauts rendements, grands avancements - progrès à envisager : la stabilité individuelle, l'habitabilité - peut-on espérer la taille sans homme ? - blocage par les grosses houilles - niches de rabot - dames de remblai le long des voies - 2 annexes.

IND. **D 47** Fiche n° **31.548**

R. VAN DE VELDE. The installation of Gullick five leg chocks on a Trepanner unit. *L'installation des piles Gullick à 5 étançons dans des chantiers exploitant par Trepanner.* — **Sheffield University Mining Magazine,** 1961, p. 67/70, 2 fig.

Le soutènement à piles marchantes Gullick comporte 4 étançons hydrauliques assemblés sur un bâti de base et reliés au toit par un cadre quadrangulaire et 1 étançon hydraulique à l'avant, contre le convoyeur, à base indépendante supportant une bêle en porte-à-faux articulée avec le cadre quadrangulaire. Un vérin horizontal relie l'étançon avant au bâti qui supporte les 4 autres et permet de pousser le convoyeur blindé. L'ensemble couvre au toit une longueur de 2,40 m environ dont 0,82 m en porte-à-faux par dessus le blindé. L'installation décrite, au Charbonnage de Westhorpe, fonctionne dans une taille de 180 m à la profondeur de 303 m dans la couche Thorncliffe de 1,14 m. La taille produit 2.500 t/semaine avec un rendement de 7,5 t. Le charbon est abattu au trepanner.

L'auteur décrit le transport sur place et l'installation des étançons-piles, 120 au total, la signalisation.

On a réussi à réduire à 32 h le temps total de l'installation de ce mode de soutènement dans une taille de 180 m, avec une préparation bien faite et un travail bien organisé. Une installation semblable a été faite dans la même couche et a pris 31 h. L'auteur pense qu'avec de l'expérience, on arrivera à un peu plus de 24 h.

IND. **D 47** Fiche n° **31.592**

W. MOMMERTZ. Die pneumatische Wanderwand, ein Versuch zur Vollmechanisierung des Abbaus steil stehender Flöze. *La paroi mobile pneumatique, un essai de mécanisation totale de l'abattage en dressant.* — **Glückauf,** 1962, 28 février, p. 272/275, 5 fig.

Ce procédé, étudié par la Bochumer Bergbau A.G., a été essayé dans la couche Sonnenschein, taille de 60 m, ouverture variant entre 2,30 m et 3,20 m, pente 5,4°. Le soutènement a subi de nombreuses modifications et peut être considéré comme arrivé à un stade stable. La « Wanderwand » est constituée de cadres à 4 étançons attaché l'un à l'autre par deux câbles qui sont amarrés en galerie de tête à des treuils de relevage et de sécurité. Les cadres doubles superposés ont 1.330 mm de longueur et 1.375 mm de largeur ; fixés entre toit et mur par 4 étançons, ils sont pourvus de patins de glissement et, du côté des remblais, ils portent de grands coussins remplis d'air pour retenir les remblais, la face avant sert de guide pour une haveuse. Disons tout de suite qu'à ce point de vue l'essai n'a pas réussi, le charbon étant trop fragile et s'écoulant sur la hauteur de l'allée.

Une telle couche demanderait une méthode spéciale d'auto-abattage, sans personne dans la taille ni soutènement.

Il n'en reste pas moins que le système de soutènement proposé jouit de grands avantages : il convient bien comme support d'une machine d'abatage et peut servir de base à la taille « sans homme ». Abattage, soutènement et remblayage peuvent s'effectuer simultanément, permettant ainsi l'abattage à trois postes.

Tel quel, ce procédé avec abattage manuel économise déjà beaucoup de main-d'œuvre.

IND. **D 54** Fiche n° **31.517**

J.P. ROIDOT. Le remblayage hydraulique. Sables - Lavées - Ecoulements. — **Revue de l'Industrie Minérale,** 1962, janvier, p. 37/60, 21 fig.

Le présent travail a précédé les articles publiés en avril et mai dans l'Industrie Minérale et n'apporte donc rien de nouveau, mais, comme le note le Pr. L. Vieilledent, c'est un exemple remarquable de l'étude expérimentale d'un phénomène physique à l'échelle industrielle et des difficultés pratiques auxquelles elle se heurte.

1. Etude théorique des variations de densité du sable en fonction de sa teneur en eau. 2. Etude expérimentale de la lavée. 3. Etude expérimentale du sable déposé au chantier. 4. Etude expérimentale du sable fourni par l'extracteur de la salle de remblayage. 5. Etude théorique des caractéristiques de la lavée. 6. Corrélation entre débit de sable et dilution de la lavée. 7. Etude des lois de l'écoulement de la lavée dans les canalisations. 8. Etude de la dispersion des résultats expérimentaux, recherches de nouvelles formules d'ajustement.

9. Résumé. Les installations de Merlebach fonctionnent à colonnes de puits pleines. Le débit de lavée L et la dilution réelle u se déterminent en fonction des données géométriques, données du sable et eau d'apport. Un nomogramme a été construit pour faciliter l'utilisation des résultats expérimentaux. L'automaticité des machines de remblayage supplée à l'imprécision des résultats expérimentaux et formules.

IND. **D 62** Fiche n° **31.542**

G. ZEPPERNICK. Mine roadway supports under difficult conditions. *Le soutènement de galeries de mines en conditions difficiles.* — **Journal of Leeds University,** n° 37, 1961, p. 45/51, 14 fig.

L'auteur présente une étude comparative très détaillée sur les qualités de résistance des cintres en laminés de profil U, genre Moll ou Toussaint-Heintzmann et de profil I. Des essais de résistance avec machines de laboratoire, prises de diagrammes (charge de flexion/degré de flexion) ont été pratiqués sur différents profils, l'acier ayant, ou non, subi un traitement thermique. D'autre part, des exemples d'application pratiques sont cités permettant d'apprécier les performances des modes de revêtement. D'une façon générale, les cintres coulissants se sont imposés dans les conditions difficiles de soutènement et le profil des laminés TH s'est montré plus avantageux que le profil I.

IND. **D 62** Fiche n° **31.603**

H. BERG. Senkstützen. *Pieds de cintre coulissants.* — **Bergbau,** 1962, janvier, p. 1/12, 27 fig. et février, p. 41/49, 22 fig.

Le choix d'un soutènement dépend des sollicitations et de leur orientation. D'après Weber, les nombreuses mesures effectuées en plateure ont suffisamment montré que les pressions proviennent du décollement des bancs (voir aussi par ex. A.M.B. 1960, décembre, page 1289, fig. 6) dans les pendages raides et, lorsque les bancs sont libres de se décoller, il arrive qu'ils se détachent en taille dans une direction perpendiculaire au front et glissent brusquement par leur propre poids sur une grande longueur de voie qui en est obstruée. Spruth et Winkhaus signalent aussi une telle orientation des pressions. En tailles boisées, la surveillance fait parfois poser des étais obliques pour empêcher ce mouvement. En résumant ses observations et conformément aux vues de Wöhlbier et Ambatiello, Weber estime que le soutènement des galeries de chantier doit être coulissant avec une certaine articulation.

A la suite d'une expérience de plusieurs années à la mine Frans Haniel (plus de 8.000 m de galeries), Bold et Wild ont groupé les modes de soutènement en 3 types et établi le prix de revient total de 100 m de galerie : a) bêles en rail sur piles de bois bourrées - b) cintres articulés sur les mêmes piles - cintres coulissants articulés. C'est ce dernier cas qui est le plus économique. En plaçant le coulissement aux pieds du cintre, on peut économiser des recarrages. Actuellement de nombreuses firmes offrent des cintres à pied coulissant pour galeries. L'auteur en esquisse une revue : type Reppel à 2 clavettes opposées - caisson en 2 pièces sur la hauteur, serré par étrier, de la firme Stahlausbau - caisson à clavette renforcée, de Waskönig - coulissement à lamelles GHH - coulissement à coin Eisenwerk Rothe Erde - clavette verticale auto-serrante (à talon), système Schwarz - clames serrant 3 profilés dont les 2 extérieurs forment caisson, système Moll (rappel du cintre Moll de la même firme) - soutènement avec caisson à étrier supérieur et cliquet à la base, rampes de glissement à rainures sur chevron, système Becorit - pieds Thyssen à fente en oreille ovale - soutènement Lorenz - T.H. à articulation à la clef et pieds coulissants.

Au sujet des caissons Wasskönig signalés dans la première partie, l'auteur note encore et représente un modèle renforcé avec clames et cliquet facilitant le démontage.

2e *groupe.* Pied prismatique GHH avec blocs de bois de remplissage - Senkstoss Moll déjà signalé par W. Wiebecke à la Conférence sur les pressions de terrains, Liège, 1951 - Pied de coulissement Thyssen avec lame extérieure absorbant le travail d'affaissement par enfoncement progressif dans le caisson - variante Reppel qui travaille par écrasement - Système Gerlach de la Rheinstahl Wanheim avec clames griffantes.

3e *groupe.* Système GHH qui travaille par cisaillement - Système Alexander Schmidt où un poinçon large sépare 2 cornières en cisaillant successivement les boulons d'assemblage - Système Auguste Klönne où une paire de broches profilées poinçonnent une

plaque - Système Recker avec compression des ailes du profil en I dans un caisson en 2 pièces rapprochées vers le milieu.

