ADMINISTRATION DES MINES - BESTUUR VAN HET MIJNWEZEN

JUILLET 1955 Bimestriel — Tweemaandelijks JULI 1955

Annales des Mines

DE BELGIQUE

Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

DIRECTION - REDACTION :

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIÈRE

DIRECTIE - REDACTIE :

NATIONAAL INSTITUUT VOOR DE STEENKOLENNIJVERHEID

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

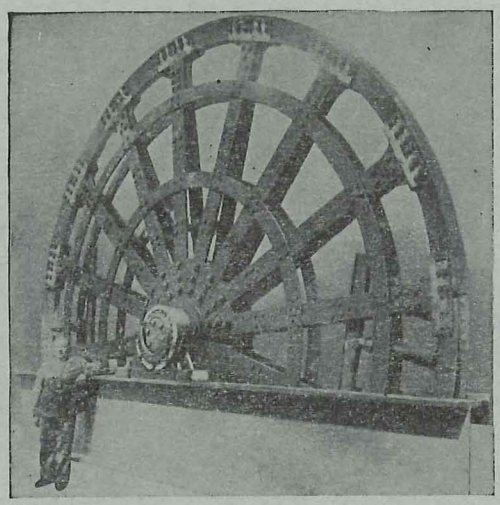
EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES

37-39, rue Borrens — BRUXELLES

Molettes sur roulements à rotule sur rouleaux — sûres et économiques

Le nombre de molettes, montées sur paliers à roulements à rotule sur rouleaux SKF peut maintenant s'estimer à plusieurs milliers; parmi celles-ci figurent de nombreuses vieilles molettes dont les coussinets ont été remplacés par des roulements à rotule sur rouleaux SKF. Grâce aux roulements on a obtenu des résultats satisfaisants à tous points de vue.

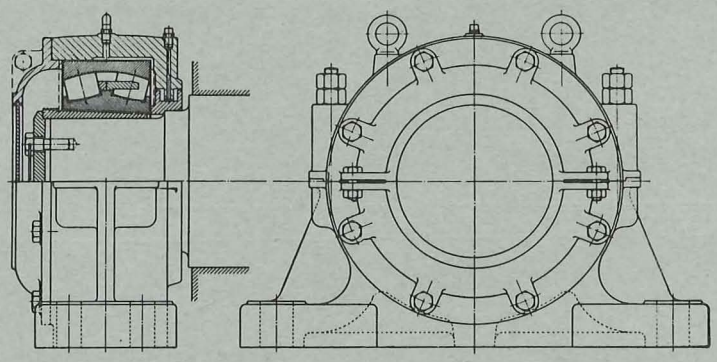
- *Sécurité de marche — aucun échauffement — aucun inconvénient dû aux déformations du châssis ou aux changements de viscosité de la graisse par suite de variations de température*
- *Frais d'entretien et de surveillance minimes*
- *Économie de force motrice*
- *Consommation de graisse très réduite — graissage plus simple*
- *Plus grande propreté*
- *Insensibilité aux conditions météorologiques défavorables*
- *Très petit encombrement dans le sens longitudinal de l'arbre*



Une des sept molettes avec un diamètre de six mètres, équipées de paliers à roulements à rotule sur rouleaux SKF aux Charbonnages de Helchteren-Zolder à Zolder. Sur la même plateforme, 4 molettes sont montées côte à côte.

La charge maximum par roulement est de 52 tonnes. La molette a une vitesse maximum de 64 t/min. (20 m/sec.) et une vitesse moyenne de 42 t/min. (environ 13 m/sec.).

Chevalement aux Charbonnages de Houthaelen, avec ses deux molettes. Celles-ci ont un diamètre de 7,5 m et sont équipées de roulements à rotule sur rouleaux SKF.

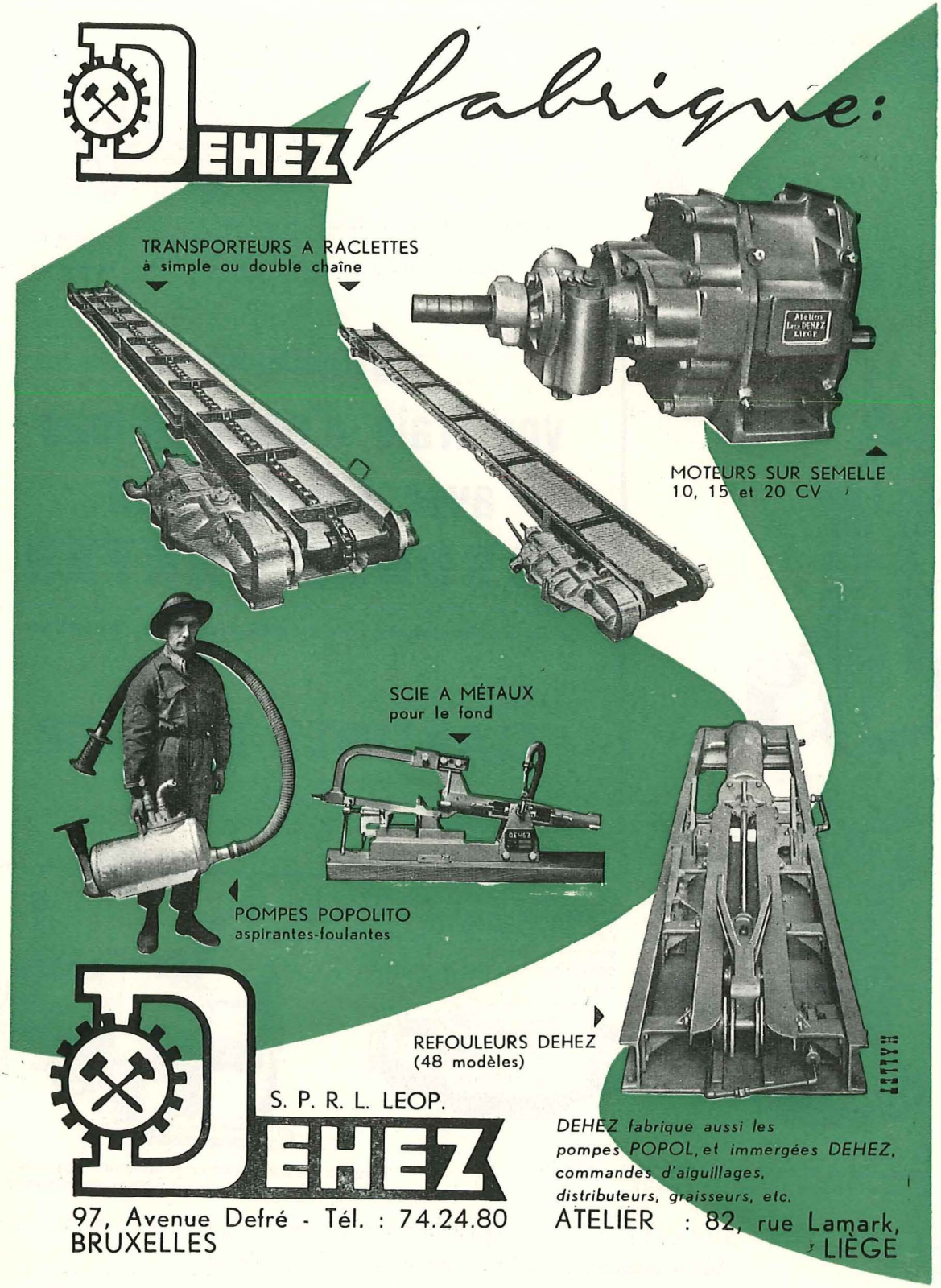


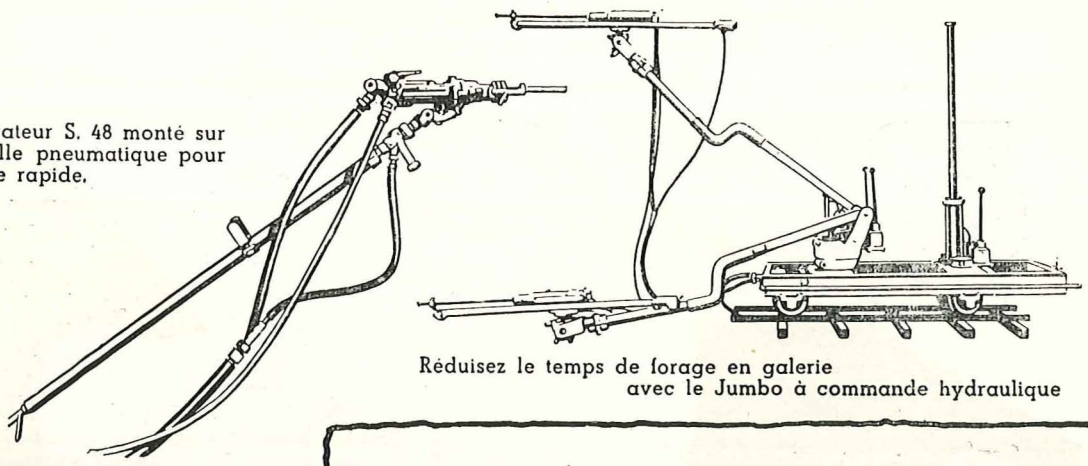
Dessin de principe pour montage des paliers de molettes

SOCIÉTÉ BELGE DES ROULEMENTS A BILLES SKF

117, BOULEVARD ANSPACH — BRUXELLES — TÉLÉPHONE 11. 65. 15

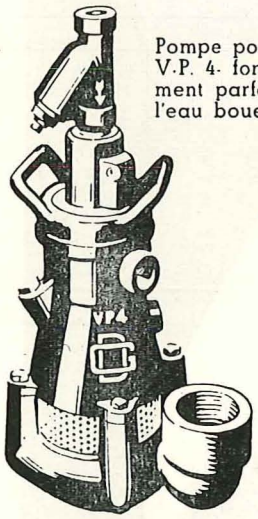
ANVERS, 40, Place de Meir — GAND, 32, Rue Basse des Champs — LIÉGE, 31 a, Bd. de la Sauvenière


DEHEZ fabrique:
TRANSPORTEURS A RACLETTES
à simple ou double chaîne
MOTEURS SUR SEMELLE
10, 15 et 20 CV
SCIE A MÉTAUX
pour le fond
POMPES POPOLITO
aspirantes-foulantes
REFOULEURS DEHEZ
(48 modèles)
S. P. R. L. LEOP.
DEHEZ
97, Avenue Defré - Tél. : 74.24.80
BRUXELLES
DEHEZ fabrique aussi les
pompes POPOL, et immergées DEHEZ,
commandes d'aiguillages,
distributeurs, graisseurs, etc.
ATELIER : 82, rue Lamark,
LIÈGE



Perforateur S. 48 monté sur béquille pneumatique pour forage rapide.

Réduisez le temps de forage en galerie avec le Jumbo à commande hydraulique



Pompe portative V.P. 4. fonctionnement parfait dans l'eau boueuse

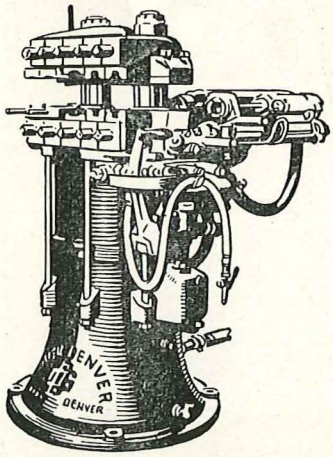
Diminuez vos frais d'exploitations avec l'équipement GARDNER-DENVER

Demandez offre et visite à votre distributeur local de Gardner-Denver.

DEPUIS 1859

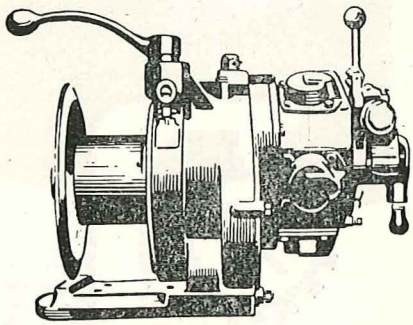
GARDNER-DENVER

Gardner-Denver Company, Export Division:
233 Broadway, New-York 7, N.Y. U.S.A.
Gardner-Denver Company, Quincy, Illinois, U.S.A.



La machine à forger rapide DS 6 forge les emmanchements de fleurets et les extrémités filetées de ceux-ci.

Le graisseur L.O. 12 assure la lubrification parfaite des perforateurs et outils pneumatiques et coupe automatiquement l'air comprimé lorsque le graisseur est vide.

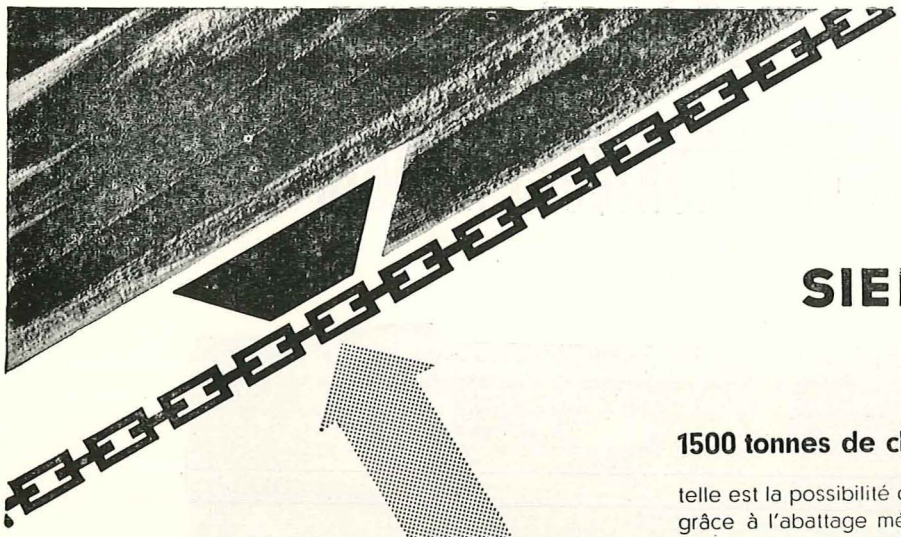


Treuil à air comprimé avec moteur 5 cylindres-étoile; pour manutention trainage et scrapage.

LA MEILLEURE QUALITÉ DE COMPRESSEURS, POMPES ET PERFORATEURS

Agent Général pour la Belgique et le Congo Belge:

S. A. SERTRA - **Mons,** 32, rue A. Masquelier. Tél. 312.53 - **Liège,** 34, rue Ste-Marie. Tél. 32.05.60
Léopoldville B.P. 4018 - **Jadotville** B.P. 290 - **Usumbura** - Ruanda-Urundi B.P. 377 - **Kysenyi** B.P. 104



SIEMENS

1500 tonnes de charbon par jour,

telle est la possibilité d'extraction journalière, grâce à l'abattage mécanique: cela signifie une concentration d'énergie importante dans les services au fond. On atteint aujourd'hui jusqu'à 300 kW de puissance installée dans un chantier. Seule l'énergie électrique assure une alimentation économique et permet ainsi d'augmenter jusqu'à 1500 tonnes l'extraction journalière d'un chantier complètement mécanisé.

Pour la mécanisation partielle ou totale de l'abattage du charbon, nous fournissons l'équipement électrique complet en exécution anti-grisouteuse, tel que: transformateurs, moteurs, appareillage de commande et de contrôle, câbles et conducteurs isolés.

Poste de commande d'un rabot rapide «Löbbe» commandé par 4 moteurs à courant triphasé, antidéflagrants, chacun de 33 kW, 500 V

F. 25/22

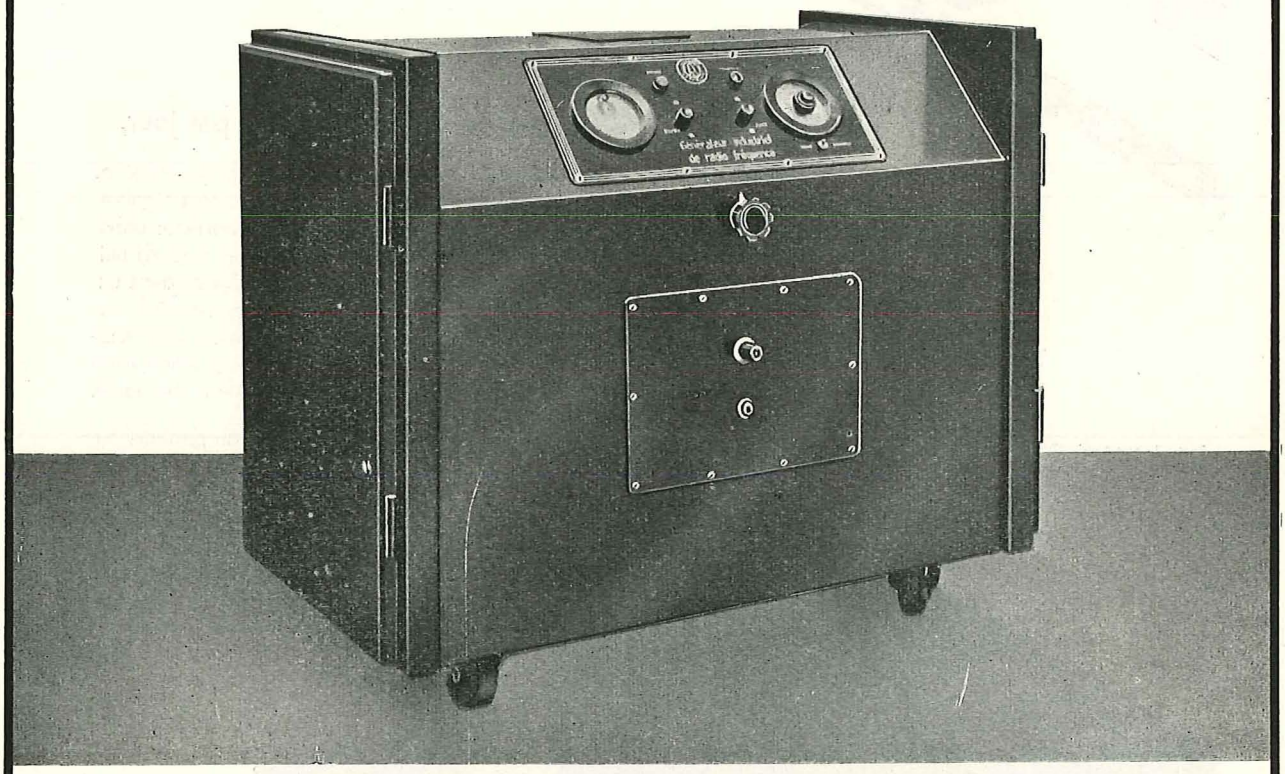
SIEMENS-SCHUCKERTWERKE AKTIENGESELLSCHAFT