4e groupe. Système A. Hoffmann d'écrasement de blochets en bois disposés en lits recroisés - Système Usspurwies avec extrémités des cintres inclinées vers l'extérieur qui doivent se redresser pour pénétrer dans le caisson - Système Schwarz pentagonal avec le sol de la voie, les éléments de base étant des étançons coulissants articulés avec les éléments de faîte, ces derniers du côté taille étant aussi coulissants (utilisés déjà dans une galerie il y a 25 ans).

Résumé : la crise demande une réduction des prix de revient, un poste important de celui-ci comprend l'entretien des galeries de taille. A cet effet, il faut utiliser au maximum la force portante du soutènement. Parmi les nombreux types actuellement réalisés, il faut choisir dans les 4 catégories celui qui est le mieux approprié au cas envisagé.

IND. **D 73** Fiche n° **31.593**

F. SCHUERMANN et F.G. LAPPE. Das Verfestigen zum Auslaufen neigender Kohle durch Einpressen von Kunstharz. *La consolidation contre l'écoulement des couches en dressant par l'injection de résine synthétique.* — **Glückauf,** 1962, 28 février, p. 275/280, 7 fig.

Ces essais d'injections de résine synthétique qui sont décrits ont montré que ce procédé est techniquement supérieur à tous les autres et notamment à l'injection de lait de ciment quant il s'agit de consolider une couche en dressant. Cette supériorité résulte en premier lieu de la grande solidité de cette résine après prise ; le procédé n'est pas toutefois applicable quand il y a présence d'eau, en outre son prix élevé la réserve à des cas importants.

Il paraît cependant que le procédé pourra être appliqué à la consolidation de couches et épontes moyennant l'emploi de résines synthétiques plus ordinaires avec adjonction de matières appropriées, liquides autant que possible servant de charge et diminuant ainsi le prix. On ouvrira ainsi un nouveau champ d'application pour la consolidation des terrains en tailles et galeries.

Le procédé ci-dessus est par exemple réservé aux parties de galeries pesantes et de longue durée d'emploi.

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. **E 122** Fiche n° **31.528**

H. KUNDEL. Erfahrungen mit hydraulischen Rückzylindern. *Essais avec cylindre pousseur hydraulique.* — **Glückauf,** 1962, 14 février, p. 220/224, 4 fig.

Le prototype d'un cylindre pousseur hydraulique avait déjà été réalisé en 1952 par les ateliers de construction Glückauf. C'est il y a environ 4 ans, en Grande-Bretagne, que les premiers essais au fond ont été réalisés et éveillèrent l'intérêt en Allemagne. Au début 1961, on a essayé, en République Fédérale, les 2 premières tailles avec pousseurs hydrauliques. L'auteur discute les conditions d'emploi qui ne sont pas identiques pour l'abatteuse à tambour et pour le rabot (différence d'avance et de fréquence de déplacement du convoyeur). Il y a deux systèmes possibles : le circuit ouvert ou le circuit fermé. Une 3e possibilité est le raccord à un circuit d'eau sous pression existant dans la taille, spécialement pour l'abatteuse à tambour avec circuit ouvert (pour le rabot, avance de 7 cm et progression de 1,40 m - le circuit fermé est indiqué). Le fluide peut être simplement de l'eau ou bien une émulsion à 1/100e ou 1/50e de pétrole. Détails sur la construction et le mode de travail : poussée plus forte et plus rigide que celle de l'air comprimé. En Grande-Bretagne, l'extension rapide de l'utilisation du rabot est la cause déterminante de l'emploi du poussoir hydraulique qui dans de nombreux cas était seul capable de donner une passe économiquement suffisante. Les essais en Allemagne ont établi simultanément les avantages du cylindre pousseur hydraulique aussi bien pour l'abatteuse à tambour que pour le rabot.

IND. **E 1310** Fiche n° **29.111III**

P. DUMONTEIL. Le calcul des tensions dans la courroie d'un transporteur. — **Revue de l'Industrie Minérale,** 1962, février, p. 109/117.

Depuis la parution de la première partie, l'auteur a pu tenir compte des résultats de nouvelles mesures du Prof. Vierling ; celles-ci se rapportent à 4 cas : dans tous les cas, l'auge est de 30°, les deux premiers convoyeurs ont des longueurs considérables (1353 m et 2040 m). Pour ces longueurs, les résistances secondaires ne dépassent pas 5 % de l'effort de transport horizontal, ce qui vérifie la méthode de l'auteur pour calculer les résistances primaires ; outre les cas de rouleaux de retour en acier, deux des mesures nouvelles concernent des convoyeurs avec rouleaux inférieurs à disques en caoutchouc. La bande du convoyeur de 2040 m a ceci de particulier que les deux recouvrements en caoutchouc de la bande ont la même épaisseur, 7,75 mm, en vue de permettre le retournement quand le recouvrement supérieur par destination sera usé. Sur trois des convoyeurs, les plis sont en rayonne/rayonne ou en rayonne/nylon, seul celui de 2040 m a une âme en acier. Trois des quatre convoyeurs ont 2 tambours moteurs en tête et 1 moteur en retour. On a :

1 = 1353 m - Th.t calculé = 7,04, mesuré = 6,83
1 = 2040 m - Th.t calculé = 10,91, mesuré = 11,35
1 = 749 m - Th.t calculé = 3,64, mesuré = 3,59
1 = 415 m - Th.t calculé = 2,95, mesuré = 2,95

Plusieurs mesures ont été effectuées sur le 4e convoyeur : la première détonne sur l'ensemble, elle est vraisemblablement erronée, par contre les essais de longue durée concordent bien avec le calcul. La va-

leur moyenne de l'erreur relative $\varepsilon = -0{,}16$ % ; l'écart-type $\sigma = 3{,}4$ % ; l'erreur relative maximum ne dépasse pas 10 %.

Le calcul des tensions est donc satisfaisant ; quant aux puissances, il faut être prudent parce que la puissance que peut donner un moteur diffère peu de la puissance nominale garantie du constructeur. En appelant n le rendement de la transmission, pour la puissance nominale au moteur il faut : Pm = 1/n (Tv + 1,1 Th) v/0,075 ch en convoyeur entraîné et Tm = n (Tv — 0,9 Th) v/0,075 ch en convoyeur freiné par le moteur.

Des exemples sont donnés. Remarques finales. - Conclusion - Annexe sur le calcul approximatif.

IND. **E 1314** Fiche n° **31.527**

K. WEISE. Planung und Betrieb einer Grossbandförderanlage in der Hauptstreckenförderung der Zeche Franz Haniel. *Planification et réalisation d'une installation à longue bande armée pour le transport principal à la mine Franz Haniel. (Comité des convoyeurs continus du SKBV).* — **Glückauf,** 1962, 14 février, p. 211/220, 23 fig.

Frans Haniel est une mine jeune (1952). Elle extrait actuellement de 5.000 à 5.500 t/jour. Jusqu'à 600 m de profondeur, il y a 3 recettes, les galeries en direction sont E-W et les bouveaux N et S divisent la concession en 3 quartiers W, 1 central et 2 à l'est. Il y a 10 % de dressants. 70 % de l'extraction se font par abatage mécanique, 20 % au piqueur, le reste vient des préparatoires. A l'étage supérieur,il fallait exploiter très près des morts-terrains sans connaître leur situation précise. C'est pourquoi on a recours à l'exploitation rabattante. Le transport principal posait un problème de service dans une longueur de 1.300 m en ligne droite jusqu'au 3e point de chargement. Il fallait choisir : berlines, convoyeur à écailles ou bande armée. S'appuyant sur l'expérience déjà longue des mines de lignite, c'est cette dernière qui a été préférée. La comparaison des prix donnait : 6,688 M DM pour les berlines - 6,254 M DM pour le convoyeur à écailles et 5,368 M DM pour la bande armée, soit une économie de 1,32 M DM sur les berlines, ou environ 1.000 DM par jour de service. Des détails sont donnés sur l'installation qui comporte notamment une bande de 1,20 m de largeur avec au centre des fils d'acier de 5 mm tous les 11,2 mm, une enveloppe interne de caoutchouc soumis à des essais de cisaillement à encoche et une enveloppe extérieure en caoutchouc résistant à l'usure, soit en tout une épaisseur de 18 mm avec 104 fils d'acier. La station de commande comporte deux moteurs de 100 kW avec accouplements aux réducteurs Tschan et Voith. La station de retour est mobile sur rails et les à-coups de traction sont amortis par un treuil de tension et mouflages. A l'arrivée, le remplissage des grandes berlines (3.000 litres) est automatique (dispositif à transistors). L'installation est en marche depuis mars 1960. Elle donne toute satisfaction et permet un transport de 6.000 t/jour dans une section de bouveau de 12,50 m^2. Elle fait économiser le matériel suivant : 4 locos Diesel de 90 ch et 240 berlines de 3.000 litres. Le personnel est réduit de 3 hommes aux 100 tonnes.

IND. **E 1322** Fiche n° **31.526**

A. EWERS. Rationalisierungserfolge mit kurvengängigen Trogbandförderern in Abbaustrecken der Schachtanlage Friedrich Heinrich. *Résultats de la rationalisation par convoyeurs curvilignes à écailles dans des galeries de chantier de la mine Friedrich Heinrich. (Comité des convoyeurs continus du SKBV).* — **Glückauf,** 1962, 14 février, p. 206/211, 9 fig.

Vers la moitié de 1957 (jusque début 1959), l'installation d'un convoyeur Hemscheidt de 700 mm dans une galerie à 3 courbes et de 1050 m de longueur dans la couche Albert I et les multiples installations à bande de caoutchouc existant par ailleurs ont permis la comparaison des dépenses d'installation et d'entretien d'énergie, ainsi que de personnel de surveillance nécessaire dans les 2 cas. Le Hemscheidt complet, y compris 10 m de convoyeur PFOO d'alimentation, a coûté 461.720 DM. L'installation de 5 bandes avec accessoires aurait coûté 415.960 DM, soit 45.760 DM en moins, mais la surveillance demande 6 personnes au lieu de 2. Les frais globaux aux 100 m par jour s'élèvent finalement à 134 DM pour le Hemscheidt et 196 DM pour les bandes, soit 110.000 DM par an d'économie pour le Hemscheidt. A peu près au même moment, on a installé dans la couche Präsident-banc supérieur un convoyeur Eickhoff de 790 m de longueur et tablier de 540 mm, comparable avec une bande de 640 mm. Il n'y a plus ici qu'une courbe (de 95°). Les calculs établis comme précédemment donnent un prix d'achat de 362.400 DM pour le Eickhoff et 311.070 DM pour les bandes. Toutes dépenses comprises, le convoyeur Eickhoff revient à 806 DM par 100 m et par jour et les 2 bandes à 973 DM par 100 m et par jour, soit une économie pour le Eickhoff de 43.600 DM par an. Dans les 2 cas, l'économie provient surtout de la diminution du personnel nécessaire.

IND. **E 42** Fiche n° **31.610**

A.W.P. HALLETT. Arresters for overtravelled conveyances. *Arrêteurs de cage, évite-molettes.* — **Colliery Guardian,** 1962, 22 février, p. 243/254, 12 fig. et 1er mars, p. 270/277, 10 fig.

La prévention de la mise à molettes des cages acquiert une importance accrue dans le système d'extraction Koepe avec tour et machine au-dessus du puits, circonstance qui, par ailleurs, ne facilite pas la prévention. Les données du problème sont la vitesse de translation, la distance entre le niveau de

recette et le plancher des molettes, les masses en mouvement. Dans l'extraction Koepe, les solutions comportant une séparation du câble de la cage sont exclues. Les principaux moyens auxquels on a recours actuellement sont : 1) le rapprochement des guides produisant un coincement de la cage ; 2) l'arrêteur constitué par une série de câbles en nylon dont une extrémité est fixée et l'autre entraînée par la cage, l'extension pouvant atteindre 230 % de la longueur initiale ; 3) le freinage à l'air comprimé (pratiquement insuffisant) ; 4) les butoirs hydrauliques.

Le principe du freinage hydraulique appliqué depuis longtemps dans la construction des canons, des automobiles, des chemins de fer, etc., peut fournir la meilleure solution à la prévention de la mise à molettes. Le problème de dynamique est traité sous ses différents aspects. L'étude théorique doit tenir compte de plusieurs nécessités : la décélération ne doit pas dépasser la valeur de g, accélération due à la pesanteur ; l'énergie absorbée ne doit pas dépasser les limites de résistance des pièces intéressées ; la température de l'huile utilisée dans le mécanisme hydraulique ne doit pas dépasser un seuil admissible. L'élément essentiel à calculer est l'orifice donné à l'écoulement de l'huile.

Toutes les parties de la question sont discutées avec l'appui des formules à appliquer, des diagrammes et tableaux explicatifs.

La mine de West-Driefontein a appliqué au puits n° 5, à sa tour d'extraction, le système évite-molettes hydraulique. Il comporte 4 cylindres de 20 cm de diamètre. Deux câbles d'acier relient les tiges de pistons des cylindres opposés ; ces câbles enjambent les 2 compartiments des skips de sorte que la cage les soulève, rencontrant une résistance qui croît avec la vitesse. Un cas s'est présenté où le skip, échappant au contrôle de la machine à la vitesse de 7,50 m/s, a été arrêté à 45 cm de la limite de course sans dommage grave.

L'arrêteur hydraulique semble bien être le système d'évite-molettes le plus sûr. Il importe de disposer d'au moins 12,50 m de distance au-dessus de la recette pour des vitesses d'extraction de 900 m/min. Le coût d'une telle installation est compensé largement par la sécurité qu'elle apporte.

Plusieurs exemples de calcul des éléments du problème de retardation et d'arrêt sont traités en détail.

IND. **E 444** Fiche n° **31.595**

F. KANISS. Der Neubau der Seilprüfstelle der Westfälischen Berggewerkschaftkasse. *Nouveaux locaux de la station d'essai des câbles de l'Association professionnelle Westphalienne.* — **Glückauf**, 1962, 28 février, p. 285/291, 12 fig.

Vue d'ensemble et maquette du bâtiment complexe, façade des bureaux. L'ensemble comporte : a) un local pour la préparation des échantillons - b) le hall avec pont roulant pour les machines d'essai horizontales, des câbles et pièces de machine - c) hall perpendiculaire aux deux précédents avec machines d'essai verticales - d) local d'essai avec petites machines pour l'essai des fils séparés - e) atelier de conditionnement des échantillons et confection d'appareillages et appareils de mesure (arrière-bâtiment) - f) laboratoires de physique et de chimie - g) bâtiment des bureaux des spécialistes et employés. Vue des locaux et machines notamment : presse verticale de traction de 100 t - machine horizontale d'essai de traction de 1.000 t - machine horizontale de tractions répétées - contrôle électromagnétique des câbles - essai des rails de guidage et enregistreur d'accélération.

F. AERAGE. ECLAIRAGE. HYGIENE DU FOND.

IND. **F 123** Fiche n° **31.533**

M. AHMED. Reversible auxiliary ventilation. *La ventilation auxiliaire réversible.* — **Colliery Guardian**, 1962, 8 février, p. 177/182, 7 fig.

L'auteur présente un rapport intéressant sur des essais effectués au Charbonnage de Kinneil (Ecosse) concernant la ventilation des longs traçages ou galeries. On connaît les avantages respectifs de l'aérage soufflant et de l'aérage aspirant avec ventilateurs auxiliaires. Il est courant de les utiliser simultanément dans les creusements avec explosifs, mais il est préférable de les utiliser en succession en créant un aérage réversible.

L'auteur décrit le chantier qui a servi aux essais, galerie descendante de 3,30 m × 2,40 m creusée avec explosifs. Deux ventilateurs, l'un soufflant, l'autre aspirant pouvaient être actionnés alternativement, branchés sur une même conduite de guidons d'aérage.

Une installation téléphonique a facilité l'organisation des essais. L'efficacité de la ventilation auxiliaire a été appréciée par contrôle de la teneur de l'atmosphère au front de la galerie, en oxyde de carbone.

Des prises d'air suivies d'analyses étaient pratiquées au cours du travail et des diagrammes nombreux montrent les teneurs en CO en fonction du temps écoulé entre les tirs de mines. On peut résumer les résultats comme suit : l'aérage est très satisfaisant. Le temps entre le tir et le retour des hommes à front est de 12 à 15 min. Les ventilateurs doivent être de même capacité et la conduite bien étanche.

Quantité d'air : 10 m^3/min par m^2 de section de galerie.

Temps de la ventilation soufflante : 90 s, suivant immédiatement le tir. Temps du changement de l'aérage soufflant à l'aérage aspirant : 40 s. Temps

de la ventilation aspirante : 8 min. Temps du changement pour revenir à l'aérage soufflant : 40 s.

Les teneurs relevées en CO après le tir sont maxima (0,02 à 0,08 %) après 4 à 8 min. Elles retombent à 0,01 % après une dizaine de minutes.

IND. **F 130** Fiche n° **31.499**

F.B. HINSLEY. The testing of mine fans. *L'essai des ventilateurs.* — **Colliery Guardian,** 1962, 1er février, p. 148/158, 4 fig.

La méthode classique de détermination du rendement d'un ventilateur de mine comporte la mesure de la puissance sur l'arbre du ventilateur, ce qui est assez difficile surtout quand la commande se fait par engrenages ou courroie. La mesure de l'effet utile comporte aussi des mesures précises de la pression et du débit, ce qui prend assez bien de temps. En 1926 et 1928, Whitaker a proposé, dans deux articles, l'essai des ventilateurs par la mesure de l'élévation de température. C'est une méthode plus rapide mais sa précision ne peut guère dépasser ± 5 %. L'auteur en montre les raisons et note les difficultés qu'on rencontre dans son application. Notamment quand l'air est chargé de buée, une autre difficulté provient de la distribution non uniforme de l'air dont les filets courent parallèlement sans se mêler spécialement dans les ventilateurs hélicoïdes du fond. Pratiquement, la méthode convient surtout pour des mesures périodiques de routine (Essais à l'Université de Nottingham). La nouvelle méthode s'explique par une considération simple. Le ventilateur n'est rien d'autre qu'un compresseur à très basse pression. Les représentations se font sur un diagramme des p, v. On a le quadrilatère habituel avec la courbe de compression dans le ventilateur qui s'identifie le mieux avec une courbe isentropique.

Expression générale de l'énergie pour le passage d'une unité de poids d'air dans le ventilateur. Expression du travail de frottement dans le ventilateur et du travail utile. Calcul respectif de l'élévation isentropique de température. Erreur provenant de ce qu'on néglige l'humidité. Résultats expérimentaux.

IND. **F 21** Fiche n° **31.457**

VAVRO. Beitrag zur Frage der Grubengasentwicklung in den Strebbauen flachgelagerter Flöze. *Contribution au problème du dégagement de grisou dans l'exploitation des tailles des couches en plateure.* — **Bergbautechnik,** 1962, janvier, p. 35/42, 12 fig.