BERLIN · SIEMENSSTADT · ERLANGEN

REPRESENTATION GENERALE
SOCIETE NOUVELLE SIEMENS S.A. - BRUXELLES
116, CHAUSSEE DE CHARLEROI

Utiliser nos

GÉNÉRATEURS ÉLECTRONIQUES A RADIO FRÉQUENCE



POUR VOS APPLICATIONS

- de trempe superficielle
- de recuit
- de brasage
- de forgeage
- d'analyse d'acier, sous vide
- de mise à chaud
- de polymérisation
- de séchage du bois
- de collage du bois
- de préchauffage

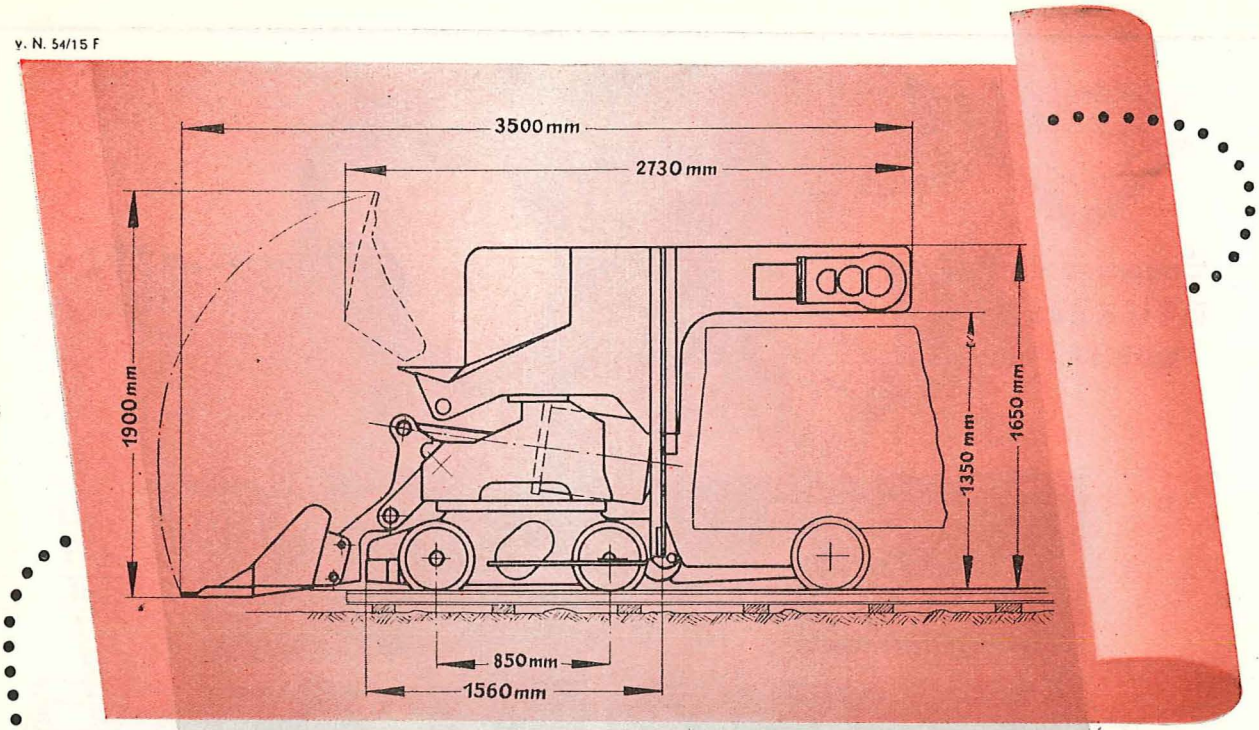
Une fabrication de la **DIVISION "ELECTRONIQUE"**

des **ATELIERS DE CONSTRUCTIONS ÉLECTRIQUES DE CHARLEROI**

SOCIÉTÉ ANONYME

CHARLEROI CAEC ÉLECTRONIQUE

v. N. 54/15 F



La chargeuse rapide à raclette Westfalia

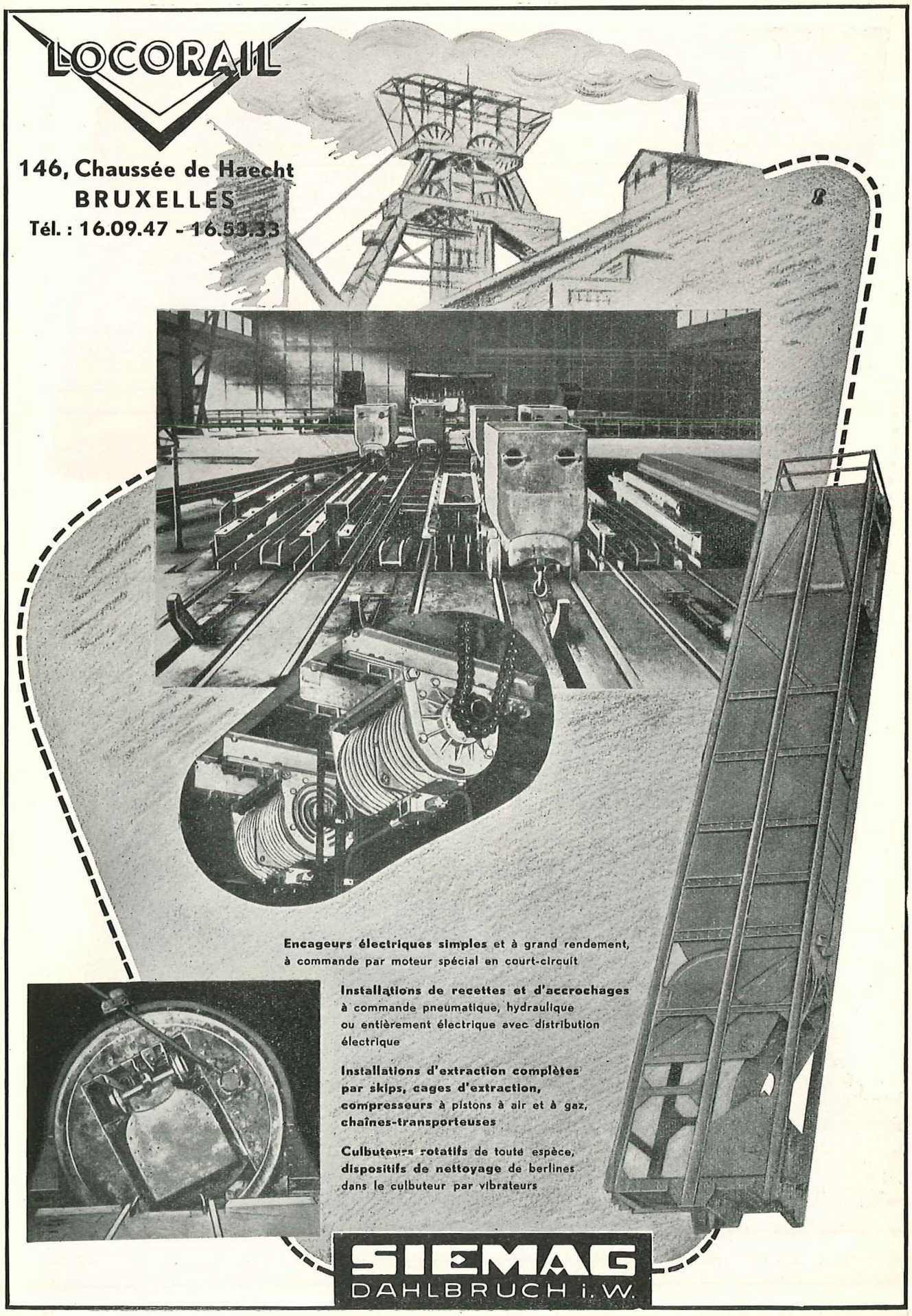
. . . . s'impose partout. Son champ d'action comprend en ordre principal l'exécution des voies d'abatage à partir de 4 m² de section et plus. La pelle commandée pneumatiquement projette les terres sur une bande transporteuse très courte, comportant une hauteur libre de 1m35 au-dessus du bord supérieur des rails.

WESTFALIA LÜNEN

REPRESENTANT GENERAL EN BELGIQUE

PAUL PLANCQ

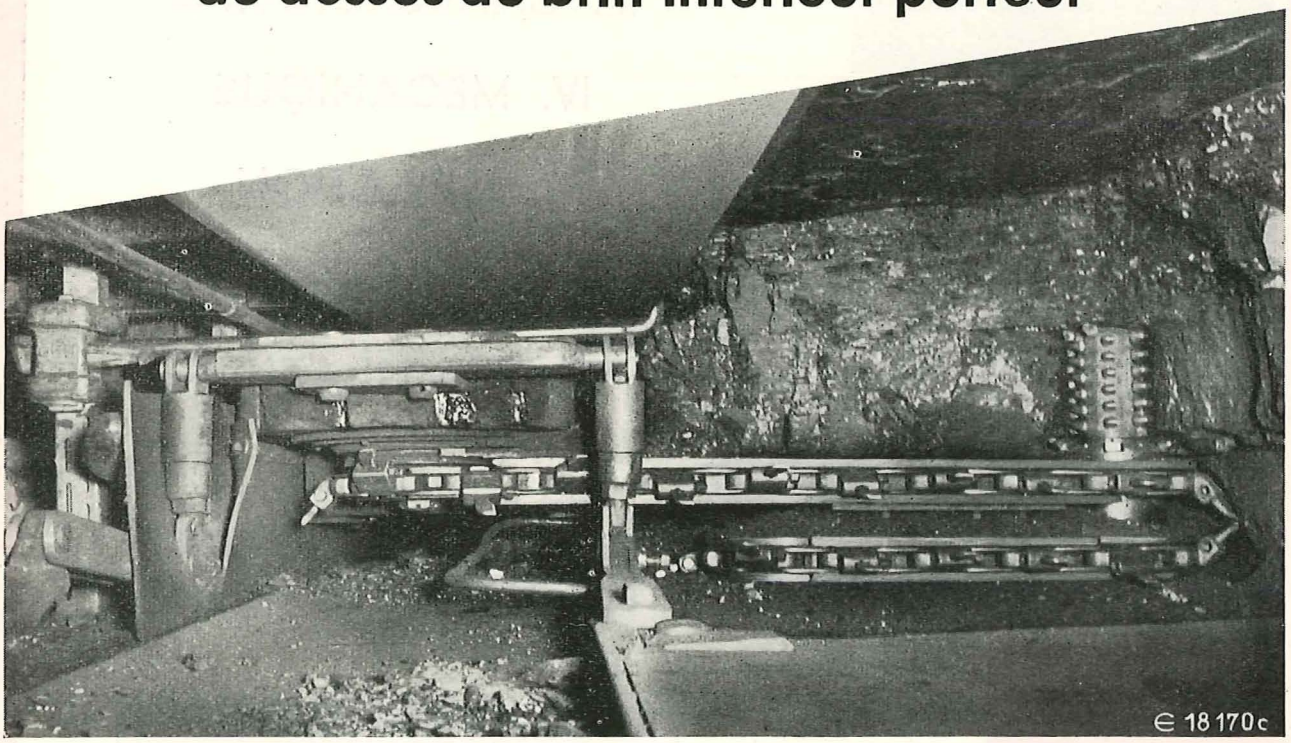
33, RUE SYLVAIN GUYAUX LA LOUVIERE - TEL. 24773


LOCORAIL
146, Chaussée de Haecht
BRUXELLES
Tél. : 16.09.47 - 16.53.33
Encageurs électriques simples et à grand rendement, à commande par moteur spécial en court-circuit
Installations de recettes et d'accrochages à commande pneumatique, hydraulique ou entièrement électrique avec distribution électrique
Installations d'extraction complètes par skips, cages d'extraction, compresseurs à pistons à air et à gaz, chaînes-transporteuses
Culbuteurs rotatifs de toute espèce, dispositifs de nettoyage de berlines dans le culbuteur par vibrateurs
SIEMAG
DAHLBRUCH i. W.

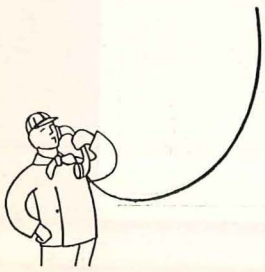
Voici du nouveau!

Mécanisation complète de l'abatage dans les *veines minces*

par la haveuse *Eickhoff* S II circulant au dessus du brin inférieur porteur



Demandez nos conseils techniques et nos références.



GEBR. *Eickhoff*

Maschinenfabrik u. Eisengießerei m. b. H. BOCHUM

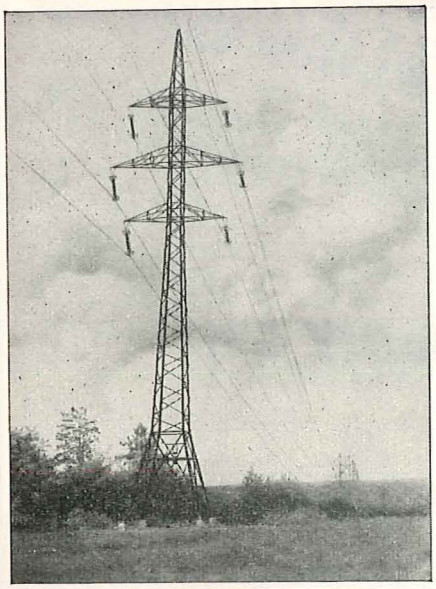
Bureau de ventes: Aix-la-chapelle Friedrich-Wilhelm-Platz 5-6

IMPORTATEURS EXCLUSIFS:

SOCIÉTÉ ÉLECTRO- INDUSTRIELLE

6, rue des Augustins, LIÈGE/2, rue Ziethe, LUXEMBOURG

FABRICOM



vous présente le programme de ses différentes divisions :

I. ELECTRICITE

II. TUYAUTERIE

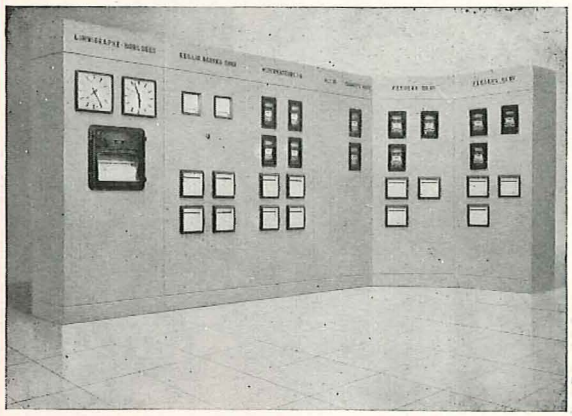
III. CHAUDRONNERIE

IV. MECANIQUE

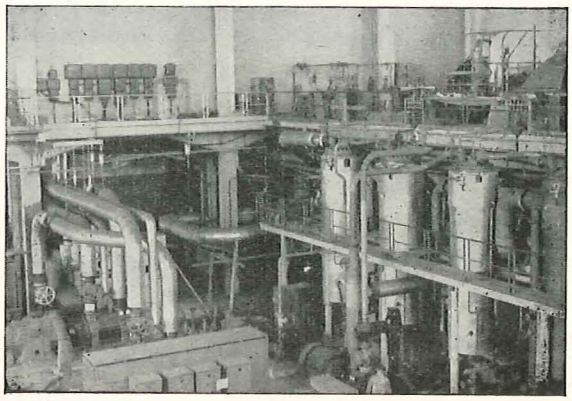
V. ISOLATION

VI. MANUTENTION

VII. VENTILATION



SIEGE SOCIAL : 13, B^D DU REGENT
BRUXELLES -- TEL. : 12.67.00

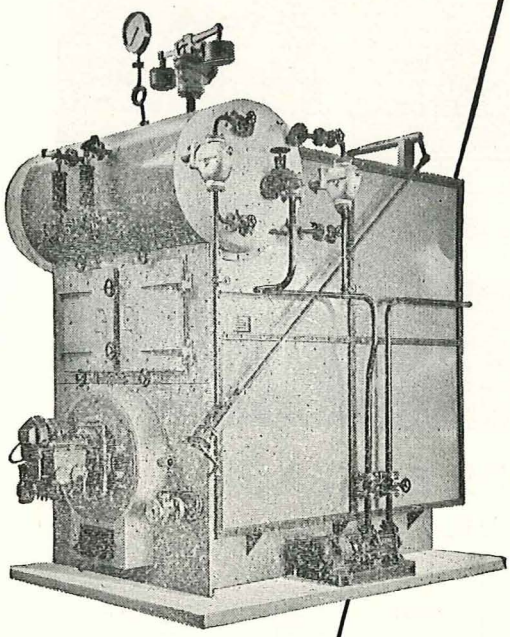


Devis et Projets
Visites d'Ingénieurs } **sur demande**

Ateliers : 607, Avenue de Schaerbeek

HAREN

Au moment désiré... la vapeur est là!



Le générateur de vapeur automatique BRONSWERK est toujours prêt à l'emploi. Une pression sur le bouton suffit pour le mettre en marche. Ensuite vous n'avez plus à vous en occuper. Votre entreprise nécessite-t-elle de la vapeur?..... Le générateur vous en fournira!

Ces chaudières à vapeur travaillant automatiquement sont construites pour n'importe quelle pression de vapeur, la capacité pouvant varier de 500 à 3000 kg de vapeur par heure. De plus, les générateurs automatiques Bronswerk s'adaptent parfaitement aux besoins pratiques. Ils peuvent fonctionner à l'huile lourde bon marché.

On peut nettoyer facilement les tuyaux d'eau à l'intérieur par voie mécanique; les conduites à gaz de fumée sont également facilement accessibles.

On emploie les générateurs de vapeur automatiques Bronswerk dans beaucoup d'entreprises modernes aussi bien dans ce pays qu'à l'étranger.