En introduction, l'auteur rappelle les généralités sur l'origine et la formation du grisou, puis il passe à l'exposé du phénomène de dégagement du grisou dans les tailles sous l'action des épontes qui poussent et se désagrègent.

L'auteur distingue trois phases dans ce processus, qui se relaient : la phase d'influence avant le passage de la taille, la phase d'abatage et la phase de foudroyage.

Cette systématisation est suivie d'une description des conditions qui prévalent dans le cas de toit schisteux tendre et, d'autre part, dans le cas de grès. Des conclusions sont tirées et comparées avec les résultats qu'on obtient dans le bassin d'Ostrau-Karwin par le dégagaze des couches.

L'auteur traite aussi de l'influence de l'exploitation chassante ou rabattante et du remblayage sur le dégagement du grisou. Finalement, des directives sont données pour le drainage méthodique d'une très grande utilité.

IND. **F 22** Fiche n° **30.390**

L.A.G.L. ARETS, W. MAAS, P.J. MUYSKEN, J. STUFKEN et F.C. WIJFFELS. Het voorkomen van mijngas en de strijd tegen te hoge concentraties bij de Staatsmijnen in Limburg. *Le gisement de grisou et la lutte contre les concentrations trop élevées de grisou aux Staatsmijnen.* — **Geologie en Mijnbouw,** 1962, février, p. 39/86, 72 fig.

1re partie : essais de laboratoire effectués pour déterminer la quantité de gaz absorbable par les diverses espèces de charbon néerlandais (caractérisé par les teneurs en M.V.) en fonction de la pression et de la température. Ensuite on a recherché le montant de gaz absorbé par du charbon qui vient d'être abattu au fond. Dans ces essais, chaque fois que le charbon avait été soumis à de grandes variations de pression mécanique au cours de l'abatage ou des travaux préparatoires, les valeurs trouvées étaient très faibles, tandis que, pour le charbon extrait d'un sondage profond et donc peu influencé, le montant de gaz adsorbé correspondait à la quantité de gaz normalement adsorbée.

2e partie : données sur les quantités de grisou dégagées à l'abatage, renseignements collationnés pendant des années ainsi que sur l'influence des couches au mur et au toit. On en déduit la quantité de grisou à attendre du gisement restant.

3e partie : lutte contre le danger du grisou par captage. Différentes méthodes, avantages et inconvénients. Difficultés au début et à la fin d'un quartier. Résultats du captage fonction de l'espèce de taille et de la ventilation.

4e partie : teneur en grisou de l'air de ventilation en cas de captage ou non. Inconvénients d'une vitesse de l'air insuffisante au droit des soufflards, solution du SMRE. Raisons du relèvement du taux de grisou admis dans les travaux, expérience acquise.

5e partie : avantages du dégazage aux travaux préparatoires et d'aménagement général quand on y mine. En second lieu, considérations sur les phénomènes de dégagements anormaux, causes probables et mesures prises.

IND. **F 24** Fiche n° **31.191**

I. MORRIS. Firedamp drainage in mines. I. Application in the Yorkshire. II. Practical benefits. *Captage du grisou dans les mines. I. Application dans le Yorkshire. II. Avantages pratiques.* — **Iron and Coal T.R.,** 1961, 15 décembre, p. 1279/1289, 7 fig. et 22 décembre, p. 1333/1344.

La répartition des sources de méthane qui libèrent leur gaz dans les travaux d'exploitation est esquissée, puis en fonction de cette répartition, l'auteur rappelle les buts principaux : sécurité et avantages économiques du captage du grisou.

La méthode de captage la plus courante dans le Yorkshire est celle des courts sondages, généralement montants, forés dans les terrains du toit de la couche en exploitation (longueur des sondages 7 à 12 m). Des essais de longs sondages (21 à 90 m) sont multipliés. Parfois, le grisou est aussi capté derrière barrages spécialement dans le cas de vieux travaux.

Après rappel de quelques données statistiques, la méthode des longs sondages est décrite en détail : longueur des sondages et des tubages, importance du forage régulier des trous, composition du grisou capté en régime d'écoulement libre, caractéristiques de débit et de pouvoir calorifique en cas de réglage de sondages mis sous dépression. Un captage sous dépression permet d'accroître les débits captés mais réduit la teneur en méthane du gaz. Le débit d'un trou est maximum lorsque sa distance au front est de 18 à 32 m. La production moyenne d'un trou montant est de 0,7 m^3/min ; celle d'un trou descendant de 0,23 m^3/min.

Le captage du grisou contribue toujours à une diminution de la teneur en méthane dans la voie de retour d'air. En certains cas, suivant la répartition de l'émission de grisou, il est nécessaire de forer des trous à partir de la voie d'entrée d'air.

Les critères d'appréciation du captage sont les courbes de teneur le long du circuit de ventilation du chantier avant et après le captage du grisou et la comparaison des pourcentages captés dans les divers chantiers.

On capte de 30 à 85 % du grisou total ; en général 55 % sans difficultés mais sans grande amélioration des teneurs. Le pourcentage capté est fonction du nombre de trous actifs et de la dépression d'aspiration.

On observe des réductions de teneurs en CH_4 dans l'air de 50 et même 80 %. L'endroit à partir duquel se manifeste cet effet du captage dépend des conditions d'émission du grisou et du système de captage.

Dans les tailles foudroyées comme dans les tailles remblayées, on observe une homogénéisation de la teneur dans la section et une tendance moindre à la formation de nappes de grisou au toit.

L'effet du captage ne se fait sentir qu'avec un certain retard qui dépend de la dépression appliquée.

On n'observe aucune influence du captage sur la tendance d'une couche à combustion spontanée. Le rapport CO/O_2 varie peu.

Les arrêts hebdomadaires du chantier ont peu d'influence sur l'émission du grisou et les quantités captées.

IND. **F 30** Fiche n° **31.299II**

R.H. ESSENHIGH. Combustion phenomena in coal dusts. Stonedust limit in normal gallery tests. *Phénomènes de combustion dans les poussières de charbon. Limites des poussières inertes dans les essais de galeries normales.* — **Colliery Engineering,** 1962, février, p. 65/72, 5 fig.

L'étude du mécanisme de la suppression de l'explosion dans les essais en galerie, au moyen de poussières inertes, aboutit à la conclusion suivante : la poussière inerte agit par déplacement, diluant le mélange, la concentration en charbon tombant sous la limite d'extinction de la flamme. Les concentrations en poussières de charbon sont en dessous de 0,3 g/litre. Les limites de poussières inertes se situent entre 40 et 60 %.

L'auteur recherche l'équation de l'extinction, la confronte avec les résultats expérimentaux et analyse l'influence de l'intensité de la source d'inflammation sur les limites des poussières inertes. Celles-ci sont également influencées par divers autres facteurs successivement analysés : teneur en matières volatiles du charbon, degré de finesse de la poussière inerte, type de matériau utilisé (sels alcalins, sels hydratés, carbonates et bicarbonates, etc...), présence de grisou. On a établi des relations empiriques entre ces facteurs d'inflammabilité.

IND. **F 412** Fiche n° **31.594**

L.H. ENGELS. Stand der Entwicklung von Geräten zum Beseitigen von sedimentierten Staub unter Tage. *Situation de l'évolution des appareils pour se débarrasser des couches de poussière au fond.* Rapport n° 30 de la Centrale de lutte contre les poussières et la silicose d'Essen-Kray. — **Glückauf,** 1962, 28 février, p. 280/285, 15 fig.

La concentration de poussières dans l'air de ventilation est fortement influencée par le tourbillonnement des poussières déposées par les déplacements du personnel et le transport. La fixation par des sels d'acide fort n'est pas recommandable dans tous les cas (corrosion des tuyauteries, colmatage des fronts de taille), le mieux est de l'éliminer.

L'article décrit quelques procédés ; les aspirateurs industriels sont insuffisants. Tables filtrantes avec bougies synthétiques de la firme Uhde. Installation roulante aspiratrice Hemscheidt (demande certains perfectionnements). Retroflux de la Standard-Filterbau Gesellschaft. Aspirateur à cyclone, peu mania-

ble, amélioré par un filtre à losange de la firme Wende et Malter. Le « Gleisbett » à deux étages de la firme Hemscheidt : les plus grosses poussières sont précipitées dans un cyclone, les plus fines restantes sont filtrées, l'installation est montée sur roues avec son propre moteur, elle parcourt une galerie à la vitesse de 5 m/min, surface de filtrage : 9 m^2, capacité d'aspiration 45 m^3/min. Appareil du même genre à 2 étages de la firme British Vacuum Cleaner, dont quelques installations sont en service en Allemagne : capacité d'aspiration 15 m^3/min avec une dépression de 0,32 kg/cm^2. Cet appareil qui donne des résultats a été perfectionné par la firme Hölter et C°, en collaboration avec le SKBV : le cyclone perfectionné est décrit.

Caractéristique parabolique de la tuyère d'aspiration, tissu filtrant en Perlon.

Conclusion : il n'existe pas d'appareil utilisable dans tous les cas, les perfectionnements en cours des appareils aspirateurs doivent retenir l'attention.

IND. **F 60** Fiche n° **31.564**

X. Grubenbrände fordern immer grosse Verlustopfer. Was kann und muss zu ihrer Verhinderung getan werden. *Les incendies du fond provoquent encore toujours de grands sacrifices. Que peut-on et que doit-on faire pour les éviter.* — **Gewerkschaftliche Rundschau,** 1962, février, p. 113/117.

A notre époque de mécanisation et d'automatisation, on n'échappe pas à des situations désagréables et compliquées. Des circonstances inévitables peuvent entraîner des pertes soudaines et inattendues de production, de matériel, de chantiers et hélas aussi de vies humaines. Les causes peuvent être très diverses : coups de terrains, éboulements, coups d'eau, dérangement géologique, explosions et incendies. L'expérience et les connaissances des mineurs responsables ne sont pas parfaites au point d'en attendre une initiative personnelle salvatrice dans tous les cas. Cette prévision impossible est aussi le risque de la planification et de la direction. Il ne faut pas en déduire qu'il n'y a rien à faire, mais au contraire être très prudent. C'est le cas spécialement pour les incendies du fond. La possibilité de les combattre n'est pas telle qu'on puisse y apporter un système de solution universelle. Avant tout il faut intervenir rapidement et savoir faire la part du feu, plus tard il faudra agrandir l'espace condamné. Quand l'incendie s'est développé, il est parfois dangereux de vouloir approcher trop des barrages par suite des gaz nocifs dégagés.

Dans les méthodes d'exploitation par foudroyage, il faut veiller à ne pas laisser de charbon dans la zone foudroyée, ce qui peut amener des élévations de température dangereuses. Quand on a acquis la conviction qu'un incendie est en voie de se développer, il faut :

a) l'attaquer au piqueur en évacuant après extinction les produits enflammés - b) envelopper le feu de toute part, pour lui enlever l'air frais - c) noyer le feu, surtout dans les points bas - d) barrages. Dès qu'il y a échauffement, il faut pratiquer l'analyse des gaz. Les déductions qu'on en tire dépendent du genre d'exploitation ; dans les exploitations peu profondes de Haute Silésie, il y a danger dès que

$$\frac{\%\ CH_4}{5} + \frac{\%\ CO}{13} + \frac{\%\ H_2 + \%\ Cn\,H_{2n}}{4} > 0{,}6$$

D'une façon générale, on calcule

$$\text{l'indice } K = \frac{CO \times 100}{0{,}265\,N_2 - O_2};$$

s'il dépasse 0,6, il y a oxydation anormale et danger d'incendie ; en incendie déclaré il atteint des valeurs de 25 jusque 60. Quant à l'empoisonnement par le CO : 0,0005 % est sans danger, de 0,005 % à 0,0100 : travail admis : 6 h, au-delà de 0,020 % : port du masque indispensable.

IND. **F 61** Fiche n° **31.547**

J. BLUNT. Underground fires. *Les incendies souterrains.* — **Sheffield University Mining Magazine,** 1961, p. 41/53.

L'auteur étudie d'abord le problème de la prévention des incendies souterrains et distingue les échauffements, où le feu couve, des incendies proprement dits. Les premiers affectent surtout les districts où le travail a cessé. Toute une série de mesures sont recommandées pour les prévenir ou y remédier. Les incendies de convoyeurs sont des plus fréquents, ainsi que le prouvent une statistique détaillée et de nombreux exemples. Un entretien soigné, la lutte contre les poussières, l'emploi de courroies ininflammables, l'ignifugation aux stations de chargement ou transfert et dans les galeries parcourues par les convoyeurs sont recommandés. Les câbles et appareils électriques sont une autre cause importante d'incendie qui demande une surveillance active. Sont examinés ensuite les incendies dus au havage, aux transmissions par courroie, aux installations de compresseurs, aux locomotives Diesel, aux transports par câble, à la contrebande, aux installations de drainage du grisou, aux explosifs.

L'auteur étudie enfin les moyens de lutte contre les incendies : équipement : réserves d'eau - extincteurs - transport de l'eau et des autres moyens d'extinction - sable - poussière ; approvisionnement et surveillance de l'équipement. Les règlements prévoient les mesures à prendre, quand un incendie est constaté, et un personnel spécialisé pour le combattre doit en être instruit. Les mesures prévues diffèrent suivant qu'il s'agit d'un incendie de faible importance ou de sérieuses proportions.

H. ENERGIE.

IND. H 124 Fiche n° 31.612

A.T. DINSDALE. (Consolidated Pneumatic Tool Cy). Generation and use of compressed air underground. *Production et emploi de l'air comprimé au fond.* — **The Mining Electrical and Mechanical Engineer,** 1962, février, p. 223/230, 6 fig.

L'électrification généralisée du fond a modifié l'emploi de l'air comprimé qui tend maintenant à être produit au fond par des unités proches du lieu d'utilisation et d'une capacité de 1,4 à 17 m^3/min.

Les compresseurs sont du type à pistons ou rotatif.

Les compresseurs à piston sont couramment à 2 étages, refroidissement par air, accouplement direct flexible, 750 tr/min, facilement transportables.

Les compresseurs rotatifs sont aussi à 2 étages généralement, rotors à aubes coulissantes, refroidissement par air ou huile.

L'article en décrit les caractéristiques essentielles. Il donne les recommandations réglementaires pour l'emploi au fond des compresseurs, leur mise en service, leur entretien, leur protection et leur contrôle de marche par appareillage électrique spécial.

On décrit ensuite les diverses utilisations de l'air comprimé au fond : forage rotatif ou à percussion ; forage avec captage des poussières ordinaires par injection d'eau ou d'air par le trou central du foret ou par aspiration d'air par le trou central ; haveuses et convoyeurs ; marteaux-piqueurs ; contrôle et appareils divers pour wagonnets ; remblayage pneumatique, tir à l'air comprimé avec cartouche à air utilisant un compresseur à la pression de 845 kg/cm^2 qui peut charger une cartouche par minute.

IND. H 332 Fiche n° 31.623

J.C. THERON-MULDER. Einige technische aspecten van recente ontwikkelingen in de gasindustrie. *Quelques aspects techniques de la récente évolution de l'industrie du gaz.* — **Geologie en Mijnbouw,** 1962, février, p. 95/102, 7 fig.

A côté du gaz provenant du charbon et connu depuis des années, il y a les gaz provenant de l'industrie du pétrole venus tard sur le marché. Leurs propriétés de combustion diffèrent notablement de celles du gaz de ville. L'auteur mentionne un certain nombre d'exigences à remplir pour obtenir une combustion normale quand le type de gaz est changé dans le réseau de distribution. Une explication est donnée de la façon de stabiliser une flamme à la sortie d'un brûleur. Un exposé final montre comment les brûleurs peuvent être adaptés à d'autres types de gaz par changement de l'orifice, pour autant que la pression et le nombre de Wobbe ($H/\sqrt{d}$) du gaz correspondent.

H = pouvoir calorifique, d = densité du gaz par rapport à l'air, p = sa pression, D = diamètre du brûleur. Dans la plupart des cas, il faut :

$$WD^2\sqrt{p} = \text{constante.}$$

IND. H 524 Fiche n° 31.408

W. HOCHSTETTER. Regelung von Synchron-Blindleistungsmaschinen. *Système de réglage pour les condensateurs-machines synchrones.* — **Siemens Zeitschrift,** 1961, décembre, p. 847/852, 9 fig.

Après avoir énuméré les nombreux cas où l'on utilise des moteurs synchrônes pour corriger le cos φ, l'auteur donne des exemples et décrit quelques modes de réglage.

Notamment : réglage à tension constante, limitation de l'intensité par relais à temps dans un intervalle fixé pour empêcher une surcharge thermique, limitation dans le domaine de sous-excitation pour assurer un fonctionnement stable, enfin réglage combiné du voltage et du courant en vue d'un fonctionnement optimum dans le réseau interconnecté.

Description du mode de fonctionnement de ces divers systèmes.

IND. H 554 Fiche n° 31.407

J. SCHOENE. Isolations-Mess und Ueberwachungseinrichtung für Grubensignalanlage. *Installations de mesure d'isolement et de contrôle pour les systèmes de signalisation minière.* — **Siemens Zeitschrift,** 1961, décembre, p. 830/834, 7 fig.

Dans les installations de signalisation du fond, câbles et appareils sont constamment exposés à des contraintes mécaniques et à des effets chimiques de sorte que des mises à la terre peuvent se produire qui peuvent fausser, par exemple, ou empêcher la transmission de signaux pour le transport du personnel ou des produits. C'est pourquoi la Firme Siemens et Halske a créé un système qui mesure continuellement et surveille le bon état du câble de signalisation. Des détails sur la réglementation allemande sont suivis d'une description du principe de fonctionnement et d'emploi.

I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES COMBUSTIBLES

IND. I 0140 Fiche n° 31.390

E. HOFFMANN. Fortschritte und Aufgaben der Steinkohlenaufbereitung. *Progrès et tâches de la préparation des charbons.* — **Glückauf,** 1961, 6 décembre, p. 1259/1541, 26 fig.

Historique du lavage. Les propriétés du charbon brut extrait, qui varient avec les conditions et les méthodes d'exploitation, influent sur les procédés employés pour le lavage. Avec une production de 6.000 t/jour, il faut compter récupérer en moyenne

un wagon de bois et 1 t de vieux fer. A cause de la mécanisation, les proportions de fines et de pierres ont augmenté. L'injection d'eau et l'arrosage aux points de déversement ont fait croître l'humidité des charbons. Des graphiques illustrent ces variations. Importance de l'égalisation des caractéristiques des charbons bruts grâce au stockage en silos. Tableau indiquant l'effet de ce stockage sur la granulométrie des charbons. Stations de triage et de concassage. Exemple d'installations modernisées.