Générateurs automatiques de vapeur

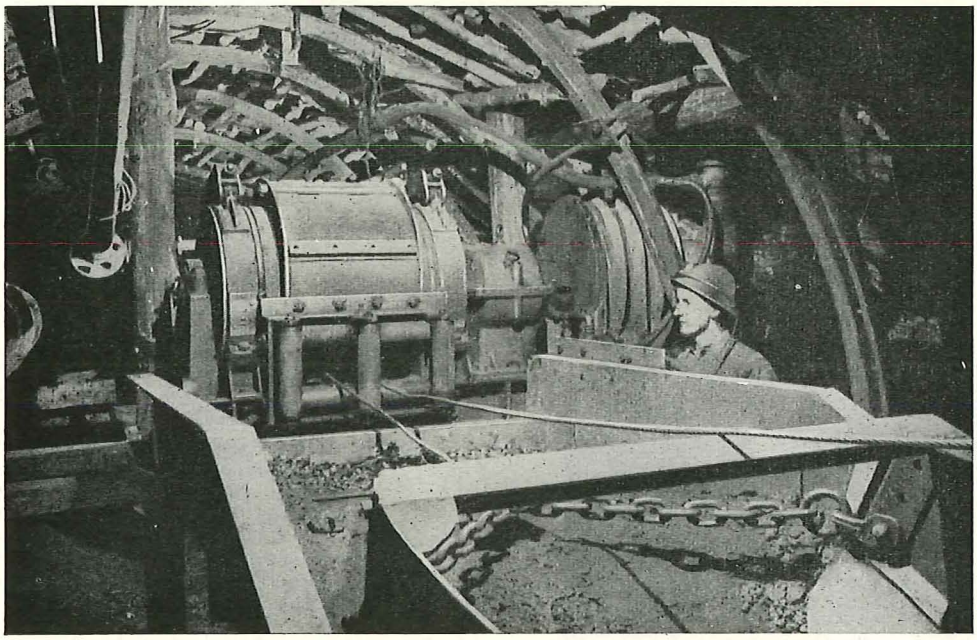
BRONSWERK S.A. BRONSWERK 1 PONT DE MEIR - ANVERS - TÉL. 32.64.84

AUTRES PRODUITS DE LA S.A. BRONSWERK : Ventilateurs de tous genres; Economiseurs-Boilers; Aérothermes muraux et plafonniers; Echangeurs de chaleur « Compacta »; Séparateurs de poussière « Econdust »; Séchoirs « Econsec »; Refroidisseurs et réchauffeurs à lamelles; Tuyauteries industrielles; Air-conditioning units; Installations frigorifiques.

ASSOCIATION
DE CONSTRUCTEURS D'EQUIPEMENTS MINIERS

51, boulevard Thiers BETHUNE (P. d. C.) - Tél. 565

INSTALLATIONS DE RACLAGE **ACEM** CONVOYEURS BLINDES



INSTALLATIONS DE RACLAGE

TREUILS

TYPES	F 8	F 12	F 20	F 30	F 45	F 60
Effort moyen au câble	850 K	1250 K	2000 K	3000 K	4500 K	6000 K
Puissance du moteur 1500 t/m en CV	15/20 CV	25/35 CV	40/50 CV	45/70 CV	85/100 CV	110/135 CV

Treuils à 2 ou 3 tambours. Embrayages : à mains, pneumatiques, hydrauliques, commandes à distance.

RACLOIRS

Dispositif d'amarrage

Poulies

Points fixes

TYPES	Capacité en litres
Racloir Houe Boîte	300 - 500 - 800
Racloir Houe ½ Boîte	250 - 415 - 670
Racloir Houe ouverte	200 - 330 - 530
Racloir traîneau à volet	250 - 300 - 400 - 500

Estacades

Guides câbles

Couloirs guides de racloirs traîneaux

AGENCE DE VENTE DE la SOCIETE STEPHANOISE DE CONSTRUCTIONS MECANIQUES 2, rue Achille, ST-ETIENNE (Loire) / la SOCIETE PORTE ET GARDIN, 78, rue de Lille, BETHUNE (P.d.C.)

Agence commerciale pour la Belgique :

Ets J.-B. BONAUDO, 67, avenue Père Damien, Woluwe-St-Pierre - Tél. : 70.36.85

LA MECAPILE

accroît la SECURITE, la PRODUCTIVITE et le RENDEMENT EN GROS en améliorant le toit et le mur et en réduisant l'écrasement du charbon à front de taille

Taille à grande ouverture équipée de 2 rangs de MECAPILES posées sur rehausses.

■

A gauche : vue en long.
En dessous : vue prise du front de taille.

■

Remarquez la faible convergence (écrasement minime des pièces de bois au-dessus des piles) et le foudroyage.

— Force portante 500 tonnes sans déformation permanente.

— Grande facilité de verrouillage et d'effondrement : un coup de marteau suffit pour chacune de ces opérations.

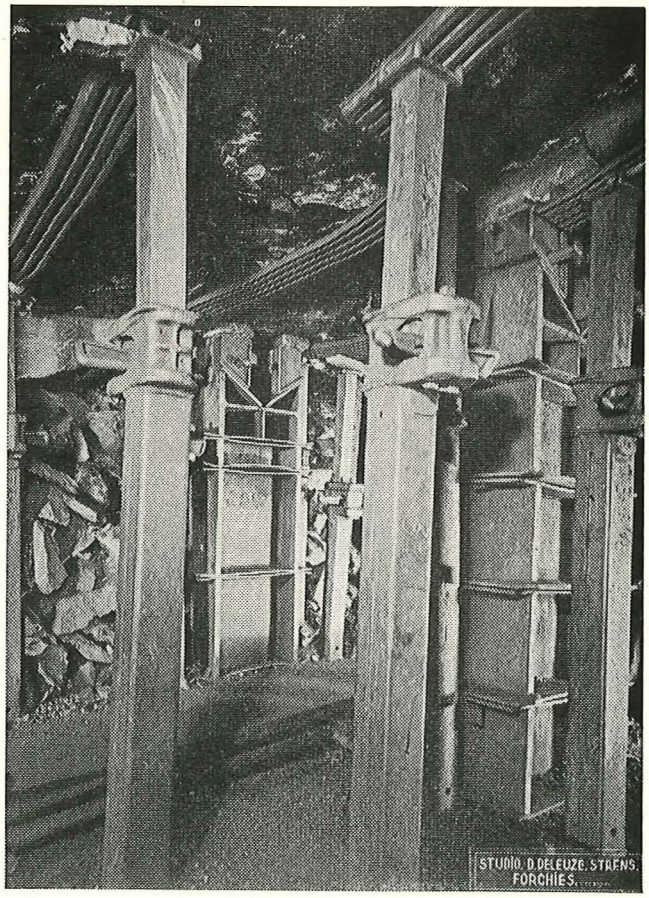
— Grandes surfaces d'appui supprimant la pénétration dans les épontes.

— Faible poids.

— Déplacement aisé.

— Réglable en hauteur.

— Possibilité d'emploi dans les couches de toute puissance, grâce aux rehausses.



Tout ingénieur soucieux de la SECURITE et du RENDEMENT de ses chantiers se doit d'examiner les possibilités d'emploi de la « Mécapile ».

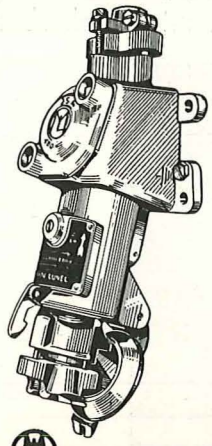
SOCIETE BELGE DE MECANISATION, 73, rue Paradis - LIEGE - Téléphone : **52.20.75**

TOUT L'APPAREILLAGE DE BRANCHEMENT ET DE CONNEXIONS

blindé · étanche · antidéflagrant

DE 10 A 250 AMPÈRES

Notre prise de courant de sécurité, type antidéflagrant agréé CERCHAR 10-16-32-63 A, 24 et 400 V



Demandez notre catalogue n° 227

MARTIN & LUNEL

Société anonyme au capital de 30.220.000 Frs.

29, Avenue de Bobigny

NOISY-LE-SEC (SEINE) FRANCE - TÉL. VIL. 16-52 et la suite

Agence de Belgique :

ELECTROMECANIQUE N. V.- 19, rue Lambert-Crickx - Bruxelles

Téléphone : 21.00.68

ATELIERS ATLAS

BUREAU D'ETUDES INDUSTRIELLES

FERNAND COURTOY

S. A.

43, RUE DES COLONIES - BRUXELLES

Tél : 12.16.38 - 12.30.85 (10 l.)

INGENIEUR-CONSEIL ET ARCHITECTE

ETUDES ET PROJETS

DANS LES DIVERS DOMAINES DE LA TECHNIQUE

B.E.I.

ELECTRICITE
MECANIQUE
THERMIQUE
GENIE CIVIL

ORGANISATION
EXPERTISES
CONTROLES
RECEPTIONS

CONSTRUCTIONS INDUSTRIELLES D'ANS

Sté Ame — Cap. 20.000.000

à ANS-lez-LIEGE

C I A

Division **CHAINES :**

Chaînes à raclettes brevetées, chaînes pour locos-Diesel. Toutes les chaînes « GALLE » à buselures, à rouleaux, pour transmission et transport.

Division **ESTAMPAGE :**

Attelages pour berlines, crochets et toutes pièces estampées pour l'exploitation des mines, en aciers ordinaires et spéciaux.

Installations Modernes de Traitements Thermiques.

ENTREPRISES DE TRAVAUX MINIERS

Jules VOTQUENNE

S.P.R.L.

11, rue de la Station, TRAZEGNIES

TELEPHONE : Charleroi 800.91

FONÇAGE, GUIDONNAGE ET ARMEMENT COMPLET DE PUITS DE MINES

NOUVEAU SYSTEME DE GUIDONNAGE A CLAVETTES SANS BOULONS

Brevet belge n° 453989 - Brevet français n° 540539

EXECUTION DE TOUS TRAVAUX DU FOND

Creusement de galeries, bouveaux à blocs, bouveaux à cadres, burquins, recarrage, etc., etc.

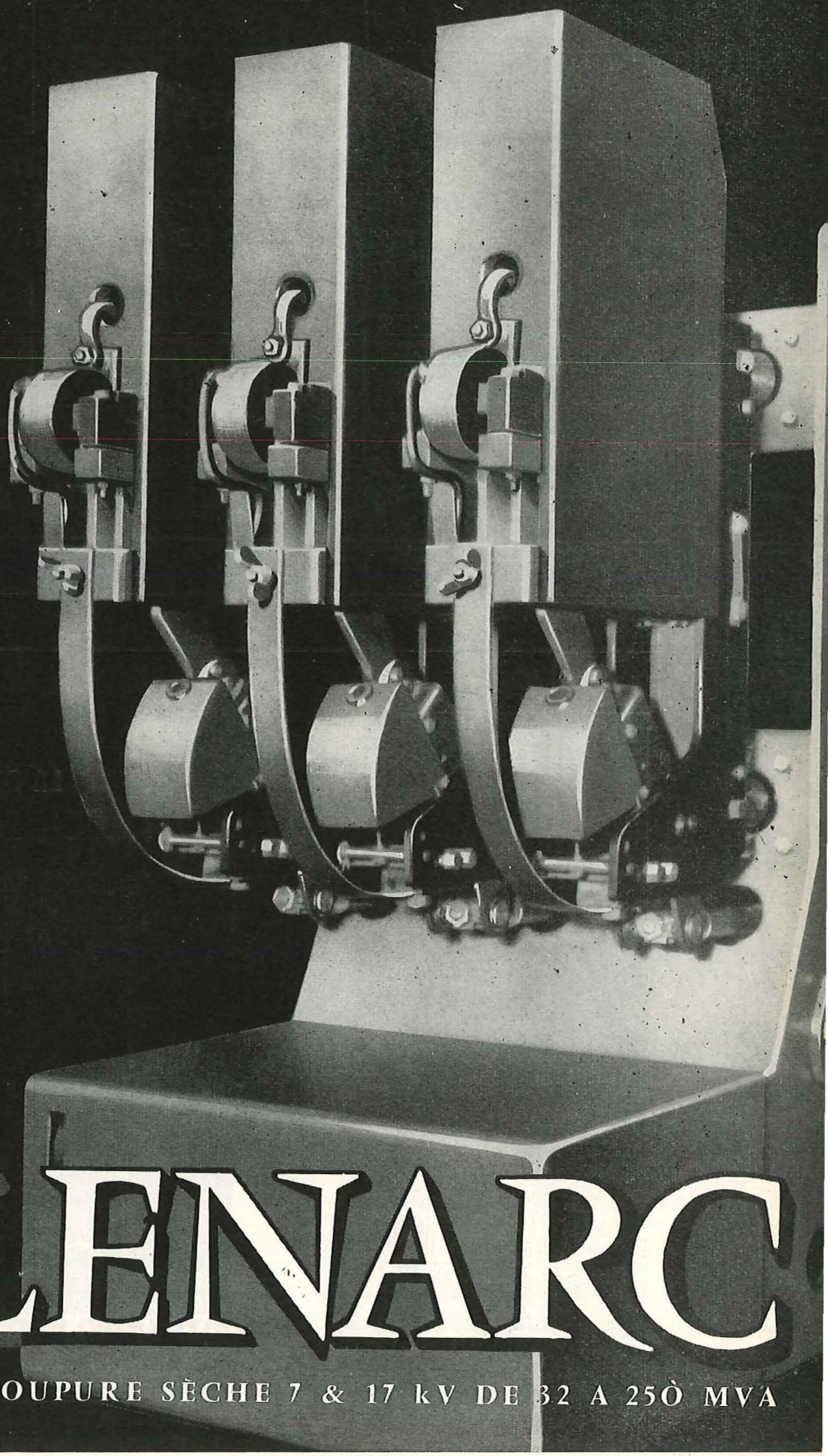
Entreprises en tous pays. — Grande pratique.

Nombreuses références, équipement de : Guidonnage à clavettes (nouveau système)
- 50 puits à guidonnage BRIARD
- 17 puits à grande section.
- 6 puits en service.
- 4 puits en cours de transformation.

Visites, Projets, Etudes et Devis sur demande.

EN SUPPRIMANT TOUTES LES SERVITUDES DE L'HUILE (RÉGÉNÉRATION, SURVEILLANCE DU NIVEAU) ET SES DANGERS (EXPLOSION, INCENDIE) LES DISJONCTEURS SECS H. T. CONSTITUENT UN PROGRÈS CONSIDÉRABLE DANS L'APPAREILLAGE ÉLECTRIQUE.

SUR LE PLAN TECHNIQUE, EN RENDANT POSSIBLE LE RÉENCLENCHEMENT MULTIPLE A PLEIN POUVOIR DE COUPURE, EN PERMETTANT LE DÉBROCHAGE DU DISJONCTEUR ET L'ACCÈS IMMÉDIAT A TOUS LES ORGANES IMPORTANTS, GRACE ENFIN A LEUR ENCOMBREMENT RÉDUIT ET A LEUR SIMPLICITÉ D'ENTRETIEN LES "SOLENARC" ONT PROVOQUÉ UNE VÉRITABLE RÉVOLUTION DANS LES TECHNIQUES DES DISJONCTEURS H. T.



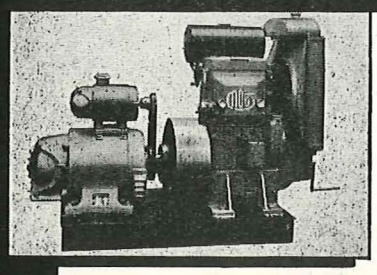
MERLIN & GERIN
GRENOBLE
DÉPARTEMENT H. T.
TÉL. : 56-30

SOLENARC

DISJONCTEURS A COUPURE SÈCHE 7 & 17 kV DE 32 A 250 MVA

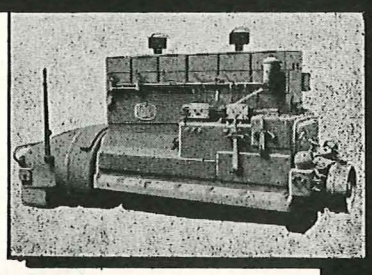
Agence pour la Belgique et le Congo belge : Société Electromécanique, 19, rue Lambert Crickx, Bruxelles

Le DIESEL dont vous avez besoin...



MOTEURS
de 6 à 150 c. v.

POUR

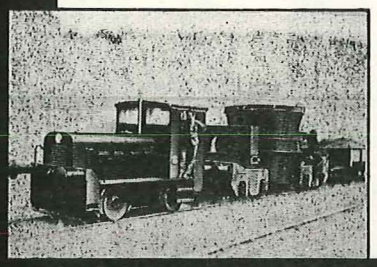


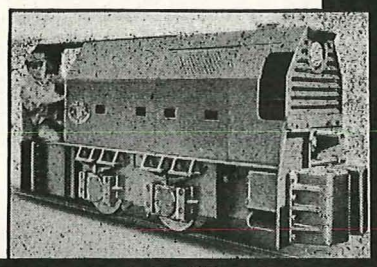
LA MARINE • L'INDUSTRIE

GROUPES ÉLECTROGÈNES • MOTO-POMPES • COMPRESSEURS

CONSTRUCTION DE LOCOMOTIVES

★ de mine et de surface
★ à voie normale et étroite

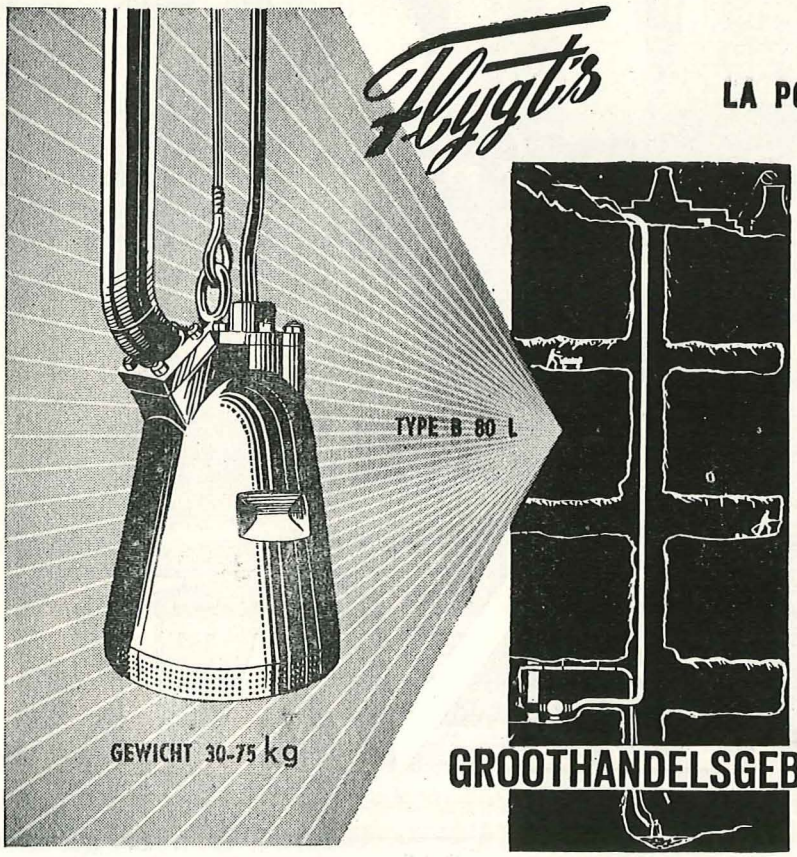




S. A. MOTEURS MOËS

WAREMME (Belgique)

TÉLÉPHONE : WAREMME 323.52 (2 lignes)



LA POMPE SUÉDOISE

SOUS CLOCHE FLYGTS

ANTI-DÉFLAGRANTE approuvée par l'Institut National des Mines à Paturages

Elle remplace les pompes à air comprimé. La commande électrique permet d'obtenir une importante économie d'énergie. Elle est légère, construite en matériel inoxydable, elle ne nécessite aucun graissage. Elle fonctionne à sec sans détérioration.