Bacs à piston de lavage des grains. Appareil servant à la flottation des schlamms avec roue évacuatrice à cellules. Cellule de flottation « Difflot ». Considérations économiques. Conclusions. (Résumé Cerchar).

IND. I 21 Fiche n° **31.190IV**

Th. EDER. Probleme der Trennschärfe. IV. Nutzen der Trompschen Kurve. *Les problèmes de la précision de la séparation. IV. Utilité de la courbe de Tromp.* — **Aufbereitungs-Technik,** 1961, décembre, p. 484/495, 11 fig.

L'auteur décrit de quelle façon on peut calculer à l'avance l'analyse des produits finis quand on connaît la courbe de Tromp du procédé de séparation ainsi que la composition de la matière brute. Une garantie pour la teneur maximum en déclassés des produits finis ne peut être donnée qu'à la condition que la matière brute ait une certaine composition donnée. Il est expliqué à titre d'exemple comment formuler une garantie générale pour un classement de sable de verre. L'auteur prouve de combien doit diminuer la précision de séparation d'un hydroclassificateur quand on passe des fines aux grosses mailles de coupure. Pour un réglage donné d'un hydroclassificateur, le poids spécifique de la matière brute peut aussi avoir une légère influence sur la précision de séparation. La courbe de Tromp est la base indispensable pour toutes les déterminations relatives à la maille de coupure et la précision de séparation.

Quand il s'agit d'un hydrocyclone, la relation entre maille de coupure et débit volumétrique ne peut être fixée avec précision que lorsqu'on tient également compte du flux mort « τ ». Le flux mort « τ » est le volume d'eau sortant de la tuyère Apex, divisé par le volume d'eau total introduit dans l'unité du temps.

La formule de la précision de séparation maximum possible

$$P_G \text{ maximum} = \left[\frac{0{,}35 - \tau}{0{,}65 - \tau}\right]^{1/p}$$

est valable pour toutes les sédimentations non troublées. Dans le domaine de Stokes p est égal à 2 et dans le domaine de Newton il vaut 0,5.

L'application de procédés combinés est expliquée par un exemple pris dans la technique du criblage. Quand on connaît la précision de séparation pour une certaine surface de criblage, le rendement étant donné, on peut calculer la précision également pour d'autres surfaces de criblage. Par ailleurs l'auteur montre de quelle manière on peut déterminer avec précision les valeurs extrêmes de la courbe de Tromp. (Résumé de l'auteur).

IND. I 31 Fiche n° **31.281**

W. CHAPMAN et S. WARD. Standardisation of coal preparation : Terminology and performance statements. *Standardisation de la préparation du charbon : Terminologie et représentation des résultats.* — **Colliery Engineering,** 1961, décembre, p. 520/524, 2 fig.

Résumé du projet de normalisation de l'ISO dans le domaine de la préparation du charbon. Pour exprimer les résultats de lavage, les quatre données suivantes sont nécessaires :

1. Densité de partage ou de coupure équivalente.
2. Pourcentage de grains correctement placés.
3. Ecart probable et imperfection.
4. Erreur sur cendres ou rendement organique.

Imprimés normalisés pour la présentation des données d'analyse. Normalisation des schémas de lavage (schémas de traitement et d'appareillage). Règles générales à observer dans ces schémas, symboles pour la représentation des appareils. Nécessité d'uniformiser la terminologie.

IND. I 342 Fiche n° **31.310**

G. TARJAN. Beitrag zur Theorie und Praxis des Hydrozyklons. *Théorie et pratique de l'hydrocyclone.* — **Aufbereitungs-Technik,** 1961, décembre, p. 477/483, 3 fig., 4 tabl.

La surface conique de vitesse axiale zéro sépare les parties de suspension qui quittent l'hydrocyclone par ses deux orifices d'écoulement. Les grains qui se trouvent ici en équilibre sont les grains limites du classement. Le poids spécifique de la suspension qui s'y forme est la densité de coupure des cyclones de lavage. Formules de calcul de cette densité. Dans l'hydrocyclone, il se forme une suspension dense stable qui a une densité plus grande que celle à l'entrée quand, sur la ligne de vitesse axiale zéro, la maille de coupure équivalente augmente progressivement vers la pointe du cyclone. Les cyclones tronconiques à large angle s'y prêtent mieux que les cyclones effilés. Une suspension dense d'une densité de coupure élevée peut se former dans des cyclones tronconiques sans addition d'une suspension étrangère.

L'auteur fait mention des résultats qu'ont donnés les essais faits avec du charbon hongrois dans un cyclone de lavage sans addition d'un médium dense étranger.

(Résumé de l'auteur).

IND. I 44 Fiche n° **31.654**

K. KROELL. Das Trocknen formloser Güter und seine Grundlagen. *Le séchage de matières sans formes définies. Principes fondamentaux de ce procédé.* — **Aufbereitungs-Technik,** 1962, 1er janvier, p. 1/10, 16 fig.

Synthèse des principaux procédés de séchage. Répartition de la chaleur et de l'humidité à l'intérieur des matériaux. Efficacité du « transport mécanique de la chaleur ». Equation donnant le courant de vapeur à travers les pores. « Transport mécanique de l'humidité » à l'intérieur d'une couche brassée.

Pour sécher une matière hygroscopique à faible teneur en eau, il faut des moyens techniques d'autant plus importants que la température de la matière doit rester plus basse.

Le temps que met une particule à sécher dépend dans une large mesure de son épaisseur. Diagramme d'ensemble donnant des indications sur ces temps.

Bibliographie : 5 références.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. I 62 Fiche n° **31.516**

R.H. BUSSO. Le contrôle automatique et continu de l'humidité des charbons dans les cokeries, les usines d'agglomération et les centrales thermiques. — **Centre d'Etudes et Recherches des Charbonnages de France,** 1962, janvier, 16 p., 5 fig.

Critique des méthodes anciennes de détermination de l'humidité (séchage à l'étuve ou réactif Karl Fischer) : discontinuité et nécessité d'un personnel nombreux pour l'échantillonnage et l'analyse.

Méthodes électriques de mesure continue appliquées industriellement : résistance électrique : précision satisfaisante si la conductibilité de l'eau industrielle ne varie pas.

Capacitance : méthode utilisée industriellement depuis 20 ans, précision ± 0,5 %.

D'autres méthodes sont en cours d'expérimentation : la conductance thermique, l'absorption des ondes électromagnétiques centimétriques (déjà utilisée dans l'industrie textile et du papier), la transmission ou la rétrodiffusion des neutrons lents (utilisée pour les bétons).

D'autres méthodes sont encore susceptibles d'être expérimentées. Applications possibles du contrôle continu de l'humidité : contrôle et régulation du séchage, amélioration de la précision de composition des mélanges, applications particulières en cokerie.

IND. I 64 Fiche n° **31.655**

T. LILIENFEIN. Die Elektrischesteuerungs- und Regeltechnik, ein wesentliches Hilfsmittel bei der Mechanisierung und Automatisierung neuzeitlicher Aufbereitungsanlagen. *Commande et régulation électrique. Clef de voûte de la mécanisation et de l'automatisation des nouvelles installations de préparation.* — **Aufbereitungs-Technik,** 1962, 1er janvier, p. 24/29, 7 fig.

L'automatisation intéresse plus particulièrement les opérations de stockage et de transport sur courroies. Des appareils à diaphragme et à micro-contact permettent de repérer le niveau des silos. Lorsqu'il s'agit de matières abrasives, on emploie des appareils purement électroniques. Emploi de cartes perforées pour enregistrer les ordres lors de la commande des opérations de dosage et de la bande perforée et du ruban magnétique pour l'automation des opérations d'usinage. Schémas et tableaux synoptiques. Exemple de commande et contrôle d'installation de préparation d'eau industrielle.

(Résumé Cerchar Paris).

J. AUTRES DEPENDANCES DE SURFACE.

IND. J 18 Fiche n° **31.541**

N. BROOK. Aspects of fluid transport of solid materials in pipelines. *Les aspects du transport par fluide de matériaux solides en pipelines.* — **Journal of Leeds University,** 1961, n° 37, p. 39/43.

Les transports par fluide en pipelines de matériaux solides se divisent en transports hydrauliques et pneumatiques. Pour les premiers, le mécanisme du phénomène est assez complexe. Le choix de la vitesse d'eau à adopter et celui du diamètre des conduites, le débit des matières solides, etc., demandent une étude détaillée, un calcul de pertes de charge en régime turbulent et compliqué par le mélange fluide-solide. La vitesse en conduite horizontale la plus économique est de 2,20 m/s environ pour un diamètre de 0,30 m. Si on diminue la différence de densité entre le solide (le charbon par exemple) et le fluide transporteur (eau) en créant un milieu plus dense, la vitesse de celui-ci, et par conséquent la puissance employée, peut diminuer d'autant. Les transports verticaux posent des problèmes moins difficiles. Ils demandent des études techniques utilisant un dispositif de mesure de la concentration à adopter dans la conduite de refoulement afin d'obtenir la solution la plus économique.

Les transports pneumatiques sont appliqués dans le remblayage. Les installations modernes fonctionnent à basse pression (2 kg) et à courte distance, soufflant directement sans courbe. Un organe important de la machine est la vanne de contrôle qui permet de régler le débit. Il en existe plusieurs modèles, Beien, Markham, Leeds Mining Department. La compressibilité de l'air empêche d'envisager les transports pneumatiques sur de très longues distances.

IND. J 34 Fiche n° **28.458IV**

X. Sicherheitseinrichtungen im Bergwerksbetrieb über Tage. Teil II. Holzbearbeitungsmaschinen (Fortsetzung und Schluss). *Dispositifs de sécurité dans les travaux de surface des mines. II. Machines de travail du bois* (suite et fin). — **Der Kompas,** 1962, février, p. 22/26, 16 fig.

Scies à ruban. Pour celles-ci, comme pour les scies à disque, il ne faut laisser découverte que la partie

utilisée au découpage. Ici, c'est le ruban qui peut se rompre et être projeté violemment ; il faut donc envelopper le ruban le plus complètement possible. Diverses dispositions sont représentées avec garde réglable en hauteur à l'avant.

Raboteuses à planer ou dresser. Si la pièce est libre et sous une poussée insuffisante, la pièce peut dévier et la main peut être entraînée sous les couteaux : on prévoit donc des guides dont plusieurs types sont représentés. Pour les grosses raboteuses, on prévoit des capots de protection rabattables.

Les *fraises à bois* sont responsables de la perte de pas mal de doigts. A cause de la grande vitesse, l'outil est absolument invisible ; il faut donc régler la table arrière de guidage pour ne laisser dépasser que la partie nécessaire. On peut aussi disposer une garde réglable en hauteur, ou mieux encore, disposer le coteau sur un porte-taillant cylindrique. Pour le fraisage et les dégorgeoirs d'étançon, il y a notamment à la mine Franz Haniel une installation de sécurité avec peigne d'arrimage qui coupe le courant tant que le montant n'est pas coincé par le peigne.

Résumé : l'observation soigneuse des prescriptions de l'Administration de Bochum peut réduire la centaine d'accidents par an qui se produisent encore à l'heure actuelle avec 20 % d'invalidité permanente.

M. COMBUSTION ET CHAUFFAGE.

IND. **M 3** Fiche n° **31.583**

M. GILDEA. Dinnington slurry utilization project. *Projet d'utilisation des schlamms à Dinnington.* — **The Mining Electrical and Mechanical Engineer,** 1961, novembre, p. 149/155, 4 fig.

A la mine de Dinnington, le National Coal Board vient de créer une nouvelle centrale électrique utilisant des schlamms à 22 % de cendres et 30-35 % d'humidité.

L'auteur décrit l'ensemble du projet : traitement des eaux, manutention du charbon, chaudière à 43 kg/cm² et turbo-alternateur à contrepression de 10 kg qui fournit la vapeur aux machines d'extraction et produit la moitié de l'énergie électrique consommée par la mine.

La partie la plus originale de l'installation est le foyer Martin, mis au point en Allemagne pour la combustion des lignites et qui peut s'adapter à la combustion des schlamms. Ce foyer est équipé d'une grille en gradins d'une inclinaison moyenne de 26°, constituée de 2 groupes de barreaux animés de mouvements alternatifs déphasés d'une demi-période. Ce mouvement a pour effet de mélanger le combustible frais au combustible en ignition afin d'assurer le séchage et l'allumage du schlamm humide.

L'installation fonctionne de façon satisfaisante depuis la fin 1960 avec une consommation hebdomadaire de 850 t de schlamms.

Q. ETUDES D'ENSEMBLE.

IND. **Q 1120** Fiche n° **31.574**

L. CAHEN. Evolution de la productivité globale aux Charbonnages de France. — **Annales des Mines de France,** 1962, février, p. 37/51.

Après avoir rappelé les notions de productivité globale et de productivité partielle d'une industrie ou d'un secteur, l'auteur étudie l'évolution de la productivité des charbonnages français entre 1950 et 1958. On constate au cours de cette période une augmentation de près de 50 % du rendement de la main-d'œuvre et une légère diminution de la consommation d'énergie par tonne produite. Les fournitures utilisées (explosifs, soutènement, etc.) ont légèrement augmenté, mais c'est surtout la rubrique « Frais généraux, Charges financières, Amortissement » qui s'est largement amplifiée.

La productivité globale qui représente la synthèse de ces éléments divergents est restée stable au cours de la période pour l'ensemble des charbonnages avec des variantes d'un bassin à l'autre.

IND. **Q 1131** Fiche n° **31.544**

L. WALKER. The reorganisation of the South Wales Coalfield. *La réorganisation du bassin charbonnier du Sud du Pays de Galles.* — **Sheffield University Mining Magazine,** 1961, p. 13/23, 5 fig.

Le bassin du Sud du Pays de Galles produit actuellement (1960) 19 Mt avec 84.900 hommes, chiffre en baisse de 20 % environ sur celui de 1952, mais le rendement a augmenté, atteignant à front 2.660 kg, global 1.090 kg. D'importantes parties de gisement sont encore inexploitées mais les conditions deviennent plus difficiles. La mécanisation a été largement appliquée : 30 installations de remblayage pneumatique, 50 rabots aussi bien dans les anthracites que dans les charbons gras, 26 machines Anderton à disques, 8 mineurs continus Joy. 25 % de la production sont chargés mécaniquement. Des exploitations nouvelles sont en cours dans des extensions de gisement. On tend à abandonner les projets à très grande production pour adopter des productions par siège de l'ordre de 2.000 t/jour. Le problème des transports est résolu de façons diverses : wagonnets de 3 t avec voies de 60 m, convoyeurs de galerie.

La nécessité s'impose d'augmenter la production par taille en augmentant leur longueur, leur avancement grâce aux deux postes d'abatage et en généralisant la mécanisation. Actuellement, on a en moyenne 150 t par taille et par jour. On doit atteindre largement 500 t.

La pneumoconiose fait plus de victimes au Pays de Galles que dans les autres bassins et la lutte contre les poussières a été entreprise énergiquement, notamment dans les exploitations d'anthracite. Les progrès en ce domaine sont certains.

P. MAIN-D'OEUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. P 1223 Fiche n° 31.606

H. LINKE. Die gesundheitsschädlichen Auswirkungen der Schussschwaden und die Schwierigkeiten bei der Bekämpfung ihrer schädlichen Bestandteile. *L'action nocive des fumées de tir et les difficultés d'élimination de leurs éléments nuisibles.* — **Bergbau,** 1962, février, p. 61/65.

Examen des gaz qui peuvent se produire dans les fumées de tir et teneurs nocives ou mortelles pour l'organisme humain. Bien que les explosifs pour le fond aient une composition telle que des gaz nocifs ne devraient théoriquement pas se produire, il existe cependant des cas où un ensemble de circonstances défavorables entraîne leur production. Ces circonstances sont signalées. Mais comme on ne peut prévoir quelles quantités de CO ou vapeurs nitreuses (ce sont couramment les plus dangereux) seront dégagées par des réactions incomplètes, il n'est pas possible de prendre des mesures efficaces pour les éliminer. L'auteur traite le problème du calcul des quantités minimales d'air pour diluer les fumées du tir et expose le moyen de les abattre par le procédé de la tuyère à brouillard. Aussi longtemps que des mesures dans la pratique n'auront pas établi les quantités maximales de gaz nocif qui peuvent se produire, un calcul des quantités minimales de vent, de section et de vitesse de celui-ci n'est pas possible. On doit donc admettre provisoirement qu'elles sont élevées et assurer une ventilation aussi large que possible pour diminuer ce danger.

Y. CONSTITUTION, PROPRIETES ET ANALYSE DES COMBUSTIBLES SOLIDES FOSSILES.

IND. Y 45 Fiche n° 31.362

X. Spurenelemente in der Steinkohle. Ergebnisse spektralanalytischer Untersuchungen. *Eléments à l'état de trace dans le charbon. Résultats de l'analyse spectrale.* — **Bergbau Rundschau,** 1961, décembre, p. 685/687.

L'analyse spectrale a été inventée en 1860 par Kirchoff et Bunsen. La construction du spectroscope est très simple et peut être réalisée rudimentairement par des moyens simples. Un faisceau de lumière parallèle en traversant un prisme ou un réseau de diffraction est dévié et cela, d'autant plus que sa longueur d'onde est plus petite. On fait donc passer un faisceau à examiner à travers une fente mince, puis il traverse une lentille qui parallélise les rayons tombés sur un prisme (ou grille) et est parallélisé à nouveau par une seconde lentille. Si la lumière reçue est homogène, elle n'est pas modifiée et sur l'écran il apparaît un simple trait. Par contre, s'il y a plusieurs longueurs d'onde, il apparaît des traits côte à côte de diverses couleurs en aussi grand nombre qu'il y a de longueurs d'onde à la limite, jusqu'à former une bande continue variant progressivement de couleur. L'analyse spectrale repose sur cette observation que la position du trait dans l'échelle des couleurs est invariable pour une longueur d'onde donnée quelles que soient les circonstances de réalisation.

Goldschmidt a trouvé dans les cendres des charbons de la Ruhr : Be, B, Sc, V, Co, Ni, Cu, Zn, Ga, Ge, As, Se, Sr, Y, Mo, Rh, Pd, Ag, Cd, Sn, Sb, Ba, Pt, An, Pb, Bi, ainsi que des Lanthanides (p = 58 à 71).

Les cendres contiennent surtout du sable, du fer, de l'alumine, des sulfates de calcium et alcalins. L'extraction du germanium n'est pas économique, tandis qu'elle l'est pour certains charbons d'âge tertiaire du Japon. La genèse de ces éléments rares dans le charbon est à attribuer en ordre principal aux racines des plantes qui ont donné le charbon, une seconde provient de migration des épontes ; enfin on peut encore la chercher dans la circulation d'eaux minéralisantes.