FLYGTS POMPEN

GROOTHANDELSGEBOUW-ROTTERDAM

Weena 703 -
Telefoon 11.52.14

SOCIETE DES MINES & FONDERIES DE ZINC
DE LA

VIEILLE-MONTAGNE

DIRECTION GENERALE :
ANGLEUR
TEL. : LIEGE 65.00.00

ZINC • BLANC DE ZINC • PLOMB

ZINCS ORDINAIRE ET ELECTRO
Lingots - Feuilles - Bandes - Fil - Clous - Barres

POUDRE DE ZINC POUR METALLISATION

Zincs pour Photogravure et Offset
FIL DE ZINC POUR LA METALLISATION

ALLIAGES «ZINCUIAL»
pour coulée en coquilles et sous pression - 3 types

OXYDES DE ZINC
EN POUDRE ET EN PATE

CADMIUM
en lingots, balles, baguettes
et plaques
ARGENT FIN
GERMANIUM et
Oxyde de Germanium
BISMUTH

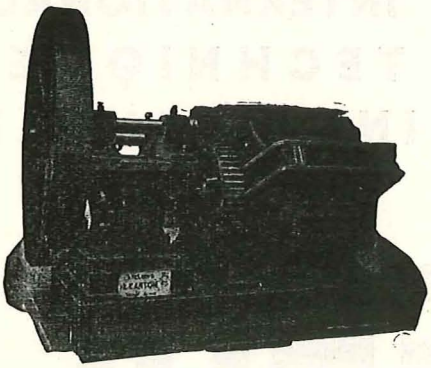
PLOMB DOUX EN SAUMONS :
électro-antimonieux
Plombs doux et à pourcentage d'antimoine
ou d'étain, en tuyaux et en fil
Siphons et coudes en plomb - Corps de pompes
SOUDURE D'ETAIN - TUYAUX & FIL D'ETAIN
SULFATE DE CUIVRE - SULFATE THALLEUX
ARSENIATE DE CHAUX
ACIDE SULFURIQUE

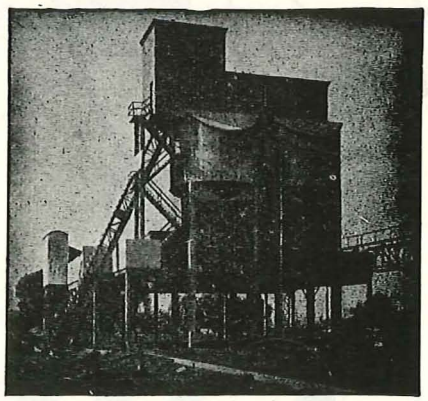
Ateliers Louis Carton

S.A. TOURNAI
(BELGIQUE)

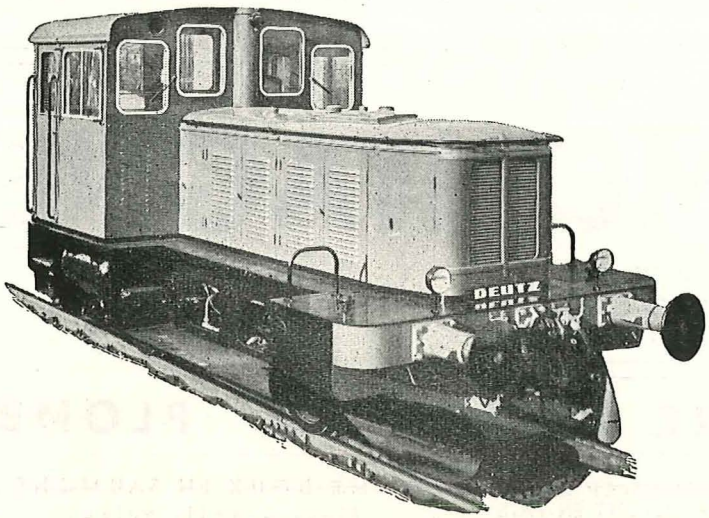
Installations de :
CUISSON - SECHAGE - CONCASSAGE - BROYAGE
TAMISAGE - LAVAGE - DOSAGE - MELANGE
DEPOUSSIERAGE - ENSACHAGE - MANUTENTION

Matériel pour charbonnages :
Elévateurs - Transporteurs - Distributeurs - Filtres dépoussiéreurs.
Sécheurs à charbons.
Broyeurs à mixtes, schistes, barrés.
Trommels classeurs et laveurs.
Tamis vibrants.
Installations de fabrication de claveaux.


Broyeurs à cylindres dentés.


Installations de manutention et distribution de charbon.

LOCOTRACTEURS DIESEL



DEUTZ

Puissances 5 à 600 CV
Tous écartements

Plusieurs types équipés du fameux
DIESEL DEUTZ
refroidi par air

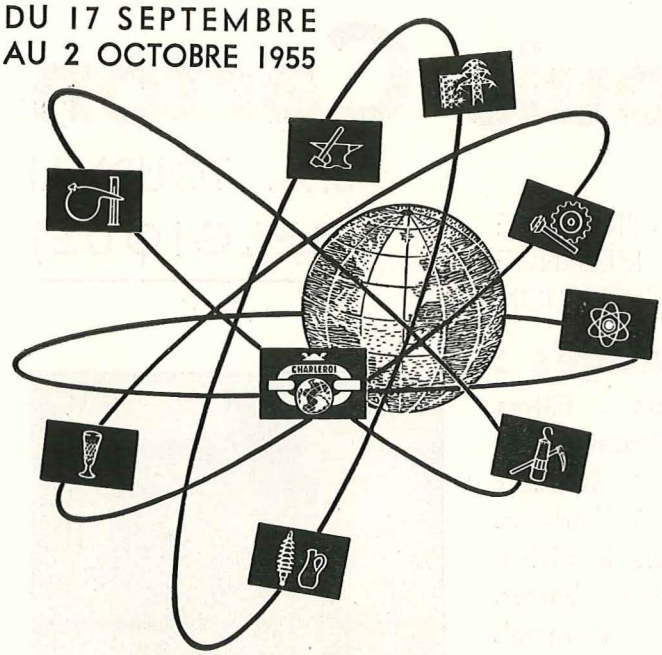
146, Ch. de Haecht
Tél. 16.09.47
16.53.33

LOCORAIL

BRUXELLES
Tél. suppl. 15.49.04
15.49.05

POUR LE CONGO : S. A. SOMUCONGO, 2, AVENUE LOUISE MARIE, ANVERS - Tél. : 33.03.87

DU 17 SEPTEMBRE
AU 2 OCTOBRE 1955



NE MANQUEZ PAS...

LA

2e EXPOSITION INTERNATIONALE TECHNIQUE ET INDUSTRIELLE

CHARLEROI

COMPAGNIE AUXILIAIRE DES MINES

SOCIETE ANONYME

Rue Egide Van Ophem, 26, UCCLE-BRUXELLES

R. C. Bruxelles : 580 Téléphones : 44.27.05 - 44.67.14

ECLAIRAGE ELECTRIQUE DES MINES

Lampes de sûreté pour mineurs, à main et au casque (accus plomb et cadmium - Nickel). - Lampes spéciales pour personnel de maîtrise. - Lampes et phares électropneumatiques de sûreté, à incandescence, vapeur de mercure et fluorescence. - Armatures antigrisouteuses.

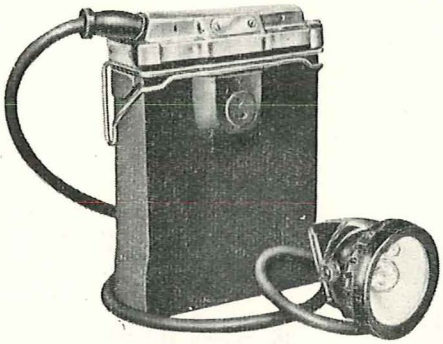
VENTE
ENTRETIEN
A FORFAIT
LOCATION

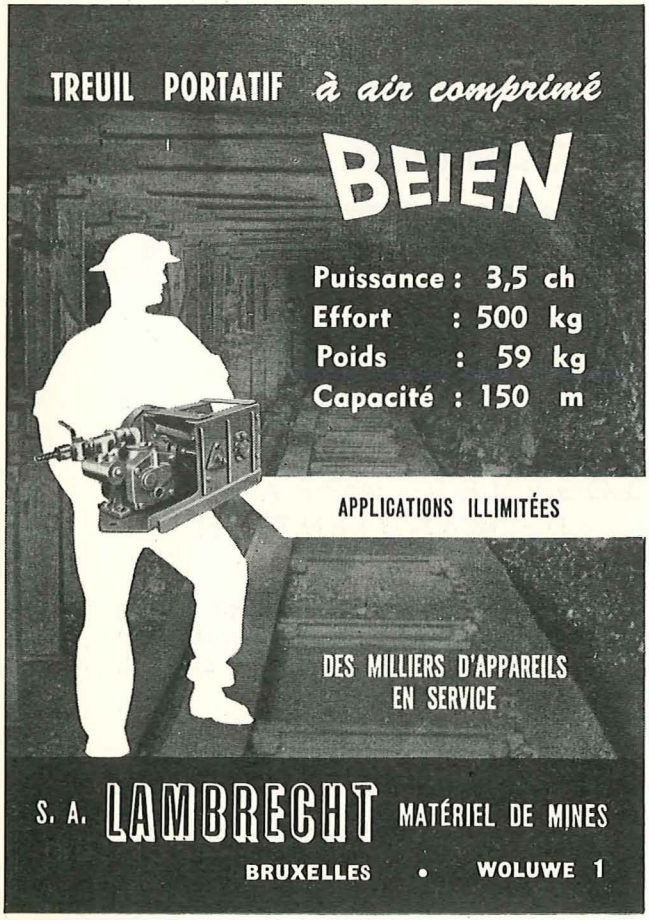
—

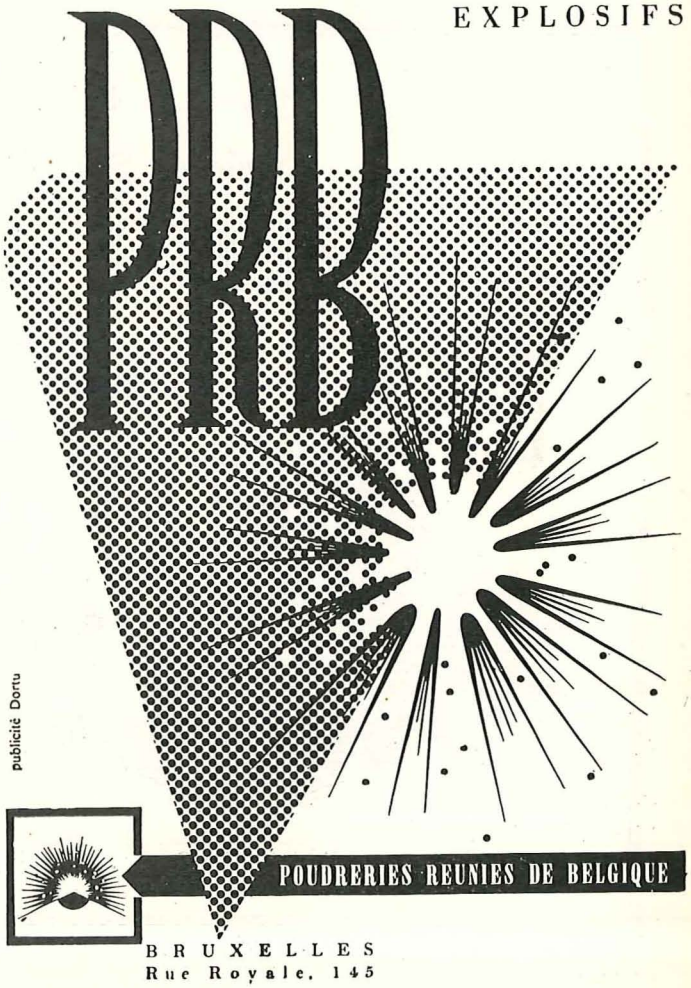
120.000 lampes en circulation en Belgique et en France.

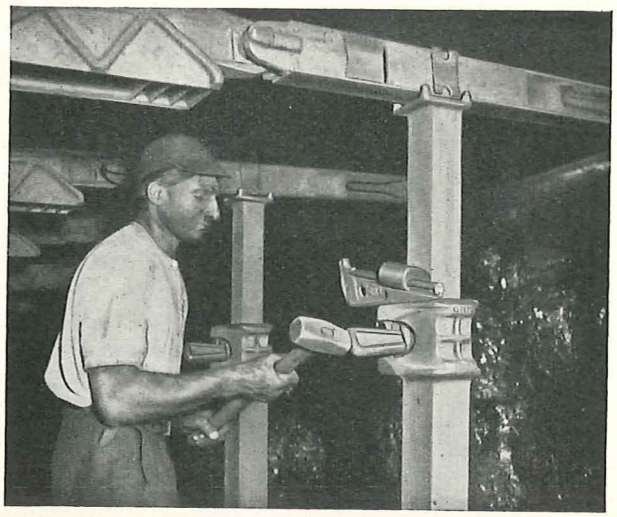
—

Entreprise fondée en 1897









Machines d'extraction électriques et à vapeur
Molettes soudées à jante laminée
Attaches-câble à serrage automatique
Cages d'extraction et **Skips**
Sas à air
Berlines de grande capacité et berlines spéciales
Postes de chargement pour berlines
Mécanisation des recettes
Turbocompresseurs et **compresseurs à piston**
Broyeurs, Concasseurs et **Tamis**

SOUTENEMENT DES TAILLES, ETANÇONS et BELES
en acier spécial pour toutes ouvertures.

GUTEHOFFNUNGSHUTTE
A. G.
Werk Sterkrade
Oberhausen-Sterkrade

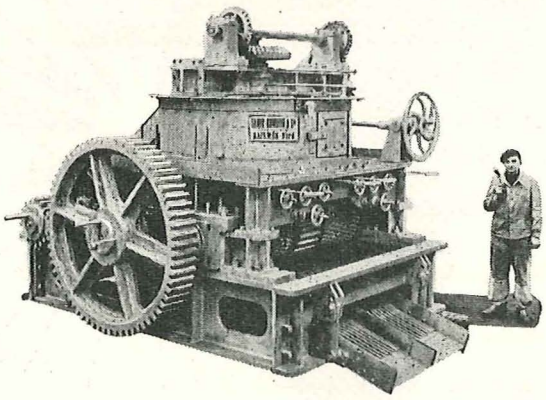
SABEMI
S. A. Belge d'Equipement Minier et Industriel
36, place du 20 Août, Liège

Ateliers de Raismes (Nord) fondés en 1859

Anciens Ets SAHUT, CONREUR

CONREUR - LEDENT & Cie

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

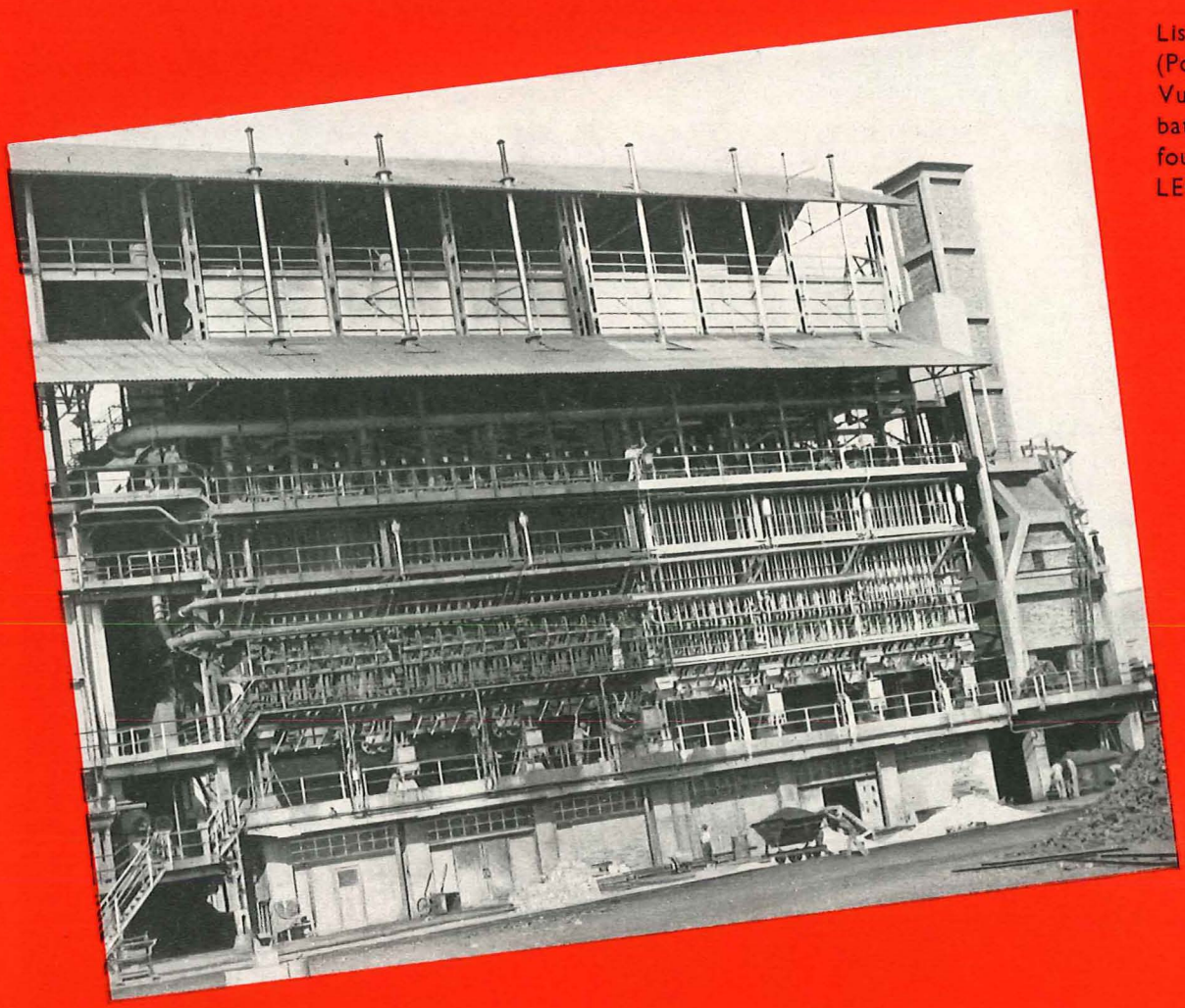


PRESSES A BRIQUETTES
SECHEURS - BROYEURS
DOSEURS - APPAREILS
DE MANUTENTION

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



Lisbonne
(Portugal)
Vue des deux batteries de fours à gaz LECOCQ.

UNE RÉALISATION LECOCQ

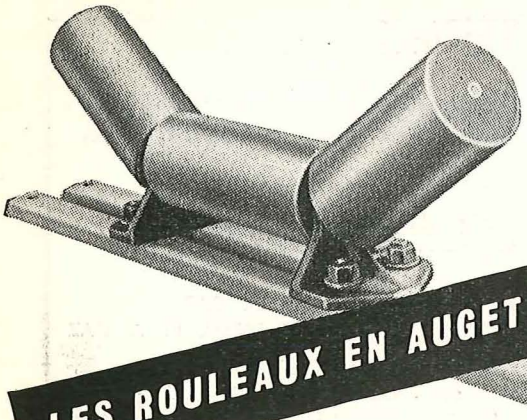
A deux reprises successives, en 1948 et 1952, les Compagnies Réunies de Gaz et d'Électricité (groupe de la SOFINA) ont chargé LECOCQ de la construction de fours à gaz pour leur usine de Lisbonne.
L'installation comporte actuellement 6 fours à 5 chambres verticales, d'une capacité unitaire de 4 tonnes, assurant une production journalière de 100.000 m³ de gaz.
Quelques particularités : chauffage des fours par du gaz pauvre, dépoussiéré électrostatiquement, provenant de gazogènes indépendants, à grille tournante; ouverture des portes de déchargement par commande hydraulique; coke-car à commande directe par moteur électrique.

Pour vous aussi, LECOCQ est prêt à résoudre des problèmes difficiles.

Les fours LECOCQ

SOCIÉTÉ ANONYME LES FOURS LECOCQ
215 CHAUSSÉE D'ALSEMBERG • BRUXELLES

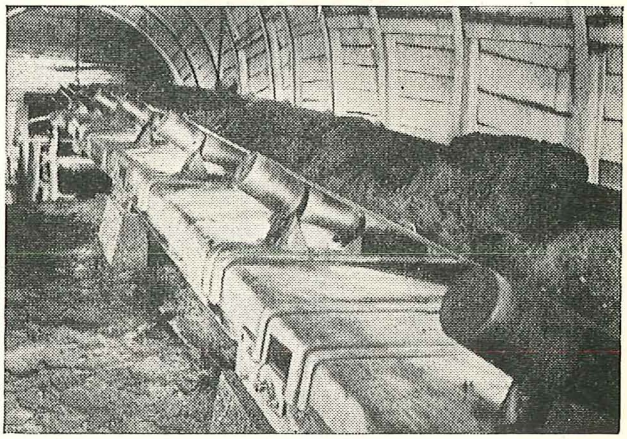
Attravers l'Europe
LES FOURS LECOCQ
S. A. Les Fours Lecocq · 215 ch. d'Alsemberg · Bruxelles
Construction et installation de Cokeries ● Usines à Gaz
Gazogènes - Gazomètres ● Distillation du goudron
Rectification du benzol ● Epuration du gaz - Récupéra-
tion du soufre - Carbonisation du bois ● Usines
chimiques - Engrais synthétiques - Acide nitrique



Rouleaux en auget composés de 3 poulies, montés sur des supports cannelés. Ils sont également fournis sur des tôles de protection comme ci-dessous, ou sur des adapteurs pour n'importe quelle forme de structure.

LES ROULEAUX EN AUGET M&C FILENT AU TOUCHER

Une courroie de roulage principal de 914 mm sur des rouleaux en auget de 5 poulies.



Les garnitures à labyrinthe empêchent la poussière d'entrer et le lubrifiant de sortir. Pas de rondelle en feutre ou en caoutchouc créant des frictions. Par leur grande facilité de roulement les rouleaux en auget M&C réduisent les coûts d'entretien et allongent la vie de la courroie. Ils restent efficients pendant longtemps, parfois 20 ans.

MAVOR & COULSON (CONTINENTALE) S.A.

65, rue Georges Raeymackers, Bruxelles 3. Téléphone 16.09.43.

S. A. CRIBLA

31, RUE DU LOMBARD, BRUXELLES - TELEPHONES : 11.50.31 - 11.50.35

ATELIERS DE MELANGE ET BROYAGE
MANUTENTIONS MECANIQUES
DECHARGEMENT ET MISE EN STOCK
POUR CENTRALES ELECTRIQUES ET COKERIES

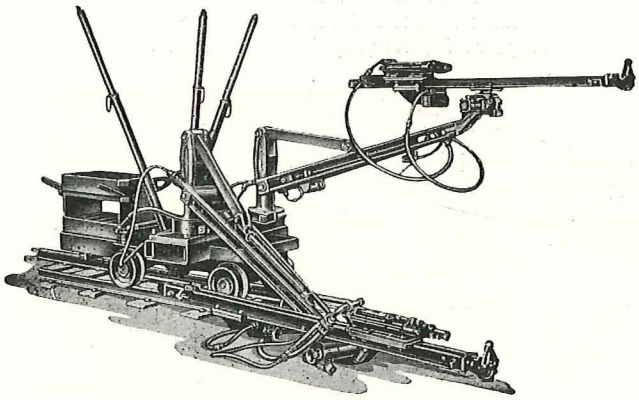
TRANSPORTEURS — ELEVATEURS
A GODETS — CRIBLES — CULBUTEURS DE
WAGONNETS ET DE GRANDS WAGONS
TRANSPORTEURS AERIENS PAR CABLES

CONSTRUCTION DE TRIAGES ET LAVOIRS A CHARBON

LAVAGE PAR BAC A PISTON DE GRANDE CAPACITE
DESCHISTEURS AUTOMATIQUES S. K. B.

LAVAGE PAR LIQUIDE DENSE
SYSTEME « TROMP »

MISE A TERRIL BREVETEE



COMPAGNIE BELGE

Ingersoll-Rand

SOCIETE ANONYME

62, chaussée de Mons - BRUXELLES

Téléphones : 21.46.74 - 21.54.40

COMPRESSEURS D'AIR ET DE GAZ
TURBO SOUFFLANTES - MOTEURS DIESEL ET A GAZ
MARTEAUX PERFORATEURS ET PIQUEURS
PERFORATRICES - TAILLANTS AMOVIBLES
POMPES CENTRIFUGES
TREUILS DE RACLAGE

ETABLISSEMENTS

Jadot frs

SOCIETE ANONYME

BELCŒIL

EQUIPEZ VOS TAILLES

au moyen des :

NOUVEAUX ETANÇONS
métalliques Dardenne
à boîtier élastique
et des
BELES METALLIQUES
en acier coulé

C'est du nouveau matériel breveté et 100 % Belge.

PRODUITS DE GRAISSAGE
Céelvé

Graisses et huiles pour câbles de mines
Graisses pour guidonnages
Graisses et huiles pour engrenages
Graisses consistantes à P. G. de 80° à 170°C

PRODUITS ANTI-ROUILLE
Céelvé

Huile spéciale pour gardes de gazomètres
Graisses, huiles, liquides anti-rouille pour la protection des pièces métalliques, des pièces mécanisées.

PEINTURES ANTI-ROUILLE
Céelvé

pour couches inhibitrices
pour sous-couches
pour couches de finition

Compagnie des Lanolines, s.a.
Fondée en 1928

107-109, rue du Dobbelenberg
Tél. 16.27.41 HAREN-BRUXELLES

FORAKY

SIÈGE SOCIAL : 13, PLACE DES BARRICADES
BRUXELLES

CORRESPONDANTS EN FRANCE, ANGLETERRE, ESPAGNE

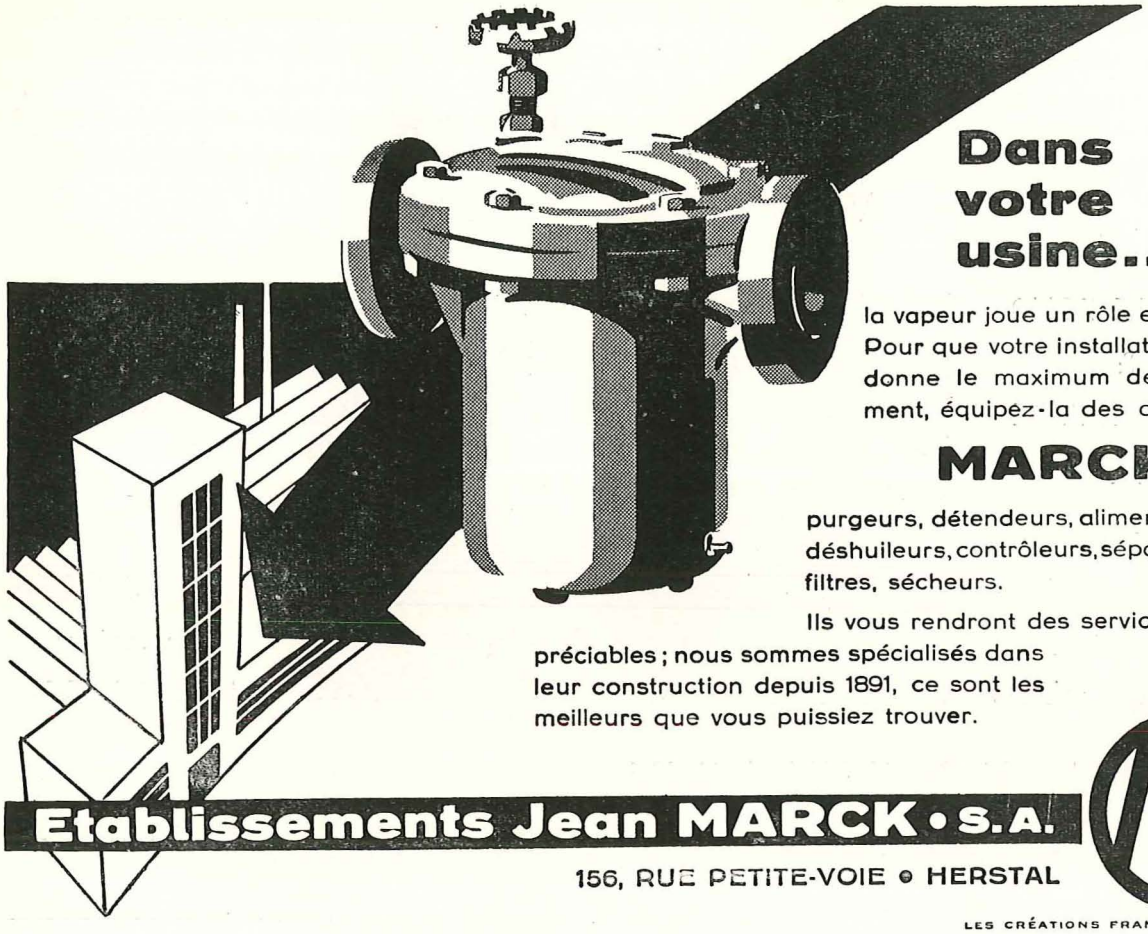
SOCIÉTÉ ANONYME
CAPITAL · 50.000.000 DE FRS.

SONDAGES A GRANDE PROFONDEUR, RECHERCHES MINIÈRES, MISE EN VALEUR DE CONCESSIONS, SONDAGES SOUTERRAINS, SONDAGES D'ÉTUDE DES MORTS-TERRAINS, SONDAGES DE CIMENTATION ET DE CONGÉLATION.

FONCAGE DE PUITS PAR CONGÉLATION, CIMENTATION, NIVEAU VIDE ET TOUS AUTRES PROCÉDÉS. TRAVAUX MINIERS.

MATERIEL SONDEUSES EN TOUS GENRES, POMPES ET TREUILS POUR LE SERVICE DU FOND.

ATELIERS DE CONSTRUCTION A ZONHOVEN PRÈS HASSELT



Dans votre usine...

la vapeur joue un rôle essentiel. Pour que votre installation vous donne le maximum de rendement, équipez-la des appareils

MARCK

purgeurs, détendeurs, alimentateurs, déshuileurs, contrôleurs, séparateurs, filtres, sécheurs.

Ils vous rendront des services inappréciables ; nous sommes spécialisés dans leur construction depuis 1891, ce sont les meilleurs que vous puissiez trouver.

Etablissements Jean MARCK • S.A.

156, RUE PETITE-VOIE • HERSTAL

LES CRÉATIONS FRANCIS DELAMARE

ATELIERS **J. HANREZ,** S. A.

MONCEAU-SUR-SAMBRE

VALORISEZ
VOS POUSSIERS

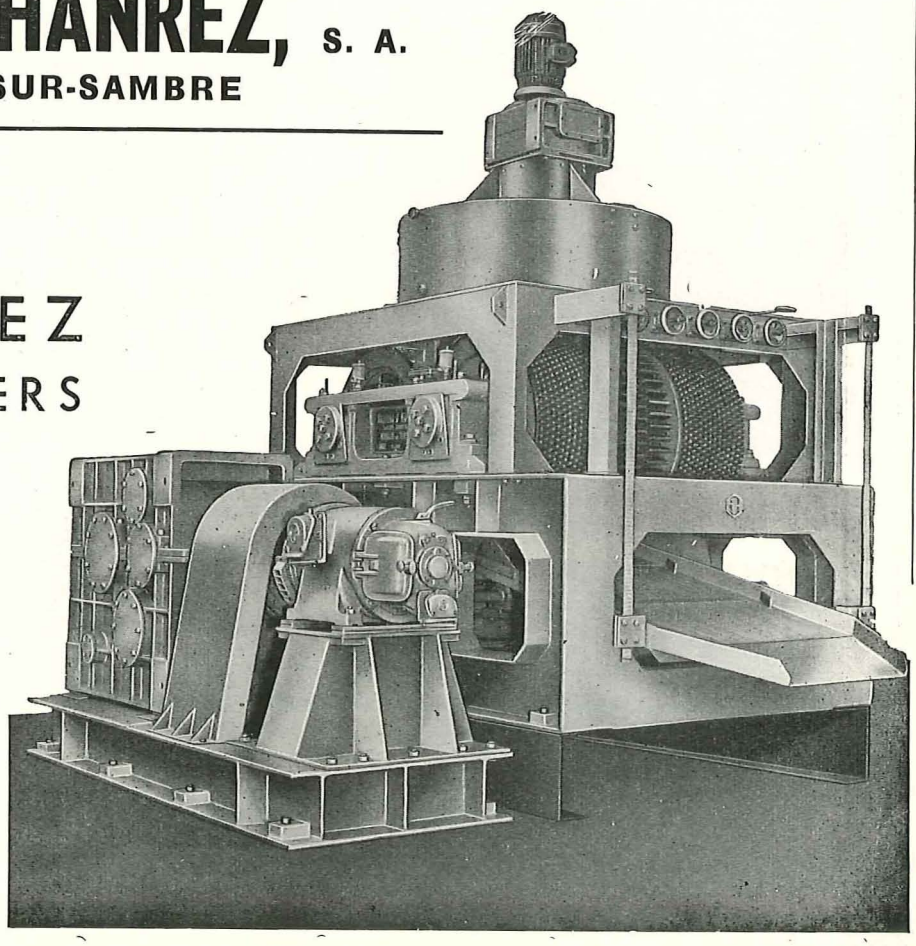
PAR

L'AGGLOMERATION

AVEC NOS

PRESSES

A BOULETS



LOCOTRACTEURS DIESEL

RUHRTHALER

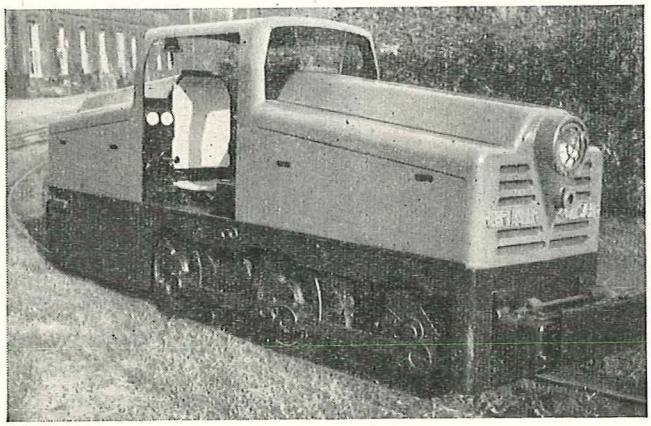
ETABLISSEMENT FONDE EN 1899

VISIBILITE PARFAITE

POUR LE FOND
&
LA SURFACE

—

La technique
la plus moderne
La construction
la plus robuste



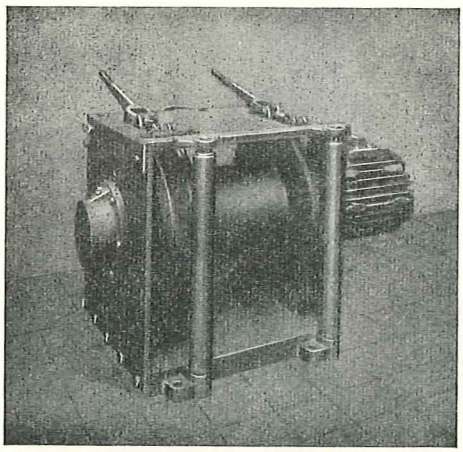
15 & 22 CV
avec moteur
NORMAG

—

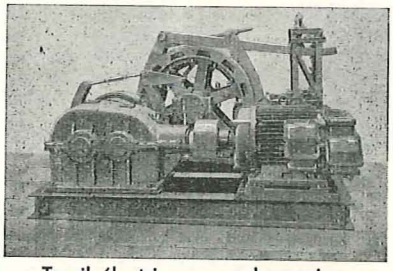
De 32 CV à 120 CV
avec moteur
MERCEDES

KOPPEL-EQUIPEMENT

268, boulevard Général Wahis, Bruxelles - Tél. 34.85.65



Treuil électrique à embrayage progressif moteur antigrisouteux incorporé.