Bibliographie

G. SCHRAMM. Untersuchungen über die Verminderung der Staubbildung beim Blasversatz. Recherches sur la diminution de formation de poussières lors du remblayage pneumatique. — **Freiberger Forschungshefte,** 2062/A 206, Grubensicherheit, 1961, octobre, 124 p., 48 fig., 18 tableaux, 36 annexes, 100 références bibliographiques, 24 x 17 cm - 12,40 DM - Akademie-Verlag Berlin W1.

Le remblayage pneumatique s'est beaucoup développé ces dernières années. Ainsi, d'après Rauer et Wetekam, la partie de l'extraction qui bénéficie de ce procédé est passée de 12 % en 1946 à 31,8 % en 1958. Dans les charbonnages de Saxe, le pourcentage de l'extraction provenant de chantiers ainsi traités s'est élevé à 40 % en 1958. Cette rapide évolution est à attribuer aux avantages que le remblayage pneumatique présente par rapport aux autres procédés de remblayage : indépendance du procédé d'abatage et de transport du charbon, faible compressibilité du matériau utilisé d'où meilleur comportement du toit, haut rendement et adaptabilité aux conditions de gisement variables. Par contre un inconvénient réside dans la production de poussières par le soufflage des pierres dans l'espace en exploitation, inconvénient déjà signalé par Putz et Hammer. Le remblayage pneumatique est une des sources principales de poussières dans les mines de charbon et une cause importante de silicose.

Les recherches effectuées dans le cadre de cet ouvrage sur la granulométrie des matériaux soufflés, ainsi que sur la diminution du broyage et spécialement de la formation de fines poussières pendant le transport en tuyauterie par l'adjonction de diverses solutions et l'emploi de tuyauteries en caoutchouc, constituent une contribution à la réduction de la teneur en poussières dangereuses du matériau soufflé et ainsi du danger de la silicose par le remblayage pneumatique.

H. SCHENK. Der Einfluss des Schwefels und der Kohlenoxydspaltung auf den Hochofenprozess. Influence du soufre et de la dissociation de l'oxyde de carbone sur la marche du haut fourneau par les Dr-Ing. H. SCHENK, W. WENZEL, G. SINDELAR, R. SPOLDERS et H. WEIDENMUELLER. — **Forschungsberichte des Landes Nordrhein Westfalen,** n° 1068, 1962, 222 p., 21 x 30 cm, 99 fig. et 51 tableaux. - Westdeutscher Verlag, Cologne et Opladen - 49,50 DM.

La grande extension prise par la sidérurgie au cours de ces dernières années et les perspectives d'une production sans cesse croissante dans cette branche de l'industrie ont contribué dans une égale mesure à une intensification de la recherche dans tous les domaines de ce secteur important.

Au centre de gravité de cette production croissante, on trouve comme auparavant le haut fourneau ; grâce aux travaux de recherche son fonctionnement est amélioré à un point qu'on aurait cru impossible il y a 20 ans, aussi bien au point de vue de l'utilisation de l'espace réactionnel que de la mise au mille.

Ces résultats n'ont été obtenus que par un strict contrôle des divers processus du haut fourneau et en particulier des échanges compliqués dans le haut fourneau entre les différentes phases.

Le présent travail a pour but d'apporter une contribution aussi précise que possible à la connaissance des processus physiques et chimiques qui se déroulent pendant le traitement du minerai, en vue d'en dégager des suggestions pour une marche économiquement perfectionnée. Il fut considéré comme nécessaire, eu égard aux nombreux résultats déjà acquis dans certains domaines, de restreindre le cadre de cette recherche aux points envisagés pour en obtenir une connaissance plus précise et détaillée.

A cet effet, le présent travail s'en tient principalement au comportement du soufre dans le haut fourneau, introduit par la charge et en sortant sous forme de teneur en soufre de la fonte, soufre du laitier et des gaz. Entre l'entrée et la sortie du soufre, il se produit des échanges aux divers niveaux et phases du haut fourneau.

Le but principal de cette recherche est de suivre avec grande précision le mouvement du soufre dans le haut fourneau.

STATISTICAL SUMMARY OF THE MINERAL INDUSTRY (World production, exports and imports) 1955-1960. Statistique de l'industrie minérale. — Publié par la **Mineral Resources Division of Overseas Geological Surveys.** — 400 p. Her Majesty's Stationery Office, Londres, 1962. Prix 1£ 7s. 6d.

Le sommaire statistique de l'industrie minérale est une publication annuelle de tableaux statistiques donnant la production mondiale, exportations et importations, de tous les minéraux économiquement importants, y compris les combustibles minéraux, charbon et pétrole.

EXCLUSIVITE

DRAEGER

BELGIQUE, GRAND-DUCHE, REPUBLIQUES CENTRALES AFRICAINES

S. A.
ANCIENS **Ets ANTHONY BALLINGS**

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

La dernière édition couvre les années 1955 à 1960 et contient plus de 200 tableaux relatifs à 64 groupes de matières premières.

La statistique de production des minerais des principaux minéraux métalliques est donnée en pour-cent de la teneur en métal du minerai. La production de métal primaire est également indiquée, mais la production de métal secondaire est exclue autant que possible. Là où la chose paraît importante, cette dernière est donnée en note extra-paginale aux tableaux.

Les minérais non métalliques, y compris l'asbeste, le kaolin, le diamant, le graphite, le gypse, le mica et le soufre sont entièrement couverts et de plus la production de ciment est donnée.

Une partie importante est également consacrée au pétrole brut et aux produits de raffinerie, au gaz naturel et au schiste bitumineux. La section relative au charbon traite également du coke, des agglomérés et des principaux produits de distillation.

Les tableaux des engrais donnent des détails sur les gisements de phosphate, les super-phosphates, les laitiers basiques, les composés de l'azote et la potasse.

Aucune autre publication statistique ne contient des informations si détaillées sur le commerce mondial en minéraux et métaux et les principales matières semi-finies, produits de raffinerie et autres dérivés.

Communiqué

Xe anniversaire de la fondation de la F.E.A.I.C.S. et 29e journée d'études de l'A.C.S.H.B. tenue le 19 juin 1962, en la salle de conférences de Fabrimétal, 21, rue des Drapiers, Bruxelles.

Le 19 courant, en la salle des conférences de Fabrimétal, s'est tenue la 8me réunion des membres de la Fédération Européenne des Associations d'Ingénieurs de Sécurité et des Chefs de Service de Sécurité, constituée en 1952, grâce aux efforts de notre compatriote, M. Fernand MERCX, soutenue par l'Association des Industriels de Belgique (A.I.B.) et l'Association des Chefs de Service de Sécurité et d'Hygiène de Belgique (A.C.S.H.B.). M. Mercx a assuré la collaboration de la Fédération Européenne avec la Haute Autorité de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier et avec l'Association Internationale de Sécurité Sociale. Après 10 ans de fonction, atteint par la limite d'âge, il a cédé la présidence à M. Charles BAUDET, Président de l'Association Française des Techniciens et Ingénieurs de Sécurité et des Médecins du Travail (A.F.T.I.M.).

Celui-ci a fait part à l'assistance de ce que M. Mercx était élu Président d'Honneur de la F.E.A.I.C.S.

M. A. Dahlgren a fait un exposé sur le sujet : « Organisation et missions du service de sécurité au sein des entreprises ». L'orateur, en un français digne d'éloge, a fait une synthèse de législations en vigueur en Angleterre, Belgique, France, Italie, Suède, Allemagne Fédérale, Autriche, Pays-Bas. Ce travail très fouillé et très précis peut servir de base pour établir le plus petit commun multiple de toutes les mesures à prendre pour assurer le plein succès des services de sécurité.

Machine d'extraction ASEA, système Léonard, à poulie Koepe, 4 câbles et 2 cages, en service aux Charbonnages de l'Espérance et Bonne Fortune, Siège Espérance à Montegnée-lez-Liège.
Puissance du moteur du treuil : 900 CV, vitesse d'extraction : 12 m/s, profondeur d'extraction : 700 m (ultérieurement 850 m), diamètre de la poulie Koepe : 1800 mm.

TREUILS DE MINE
multicâbles
A POULIE KOEPE

La tendance générale, dans les exploitations minières, d'accroître l'importance des installations et de descendre à des profondeurs de plus en plus grandes a nécessité une modification profonde de la conception des treuils de mine.
Dans ce domaine, la Société ASEA, a accompli un travail de pionnier et a été la première à introduire le système multicâbles p. ex. en Suède, en Finlande, en Belgique, en Grande-Bretagne, aux USA, au Canada, en Afrique du Sud et aux Philippines. Le succès obtenu sur le marché suédois par les treuils multicâbles à poulie Koepe et à commande automatique de construction ASEA a entraîné un développement analogue dans d'autres pays. Actuellement 123 treuils de mine de ce type ont été installés ou sont en construction. Ils sont commandés soit par moteur asynchrone soit par système Léonard.
Les treuils les plus puissants sont prévus pour 6000 CV.

Avantages

Sécurité plus grande

Manœuvre plus simple

Usure réduite des câbles

Usure réduite des guides

Consommation réduite d'énergie

A-coups de courant réduits

Faible encombrement

Frais d'établissements réduits

ASEA

BRUXELLES 1

Imprimerie R. LOUIS, s.p.r.l., 37-41, rue Borrens, Bruxelles 5