Treuil électrique pour burequin.

ATELIERS ET FONDERIES

J. & A. MOUSSIAUX & Frères

Société Anonyme

à HUY (Belgique) - Rue Mottet, 5

Téléphone : Huy 133.21 (2 lignes)

●

MATERIEL POUR CHARBONNAGES ET MINES

TREUILS A AIR COMPRIME

à cylindres oscillants, pour halage et extraction, montés sur colonnes ou sur châssis.

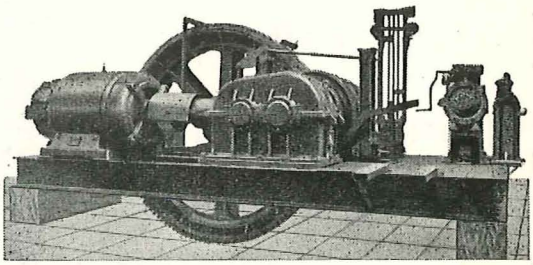
TREUILS ELECTRIQUES

pour halage et extraction.

Treuils spéciaux pour burequin.

Plus de 5.000 treuils en activité.

Palans à main
Palans électriques « JAMF »



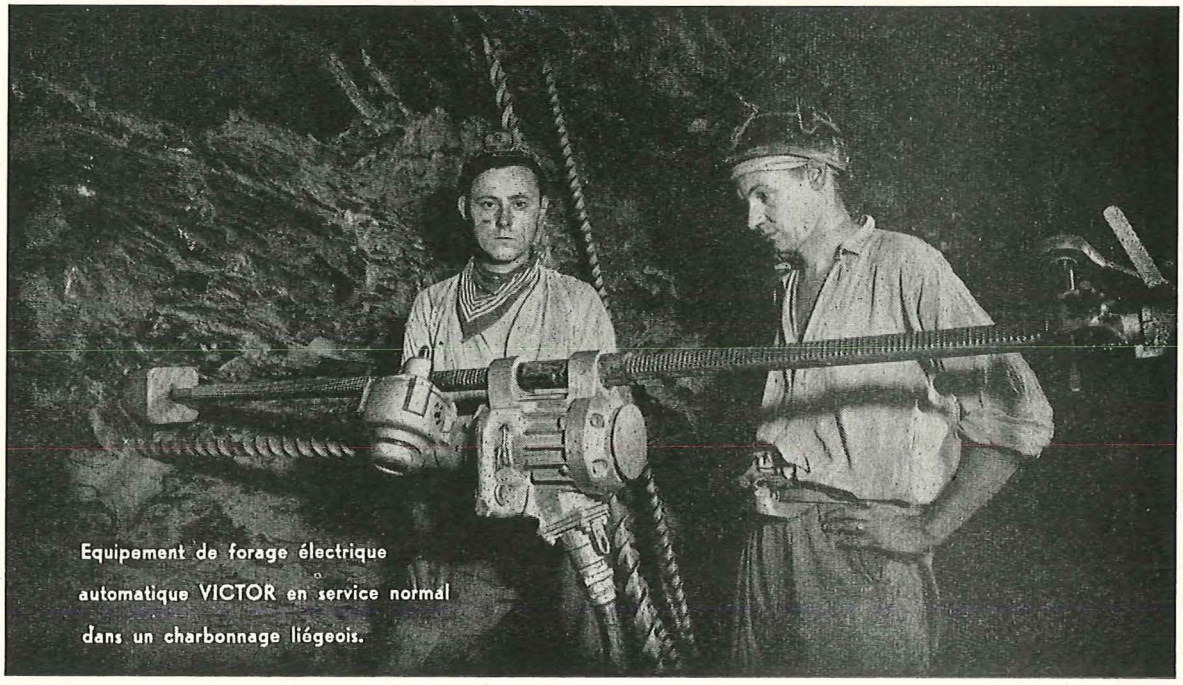
Treuil électrique d'extraction.

Tout matériel de manutention

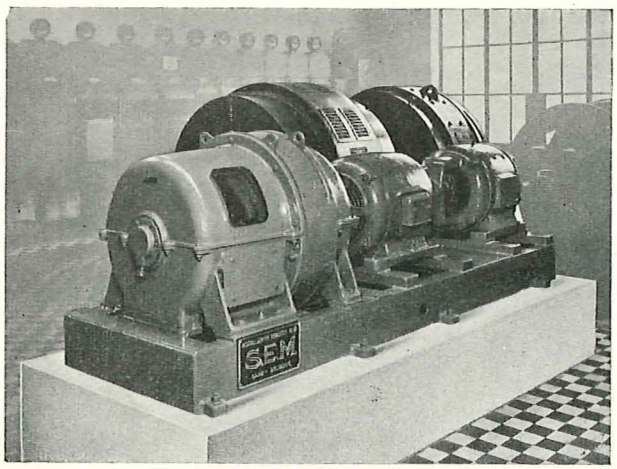
MECANIQUE GENERALE - PIECES DE FONDERIE

Agents généraux : Ets H.-F. DESTINE, S.A. BRUXELLES - Tél. 47.25.32 - 47.91.63
33, RUE DE LA VALLEE, 33

- EQUIPEMENTS DE PERFORATRICES ELECTRIQUES OU A AIR COMPRIME
AUTOMATIQUES OU NON
- EQUIPEMENTS D'ECLAIRAGE ANTIDEFLAGRANTS POUR TAILLES ET BOUVEAUX
- TAILLANTS ET FLEURETS POUR TOUS TRAVAUX
- PURGEURS ET EXTRACTEURS D'EAU


Equipement de forage électrique automatique VICTOR en service normal dans un charbonnage liégeois.

FABRICATIONS VICTOR PRODUCTS Ltd
WALLSEND-ON-TYNE (ENGLAND)


CHARBONNAGES DU HAZARD-MICHEROUX
Groupe d'excitation avec amplidyne.

MACHINES D'EXTRACTION
AVEC
EQUIPEMENT ELECTRIOUE

A CONTROLE PAR AMPLIDYNE

SECURITE - MANŒUVRES SIMPLES ET PRECISES
MARCHE AUTOMATIQUE ET MANUELLE

SEM

42, Dock - GAND - Téléphone : 25.76.01

Département MECANIQUE : Moteurs Diesel SEM-CARELS - Turbines et machines à vapeur.

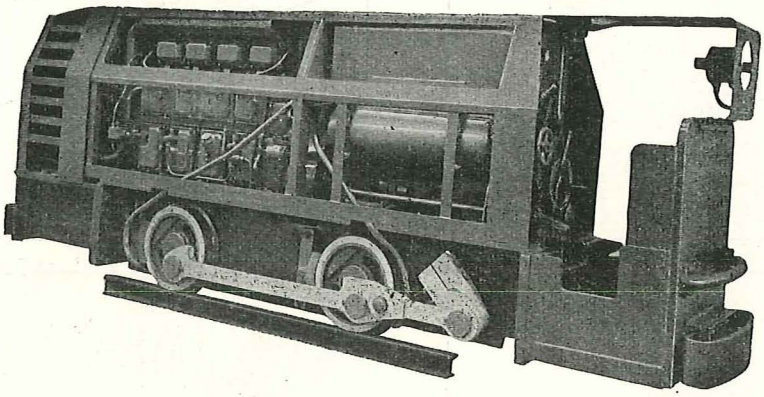
Département ELECTRICITE INDUSTRIELLE :
Moteurs - Transformateurs - Redresseurs - Appareillage, etc.

Département ELECTRICITE DOMESTIQUE ET PROFESSIONNELLE :
Froid et chaud commercial - Appareils ménagers.

BRUXELLES	GAND	ANVERS	LIEGE	CHARLEROI	MONS	LUXEMBOURG
Tél: 37.30.50	25.76.01	37.28.53	23.25.35	32.81.49	326.44	238.64

grands travaux?
penser....
SOCIETE BELGE DES BETONS
37, BOULEVARD DU REGENT · BRUXELLES
TEL. 12.50.40

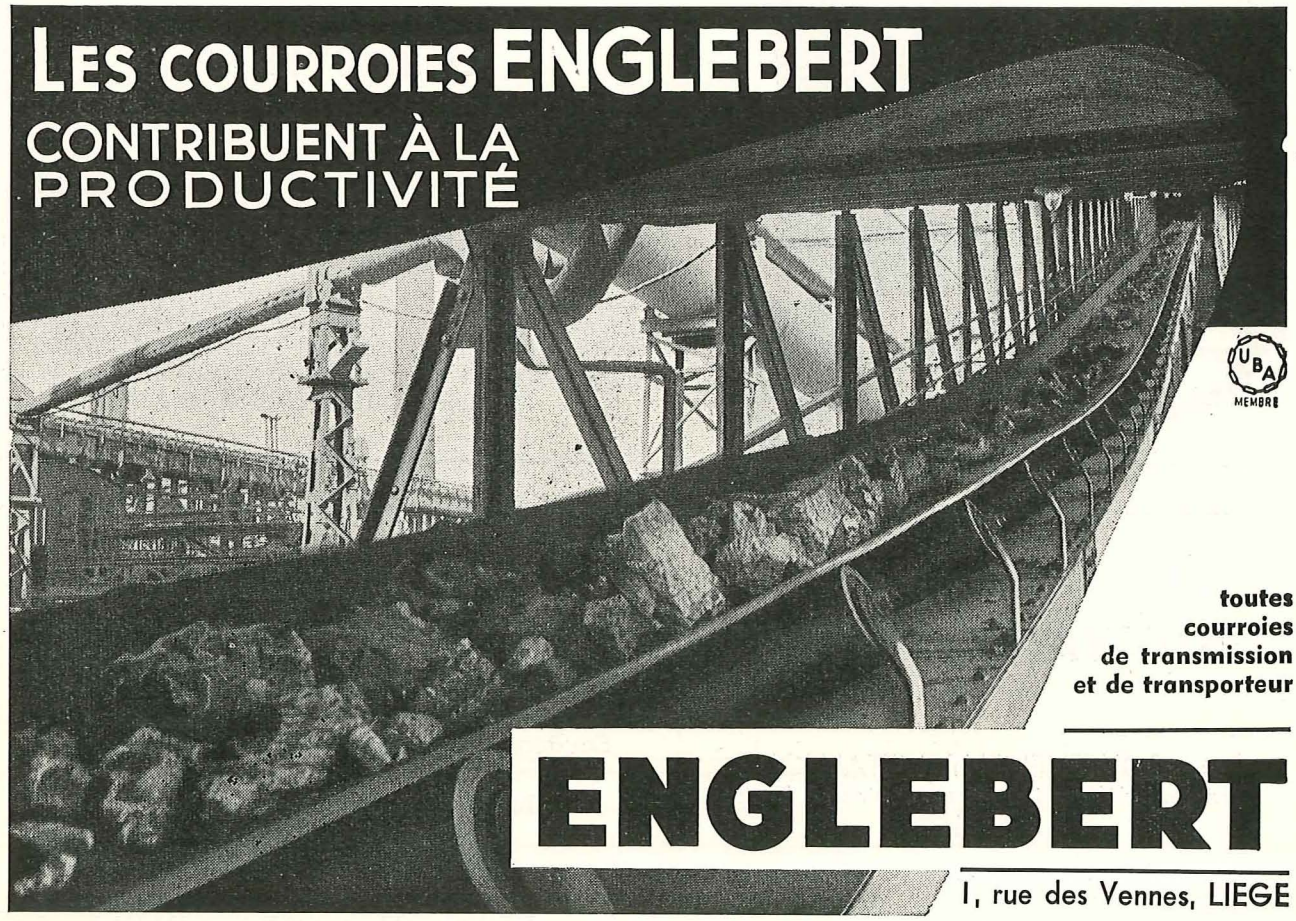
Société Anonyme des ATELIERS DE CONSTRUCTION
de
LA MEUSE
LIEGE
FONDES EN 1835

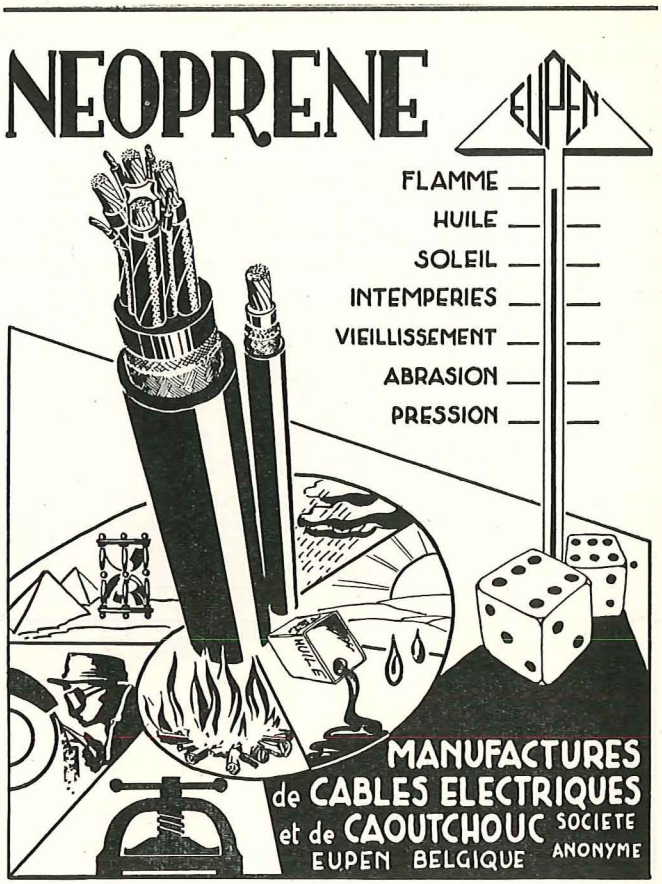


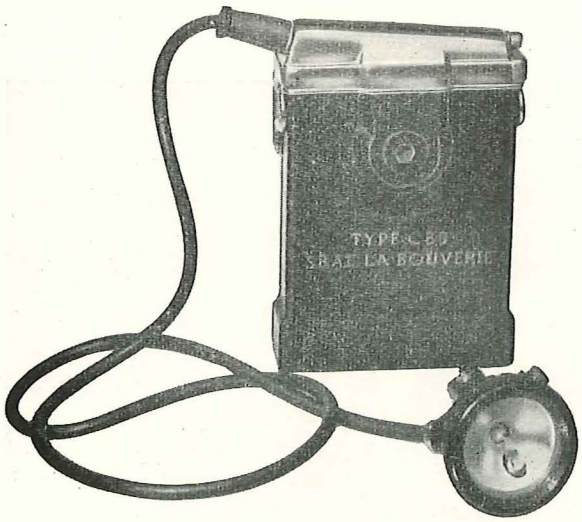
Locotracteur pour le fond 100 ch. - 10 Tonnes.

TURBINES A VAPEUR - MACHINES D'EXTRACTION
TURBO-COMPRESSEURS - COMPRESSEURS A PISTONS

LOCOMOTIVES A VAPEUR - LOCOMOTIVES SANS FOYER
TRACTEURS DIESEL - MOTEURS DIESEL DE 6 à 800 CH.







SOCIETE BELGE D'APPLICATIONS ELECTRIQUES

Société Anonyme

LA BOUVERIE

ANCIENS ATELIERS ANDRE fondés en 1848

Fabricant Belge spécialisé dans le matériel d'éclairage portatif pour mines et industries diverses. — Lampes à flamme, à huile et à benzine. — Lampes électriques à main ou au chapeau, à accumulateur au plomb et au cadmium nickel. — Lampes spéciales pour géomètres, etc. — Accumulateurs au cadmium-nickel NIFE pour tous usages et notamment la traction. — Matériel d'éclairage fixe et portatif, alimenté par réseau, pour mines et industries diverses.

Ateliers de FONTAINE-L'EVEQUE

SOUTENEMENT METALLIQUE

Etançons - Bêles - Caissons - Cintrages Usspurwies

CHAUDRONNERIE DE MINE

Couloirs - Tôles - Râclettes - Buses - Wagonnets Godets

Prochar

IMPORTATION EXPORTATION

MATERIEL NÜSSE ET GRÄFER

Soudeuses au grisou - Jumbos - Perforatrices Ventilateurs - Pompes

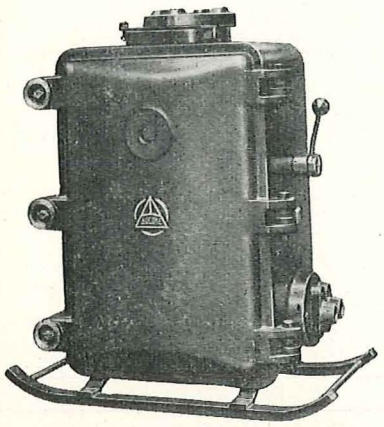
MATERIEL HALBACH BRAUN

Couloirs à secousses

27, rue St-Jean ANDERLUES

Téléphones : Charleroi 83.31.42 et 82.39.68

MATERIEL ANTIGRISOUTEUX



DISJONCTEURS

CONTACTEURS

TABLEAUX
ET
APPAREILLAGE
DIVERS

SOCOMÉ

S. A.

120, RUE SAINT - DENIS
Tél. : 43.00.50 (3 lignes)
FOREST - BRUXELLES

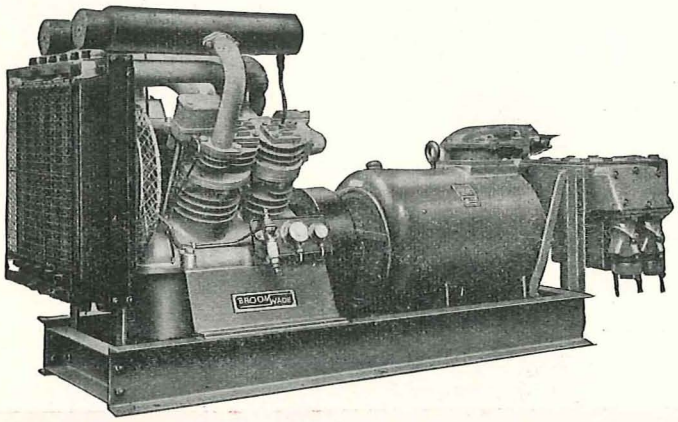
IB L'INDUSTRIELLE BORAINE

S. A. - QUIEVRAIN (Ht) - Tél. 126

MATERIEL DE MINES

LAVOIRS - Lavage par liqueur dense
Procédé NELSON-DAVIS
(Nombreuses références Europe et Amérique)

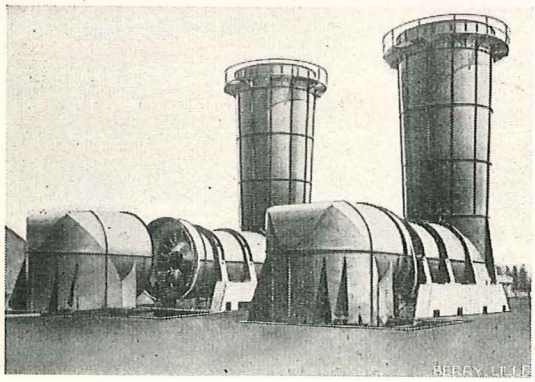
- Mécanisation de recettes et accrochages.
- Culbuteurs ■ Releveuses de berlines.
- Commandes électriques d'aiguillages.
- Appareils de manutention.
- Cages d'extraction.
- Balances et taquets hydrauliques.
- Moteurs à air comprimé pour couloirs.
- Couloirs sur chaises à billes ou galets, ect., etc...
- Charpentes ■ Chaudronnerie.
- Mécanique générale.
- Eclairage public et industriel.
- Menuiseries métalliques.



"BROOMWADE"

vous offre toutes les GARANTIES !
Les Compresseurs à refroidissement par AIR
Type AK sont **l'IDEAL** pour le
MONTAGE comme **GROUPES AUXILIAIRES**
Agents exclusifs :

28-30, rue des Fabriques, BRUXELLES - Tél. 12.50.10 (5 lig.)



Etablissements BERRY

SOCIETE ANONYME

77, rue de Mérode - BRUXELLES - Téléphone : 37.16.22

■

Locomotives Diesel de 7 à 150 CV.
Ventilateurs d'aérage de 0,5 à 2000 CV.
Epuration pneumatique des charbons et minerais.

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

JUILLET 1955 Bimestriel — Tweemaandelijks **JULI 1955**

Annales des Mines

DE BELGIQUE

Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

DIRECTION - REDACTION :

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIÈRE

DIRECTIE - REDACTIE :

NATIONAAL INSTITUUT VOOR DE STEENKOLENNIJVERHEID

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

EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES

37-39, rue Borrens — BRUXELLES

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 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.
E. CHAPEAUX, Président de la Fédération de l'Industrie des Carrières, à Bruxelles.
P. CULOT, Délégué à l'Administration des Charbonnages de la Brufina, à Hautrage.
P. DE GROOTE, Ancien Ministre, Président de l'Université Libre de Bruxelles, à Uccle.
L. DEHASSE, Président de l'Association Houillère du Couchant de Mons, à Mons.
A. DELATTRE, Ancien Ministre, à Paturages.
A. DELMER, Secrétaire Général Honoraire du Ministère des Travaux Publics, à Bruxelles.
L. DENOEL, Professeur à l'Université de Liège, à Liège.
N. DESSARD, Président de l'Association Charbonnière de la Province de Liège, à Liège.
P. FOURMARIER, Professeur à l'Université de Liège, à Liège.
L. GREINER, Président d'Honneur du Groupement des Hauts Fourneaux et Aciéries Belges, à Bruxelles.
M. GUERIN, Inspecteur général honoraire des Mines, à Liège.
A. HALLEUX, Professeur à l'Université Libre de Bruxelles, à Bruxelles.
M. LASSALLE, Président Honoraire de la Fédération de l'Industrie du Gaz, à Bruxelles.
P. MAMET, Président de la Fédération Professionnelle des Producteurs et Distributeurs d'Electricité de Belgique, à Bruxelles.
A. MEILLEUR, Administrateur-Délégué de la S. A. des Charbonnages de Bonne Espérance, à Lambusart.
I. ORBAN, Administrateur-Directeur Général de la S. A. des Charbonnages de Mariemont-Bascoup, à Bruxelles.
O. SEUTIN, Directeur-Gérant honoraire de la S. A. des Charbonnages de Limbourg-Meuse, à Bruxelles.
E. SOUPART, Administrateur-Délégué de la S. A. des Charbonnages de Tamines, à Tamines.
E. STEIN, Président de l'Association Charbonnière du Bassin de la Campine, à Hasselt.
R. TOUBEAU, Professeur 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.
J. VAN OIRBEEK, Président de la Fédération des Usines à Zinc, Plomb, Argent, Cuivre, Nickel et autres Métaux non ferreux, à Bruxelles.
O. VERBOUWE, Directeur Général Honoraire des Mines, à Uccle.

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, 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.
E. CHAPEAUX, Voorzitter van het Verbond der Groeven, te Brussel.
P. CULOT, Afgevaardigde bij het Beheer van de Steenkolenmijnen van de Brufina, te Hautrage.
P. DE GROOTE, Oud-Minister, Voorzitter van de Vrije Universiteit Brussel, te Ukkel.
L. DEHASSE, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van het Westen van Bergen, te Bergen.
A. DELATTRE, Oud-Minister, te Paturages.
A. DELMER, Ere Secretaris Generaal van het Ministerie van Openbare Werken, te Brussel.
L. DENOEL, Hoogleraar aan de Universiteit Luik, te Luik.
N. DESSARD, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van de Provincie Luik, te Luik.
P. FOURMARIER, Hoogleraar aan de Universiteit Luik, te Luik.
L. GREINER, Ere-Voorzitter van de « Groupement des Hauts-Fourneaux et Aciéries Belges », te Brussel.
M. GUERIN, Ere Inspecteur generaal der Mijnen, te Luik.
A. HALLEUX, Hoogleraar aan de Vrije Universiteit Brussel, te Brussel.
M. LASSALLE, Ere-Voorzitter van het Verbond der Gasnijverheid, te Brussel.
P. MAMET, Voorzitter van de Bedrijfsfederatie der Voortbrengers en Verdelers van Electriciteit in België, te Brussel.
A. MEILLEUR, Afgevaardigde-Beheerder van de N. V. « Charbonnages de Bonne Espérance », te Lambusart.
I. ORBAN, Administrateur-Directeur Generaal van de N. V. « Charbonnages de Mariemont-Bascoup », te Brussel.
O. SEUTIN, Ere Directeur-Gerant van de N. V. der Kolenmijnen Limburg-Maas, te Brussel.
E. SOUPART, Afgevaardigde - Beheerder van de N. V. « Charbonnages de Tamines », te Tamines.
E. STEIN, Voorzitter van de Kolenmijn - Vereniging van het Kempisch Bekken, te Hasselt.
R. TOUBEAU, 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.
J. VAN OIRBEEK, Voorzitter van de Federatie der Zink-, Lood-, Zilver-, Koper-, Nikkel- en andere non-ferro Metalenfabrieken te Brussel.
O. VERBOUWE, Ere Directeur Generaal der Mijnen, te Ukkel.

COMITE DIRECTEUR

MM. A. MEYERS, 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, Directeur divisionnaire 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 Embourg.
R. LEFEVRE, Directeur divisionnaire des Mines, à Jumet.
P. RENDERS, Directeur à la Société Générale de Belgique, à Bruxelles.
A. VANDENHEUVEL, Ingénieur en chef - Directeur des Mines, à Bruxelles.

BESTUURSCOMITE

HH. A. MEYERS, Directeur Generaal van het Mijnwezen, 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, Afdelingsdirecteur der Mijnen, te Brussel.
P. GERARD, Afdelingdirecteur der Mijnen, te Hasselt.
H. LABASSE, Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Universiteit Luik, te Embourg.
R. LEFEBVRE, Afdelingdirecteur der Mijnen, te Jumet.
P. RENDERS, Directeur bij de « Société Générale de Belgique », te Brussel.
A. VANDENHEUVEL, Hoofdingenieur - Directeur der Mijnen, te Brussel.

ANNALES DES MINES DE BELGIQUE

N° 4 — Juillet 1955

ANNALEN DER MIJNEN VAN BELGIE

Nr 4 — Juli 1955

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 580

INSTITUT NATIONAL DES MINES

J. FRIPIAT. — Rapport sur les travaux de l'Institut National des Mines en 1954 . . . 585

MEMOIRE

J. VENTER et P. STASSEN. — Le captage et l'utilisation du grisou en Belgique . . . 624

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

INICHAR. — Journées des Epontes et du Soutènement des 2 et 3 juin 1955 :
— Etude sur la qualité des épontes, par P. STASSEN, A. HAUSMAN et R. LIEGEOIS 640

Journées techniques sur les applications du caoutchouc dans les mines de houille :
P. STASSEN. — Les convoyeurs à courroie dans les mines belges 667
P. LEDENT. — Les joints de canalisation d'aérage dans les mines belges . . . 679
F. BERNHARDT. — Méthodes modernes pour l'essai des bandes transporteuses ininflammables pour le fond 692

INICHAR. — La gazéification souterraine dans les divers pays (suite) : Deuxième essai de gazéification souterraine à Djerada (Maroc). 703

NOTES DIVERSES

R. HOPPE. — Extrait du rapport sur les travaux du 1er semestre 1954 - Division des Bassins du Borinage et du Centre (suite).
— Triage-Lavoir central de la S. A. des Charbonnages de Ressaix, par M. DURIEU . 710

L. DELVAUX. — L'Exposition et le Congrès minier de Cleveland 1955 717

POLICE DES MINES

Règlement du 28 avril 1884 — Circulaire du 8 juin 1886 à Messieurs les Directeurs divisionnaires des Mines 722

STATISTIQUES

G. MARCHAL. — Bilan énergétique 1953 736

BIBLIOGRAPHIE

INICHAR. — Revue de la littérature technique 749
Divers 764

COMMUNIQUES

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

EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABONNEMENTEN - ADVERTENTIEN

BRUXELLES • EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES • BRUSSEL

Rue Borrens, 37-39 - Borrensstraat — Tél. 48.27.84 - 47.38.52

BIMESTRIEL - Abonnement annuel : Belgique : 450 F - Etranger : 500 F
TWEEMAANDELIJKS - Jaarlijks abonnement : België : 450 F - Buitenland : 500 F

BASSINS MINIERS / Périodes	Production nette (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 et valorisé (6)
Borinage	339.320	44.355	378.486	24,50	2.633	14.464	19.831	0,19	0,44	1.07	1,48	938	677	79,16	81,87	—133	— 64	— 197	1.405.401
Centre	309.212	43.074	339.461	24,77	1.877	11.046	15.480	0,15	0,40	0,92	1,30	1.084	768	82,43	84,73	—146	— 183	— 329	1.385.881
Charleroi	592.296	65.354	455.378	24,71	4.541	21.324	30.266	0,19	0,38	0,90	1,30	1.109	771	82,30	84,66	—317	— 113	— 430	1.815.122
Liège	413.488	41.069	62.834	24,44	2.936	16.881	22.932	0,17	0,43	1,01	1,38	985	724	80	83	—155	— 254	— 409	—
Campine	847.818	76 000	131.254	25,00	4.365	22.546	31.123	0,13	0,27	0,67	0,93	1.502	1 075	85,56	87,98	— 70	— 152	— 222	—
Le Royaume	2.493.134	269.852	1.367.413	24,70	16.360	86.255	119 641	0,16	0,36	0,87	1,21	1.155	825	82,19	84,67	- 821	— 766	1587	4.606.404
1955 Mars	2.665.459	326.127	1.467.396	26,69	16.320	85.636	118.416	0,16	0,36	0,87	1,20	1.153	828	80,50	82,82	—380	— 227	— 607	4.218.377
Février	2.333.235	271.855	1.897.642	23,28	16.349	85·690	119.218	0.16	0,36	0,86	1,22	1.155	821	80,61	83,23	—149	— 166	— 315	3.993.754
Janvier	2.502 612	304.482	2.272.993	24,89	16.378	86.281	119.980	0,16	0,36	0,87	1,22	1.149	817	81,18	83,77	+185	— 577	— 392	4.428.941
1954 Avril	2.486.047	268.139	3.728 920	24,03	17.808	93 542	129.378	0,17	0,39	0,92	1,28	1.091	781	83,61	85,96	—358	—1450	—1808	4.118.498
Moyen. mens.	2.437.391	270.806	2.814.928 7)	24,05	17.245	90.735	125.763	0,17	0,38	0,91	1,28	1.099	784	83,53	85,91	— 63	— 528	— 591	4 350 908
1953 Moy. mens.	2.505.024	196.883	3 063.210(7)	24,27	18.357	95.484	131.954	0,18	0,40	0,94	1,32	1 060	758	78	81	+ 10	— 450	— 440	4.595 867
1952 Moy. mens.	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
1951 » »	2.470.933	216.116	214.280(7)	24,2	18.272	94.926	133.893	0,18	0,39	0,95	1,36	1.054	738	79,6	82,4	—503	+1235	+ 732	2.334.178
1950 Moy. mens.	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	—
1949 » »	2.321.167	232.463	1.804.770(7)	23,82	19.890	103.290	146.622	0,20	—	1,08	1,55	926	645	79	83	—	—	—	—
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 » »	2.455.404	205.234	2.227.260(7)	24,2	18.739	91.945	131.241	0,18	—	0,92	1,33	1.085	753	—	—	—	—	—	—
1913 » »	1.903.466	187.143	955.890(7)	24,1	24 844	105 921	146 084	0,32	—	1,37	1,89	731	528	—	—	—	—	—	—
Sem. du 4 au 10-7-55	582.951	—	1.201.662	5,94	—	85.297	117 453	—	—	0,89	1,23	1.128	815	78.49	81,2	—	—	+ 242	—

N. B. — (1) A partir de 1954, cette rubrique comporte : *d'une part* tout le charbon utilisé pour le fonctionnement de la mine, y compris celui transformé en énergie électrique; *d'autre part* tout le charbon distribué gratuitement ou vendu à prix réduit aux mineurs en activité ou retraîtés. Ce chiffre est donc supérieur au chiffre correspondant des périodes antérieures.
(2) A partir de 1954, il est compté en jours ouvrés, les chiffres de cette colonne se rapportant aux périodes antérieures expriment toujours des jours d'extraction.
(3) Nombre de postes effectués, divisé par la production correspondante.
(4) A partir de 1954, ne concerne plus que les absences individuelles, motivées ou non, les chiffres des périodes antérieures gardent toujours une 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 cal., 0o C et 760 mm de Hg.
(7) Stock fin décembre.

BELGIQUE — FOURNITURE DE CHARBON BELGE AUX DIFFERENTS SECTEURS ECONOMIQUES (en tonnes) — AVRIL 1955

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	Exportations	Total du mois
1955 Avril	390.157	14.337	617.314	1.401	117.581	247.950	26.163	11 996	47 615	49.998	126.944	13.788	25 602	63.544	61.759	23.777	35.453	451.291	2.326.674
Mars	481.392	15.284	607.259	1.254	147.122	263.283	29 348	18.602	42·960	48 795	120.451	17 730	22.080	56.833	70.861	20.831	41.117	764.802	2.769.957
Février	400 424	17.692	569.740	1.624	118.238	246.561	23.434	14.792	36.466	48.792	121 978	16.270	17.990	53.531	52.176	20.926	35.060	641.470	2.437.164
Janvier	491.845	18.327	666.662	1.831	131.856	272.411	28.526	18 040	43.129	48.587	109.394	20.123	19.706	58 904	55.170	20 240	32.931	703.782	2.740.464
1954 Avril	351.827	10.154	418.244	1.396	86.250	215 044	20.690	11.151	43 996	49.727	114.74	13.745	23.220	62.345	76.495	21.963	33.220	307.500	1.861.716
Moy. mens	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
1953 Moy. mens. (1)	457 333	14 500	539.667		105 167	260.583	25.083	12 000	39 917	43.750	116.833	14.750	33.833	58.250	81.000	19.333	24.000	346.750	2.192.749
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
1951 » »	573.174	12.603	665.427			322.894	42.288	19.392	36.949	49.365	125 216	22.251	33.064	76.840	87.054	21.389	82.814	143.093	2.319.813

(1) Chiffres rectifiés.

GENRE / PERIODE	Fours en activité: Batteries	Fours en activité: Fours	Charbon (t) Reçu: Belge	Charbon (t) Reçu: Etranger	Charbon (t): Enfourné	Huiles combustibles t	COKE (t) Production: Gros coke de plus de 80 mm	Production: Autres	Production: Total	Consommation propre	Livraisons au personnel de la cokerie	Débit: Secteur domestique	Débit: Administrations publiques	Débit: Sidérurgie	Débit: Centrales électriques	Débit: Usines à gaz	Débit: Chemins de fer	Débit: Autres secteurs	Débit: Exportations	Débit: Total	Stock en fin de mois t	Ouvriers occupés
Minières	7	239	140.660	--	137.886	—	87.481	19.518	106.999	2.654	172	—	—	—	—	—	—	—	—	—	13.232	866
Sidérurgiques	25	961	415.132	76 215	472 825	—	304.970	60.442	365.412	2.107	2.806	—	—	—	—	—	—	—	—	—	30 885	2 329
Autres	10	267	50.773	56 228	111.928	157	63.473	22.196	85 669	8.395	186	—	—	—	—	—	—	—	—	—	18.791	1.157
Le Royaume	42	1 467	606.565	132 443	722 639	151	455.924	102.156	558 080	13.156	3.164	7.721	3.294	418.312	3.225	46	342	46.737	49.709	529.386	62.908	4.352
1955 Mars	42	1 473	611.835	127.692	748.607	257	468.080	108.568	576.648	22.947	5.144	20.047	2.795	425.555	1.923	1.440	1.044	52.096	56.132	561 032	50 534	4.374
Février	42	1.473	570.573	121.816	673.53	319	420 516	96.682	517.198	19 792	4 677	20.349	4.514	388.350	2.491	363	804	48.228	67.042	532.141	63.009	4.320
Janvier	41	1.437	669.359	81.944	734.355	677	453.865	111.076	564 941	23.644	2.821	22.731	4.452	410.063	3.371	255	1 446	51.030	69.853	563.201	102 421	4.300
1954 Avril	40	1 420	423.199	202.515	629.378	599	384.712	101 130	485.842	17.702	1.741	8.563	2.290	332.985	3.728	40	310	38.238	69.676	455.830	103.361 (2)	4.635
Moy. mens. (1)	42(3)	1 444(3)	484.837	183.406	664.632	515	405.081	107.154	512.235	17.505	2.093	14.177	3.327	359.227	3.437	385	1.585	42.611	73.859	498.608	127 146 (2)	4 270
1953 Moy. mens.	41(3)	1 432(3)	544 257	101.536	645 793	1.793(4)	385.811	109.640	495.451	18.521	2.984	11.083	3.334	339.750	1.750	250	1.584	44.083	68.333	470.167	201.013 (2)	3.930
1952 » »	42(3)	1 471(3)	596.891	98.474	695.365	7.624(4)	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
1951 » »	40(3)	1 442(3)	459.724	201.122	660.846	14.297(4)	399.624	109.409	508.033	18 998	3.498	16 295	2.968	364.833	1.299	301	1.904	55.969	40.684	484.253	67,270 (2)	4.147
1950 » »	42(3)	1 497(3)	481.685	26.861	508.546	14.879(4)	297 005	86 167	383.172	19.179	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.169
1949 » »	44(3)	1 532(3)	487.757	66.436	554.193	11 025(4)	315.740	103.825	419.565	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.635
1948 » »	47(3)	1 510(3)	454.585	157.180	611.765	—	373.488	95 619	469.107	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.463
1938 » »	56(3)	1 669 3	399.963	158.763	557.826	—	—	—	366.543	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.120
1913 » »	—	2.898	233.858	149.621	383.479	—	—	—	293.583	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.229

(1) Chiffres provisoires. (2) Stock fin décembre. (3) Pendant tout ou partie de l'année. (4) en hl.

GENRE / PERIODE	GAZ (en 1.000 m3) (1): Production	Consommation propre	Débit: Synthèse	Débit: Sidérurgie	Débit: Autres industries	Débit: Distributions publiques	SOUS-PRODUITS (t): Brai	Goudron brut	Ammoniaque (en sulfate)	Benzol	Huiles légères
Minières	46 358	21 113	25.533	—	553	13.202	—	3 711	1.347	—	—
Sidérurgiques	160.780	101.250	38 667	55.341	3.364	39.650	—	11.941	4.537	—	—
Autres	42.100	20.841	14.063	—	1.780	12.629	—	2.742	912	—	—
Le Royaume	249.238	143.704	79.293	55.341	5.697	65.481	—	18.394	6 796		—
1955 Mars (2)	263 100	149.178	79.582	57.292	6.322	76.735	—	18.791	6.820	—	—
Février (2)	235.453	139 361	72.570	50.412	5.639	68 781	—	15.867	5 973	—	—
Janvier (2)	257.442	149 173	81.854	50.598	6.176	75.480	—	18.229	6.792	—	—
1954 Avril (2)	223.875	130.325	62.057	44.126	4.080	67.322	—	15 940	5.751	—	—
Moy. mens. (2)	235 028	133 854	69.580	46.279	5.517	68.791	—	16.686	6.203	—	—
1953 Moy. m. (4)	212.801	110 781	63.220	43.659	5.310	62.585	2.109	16 011	5.070	4.020	1.053
1952 Moy. mens.	229.348	134.183	67.460	46.434	3.496	62.714	2.320	17.835	6.309	4.619	747
1951 Moy. mens.	232 666	138.476	68 912	42.906	4.967	63.219	2.137	17.032	6.014	4.156	605
1950 Moy. mens.	193.619	126 601	(3)	(3)	(3)	(3)	1.844	13.909	4 764	3 066	632
1949 Moy. mens.	185.659	140 644	(3)	(3)	(3)	(3)	1.614	15 129	5.208	3 225	1.322
1948 Moy. mens.	105.334(5)	(3)	(3)	(3)	(3)	(3)	—	16.053	5.624	4.978	—
1938 Moy. mens.	75.334(5)	(3)	(3)	(3)	(3)	(3)	—	14.172	5.186	4.636	—

(1) à 4250 Cal., 0°C et 760 mm Hg. (2) Chiffres provisoires. (3) Non recensés. (4) Chiffres rectifiés. (5) Non utilisé à la fabrication du coke.

GENRE / PERIODE	Production (t): Boulets	Briquettes	Totale	Consommation propre t	Livraisons au personnel t	Matières premières t: Charbon	Brai	Ventes et cessions t	Stock (fin du mois) t	Ouvriers occupés
Minières	84.118	38.610	122.728	—	—	—	—		—	—
Indépendantes	2.123	388	2.511	—	—	—	—	—	—	—
Le Royaume	86.241	38.998	125.239	3.871	9.523	118.398	9.823	111.516	7.060	572
1955 Mars (1)	115.035	41.918	156.953	5.303	15.799	147.418	12 202	136.519	6.731	610
Février (1)	91.793	34.628	126.421	4 916	12.464	118 692	9 698	110 719	7.399	572
Janvier (1)	102.030	37.852	139.882	5.406	15.258	132.421	10.607	121.877	9.077	610
1954 Avril (1)	59.043	32 302	91.345	4.478	9.685	86.379	7.066	76.916	13.159	550
Moy. mens. (1)	75.035	39 829	114.864	4.521	10.520	109 405	8.868	99.945	11.737(2)	578
1953 Moy.mens.	70.839	40 213	111.052	4.453	9.748	114.410	9.051	112.289	12.243(2)	558
1952 Moy. mens	71.262	52.309	123.571	1.732	103	105.322	10.094	119 941	36.580(2)	638
1951 Moy.mens.	86.369	64.475	150 844	1.608	95	138.946	12.915	150.535	4.900(2)	722
1950 Moy.mens.	38.898	46.079	84.977	2.488	377	78.180	7 322	85.999	—	552
1949 » »	20.574	44.702	65.276	—	--	60.240	5 558	63 697	—	462
1948 » »	27.014	53 834	80.848	—	—	74.702	6 625	—	—	563
1938 » »	39.742	102.948	142.690	—	--	129.797	12.918	—	—	873
1913 » »	—	—	217.387	—	—	197.274	—	—	—	1911

(1) Chiffres provisoires. (2) Stock fin décembre.

BELGIQUE — BOIS DE MINES — AVRIL 1955

PERIODE	Quantités reçues m³ — Origine indigène	Importation	Total	Consommat. totale (m³) y compris les exportations	Stock (m³) à la fin du mois
1955 Avril	60.780	13.706	74.486	84.708	301.670
Mars	31.116	11.307	42.423	88.679	308.600
Février	37.082	9.476	46 558	78.269	353.288
Janvier	45.117	4.993	50.110	97.712	382.933
1954 Avril	70.454	218	70.672	88.331	578.606
Moy. mens.	67.128	1.693	68.821	87.385	428.456(1
1953 Moy. mens.	66.994	1.793	68.787	91.430	703.050(1
1952 » »	73.511	30.608	104.119	91.418	880.695(1
1951 » »	64.936	30.131	95.067	93.312	643.662(1
1950 » »	62.036	12.868	74.904	90.209	570.013(1
1949 » »	75.955	25.189	101 144	104.962	727.491(1

(1) Stock fin décembre.

BELGIQUE — BRAI — AVRIL 1955

PERIODE	Quantités reçues t — Origine indigène	Importation	Total	Consommation totale t	Stock à la fin du mois t	Exportations t
1955 Avril	5.458	6.238	11.696	9.833	49.103	970
Mars	8.840	5.835	14.675	12.202	47.240	934
Février	7.381	6.585	13,966	9.698	44.676	2.360
Janvier	6.916	7.167	14.083	10.607	40.499	2.105
1954 Avril	3.419	10.868	14.287	7.066	38.680	4.184
Moy. mens.	4.959	4.654	9.613	8.868	37.023(1)	2.468
1953 Moy. mens.	4.156	3.839	7 995	8.769	28.077(1	3.602
1952 » »	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357(1	2.014
1951 » »	6 394	5 394	11.788	12,722	20.114(1)	208
1950 » »	5.652	1.577	6 629	7.274	31.325(1)	1 794
1949 » »	2.962	853	3 815	5 156	39.060(1)	453

(1) Stock fin décembre.

BELGIQUE — METAUX NON FERREUX ET ALLIAGES — AVRIL 1955

PERIODE	Produits bruts (1re et 2e fusions) — Cuivre t	Zinc t	Plomb t	Etain t	Aluminium t	Antimoine, Cadmium, Cobalt, Nickel, etc. t	Total t	Argent, or, platine, etc. kg	Demi-produits — A l'exception des métaux précieux t	Argent, or, platine, etc. kg	Ouvriers occupés
1955 Avril (1)	12 500	17.490	6.112	915	191	384	37.592	23 418	15.567	1 740	15.596
Mars (1)	11.700	17.324	6 443	1.084	172	376	37.099	22.226	15.614	1.595	15.533
Février	12.763	17.000	6.349	1.236	158	329	37 835	23.043	16 181	1 411	15.501
Janvier	12.866	17.530	6.363	1.319	160	284	38.522	19.332	16.737	1 842	15.632
1954 Avril	12.361	17.474	5.591	832	141	453	36.762	28.126	12.400	1.587	15.363
Moy. mens.	12.809	17.726	5.988	925	140	389	38.017	24.331	14 552	1.850	15.827
1953 Moy. mens.	12.528	16.119	6.363	821	125	390	36.346	24.384	12.833	1.638	14 986
1952 Moy. mens.	12.035	15.956	6.757	850	557		36 155	23.833	12.729	2 017	16.227
1951 Moy. mens.	11.541	16.691	6.232	844	597		35.905	22.750	16.675	2.183	16 647
1950 Moy. mens.	11.440	15.057	5.209	808	588		33.102	19 167	12.904	2.042	15 053

N.-B. — Pour les produits bruts : moyennes trimestrielles mobiles. Pour les demi-produits : valeurs absolues.
(1) Chiffres provisoires.

BELGIQUE — SIDER

PRODUC

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	Produits bruts — Fonte	Acier Total	Fer de masse	Produits demi-finis (1) — Pour relamineurs belges	Autres	Produits — Aciers marchands	Profilés et zorès (I et U de plus de 80 mm)	Rails et accessoires	Fil machine
1955 Avril (2)	51	451.262	493.182(4	5.848	55.309	24.557	143 4[illegible]0	19.387	8.915	38.322
Mars (2)	51	476.570	522 275(4	6 152	53.659	31.203	154.537	24 882	6.662	41.918
Février (3)	51	418.874	457.808(4	5.486	54.822	29.682	135.801	19.267	4.990	39.248
Janvier (3)	49	430.546	468 350(4	5 997	51.013	23.513	137.729	19.280	4.076	39.993
1954 Avril	45	361 026	400.136(4	5.099	43.331	29.944	108.181	15.543	4.649	32.258
Moy. mens.	47(5)	384.907	410.591(4	4.924	48.798	24.844	115.884	15.999	4.685	36.509
				Fers finis						
1953 Moy. mens.	50(5)	350.819	374 720(6	2.824	92.175		99.965	16.203	8.291	34.414
1952 Moy. mens.	50(5)	399.133	422.281(6	2.772	97.171		116 535	19.939	7.312	37.030
			Acier				Aciers marchands (8)	Profilés (80 mm et plus, zorès)	Rails, accessoires, traverses	
1951 Moy. mens.	49(5)	405.676	415 795(6	4.092	99 682		111.691	19.483	7.543	40.494
1950 » »	48(5)	307.898	311.034	3.584	70 503		91.952	14.410	10.668	36 008
1949 » »	48(5)	312.441	315.203	2.965	58.052		91.460	17.286	10.370	29.277
							Aciers marchands et rods (8)	Profilés spéciaux et poutrelles		Verges
1948 » »	51(9)	327 416	321.059	2.573	61.951		70.980	39.383	9.853	28.979
1938 » »	50(9)	202.177	184.369	3.508	37.839		43.200	26.010	9.337	10 603
							Aciers marchands			Verges et aciers serpentés
1913 »	51	207.058	200.398	25.363	127.083		51 177	30.219	28.489	11.852

(1) Qui ne seront pas traités ultérieurement dans l'usine qui les a produits. (2) Chiffres provisoires. (3) Chiffres rectifiés (4) Do[illegible] acier moulé avant ébarbage : 9.779 t en avril 1955 ; 9.501 t en mars 1955 ; 8.695 t en février 1955 ; 9.075 t en janvier 1955 7.015 t en avril 1954 ; 7.105 t moyenne mensuelle 1954 ; (5) Pendant tout ou partie de l'année. (6) Dont acier moulé : 5.305 moy. mens. 1953 ; 5.575 t moy. mens. 1952 ; 5.339 t moy. mens. 1951.(7) Pour 1951, les traverses ne figurent pas à cette rtbriqu mais à la rubrique divers. (8) Non compris l'acier moulé. (9) Hauts fourneaux en ordre de marche : le nombre fictif de hauts fou neaux qui, travaillant sans interruption, auraient donné la production de l'année, est, pour 1948 : 42,93 et pour 1938 : 35,31 (10) Au 31 décembre 1954.

IMPORTATIONS

Pays d'origine Périodes Répartition	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t	Lignites t
Allemagne Occid.	126.748	10.583(1)	1.720	8.528
Etats-Unis d'Amérique	29.251	—	—	—
France	53.154	—	—	—
Pays-Bas	26.351	6.427(2)	2.345	409
Royaume-Uni	34.124	1.380	—	—
Sarre	498	—	—	—
U.R.S.S.	5 905	—	—	—
Ensemble avril 1955	276.031	18.390	4 065	8.937
1955 Mars	300.780	25.811(3)	3.459	6.817
Février	249.582	16.109(4)	4.695	8.536
Janvier	253.707	18.167(5)	4.330	6.810
1954 Avril	287.840	6.724(6)	2.147	6.099
Moyenne mensuelle	310.388	9.251(7)	3.331	7.410
Répartition :				
1) Secteur domestique	70.835	1.943	4.065	8 098
2) Secteur industriel	191.812	16 447	—	839
Réexportations	9.820	—	—	—
Mouvement des stocks	+ 3.564	—	—	—

(1) Dont 6.191 t coke de gaz. (2) Dont 1.285 t coke de gaz.
(3) Dont 6.406 t coke de gaz. (4) Dont 3.220 t coke de gaz.
(5) Dont 3.363 t coke de gaz. (6) Dont 3.281 t coke de gaz.
(7) Dont 2.307 t coke de gaz.

EXPORTATIONS

Destination	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t
Allemagne Occident.	55 264(1)	—	—
Argentine	10.434	—	—
Congo belge	20	—	—
Danemark	—	433	—
France	107 865	26.818	22.379
Hongrie	—	7.875	—
Italie	7.967	—	—
Luxembourg	3 454	13.670	600
Norvège	2.142	—	—
Pays-Bas	118.896(2)	708	15.799
Royaume-Uni	147 243	—	—
Suisse	7.825	—	295
Autres pays	—	205	—
Ensemble avril 1955	461.110	49 709	39.073
1955 Mars	778.663	56.132	46.200
Février	650.846	67.042	37.042
Janvier	711.860	70.253(3)	31.473
1954 Avril	313.847	69.676	23.370
Moyenne mensuelle	473.406	73.992(4)	27.121

(1) Dont 8.177 t charbon importé.
(2) Dont 1.643 t charbon importé.
(3) Dont 400 t coke de four importé.
(4) Dont 133 t coke de four importé.

URGIE AVRIL 1955

TION (T)

finis

Tôles fortes 4,76 mm et plus	Tôles moyennes 3 à 4,75 mm	Larges plats	Tôles fines noires	Tôles galvanisées, plombées, et étamées	Feuillards, bandes à tubes, tubes sans soudure	Divers	Total	Tubes soudés	Ouvriers occupés
41.999	9.617	2.425	46.731	23.492	26.195	2.954	363.437	3.906	51.138
45.818	10.036	2.582	54.936	25.745	33.032	2.873	403.021	4.296	51.127
40.516	10.177	2.391	43.499	20.078	24.587	1.946	342.500	3 619	50.668
39.231	9.525	2.440	44.720	20.847	26.877	3.189	347.907	3.382	49.645
38.711	6.444	2.795	35.258	15.479	22.048	2.439	283.805	3 918	44 714
37.563	8.189	2.084	35.818	17.980	25.287	1.972	301.970	3.655	50.424(10
43.418	8.451	3.531	32.180	9.207	20.683	3.767	280.110	1.647	42.820
39.357	7.071	3.337	37.482	11.943	26.652	5.771	312.429	2.959	43.263
			Tôles minces, tôles fines, tôles magnétiques						
36.489	5.890	2.628	42 520	15.343	32.476	8.650	323.207	3 570	43 640
24.476	6.456	2.109	22.857	11.096	20 949	2.878	243.859	1.981	36.415
30.714	5.831	3 184	23.449	9.154	23.096	3.526	247.347	—	40.506
Grosses tôles	Tôles moyennes		Tôles fines	Tôles galvanisées	Feuillards et tubes en acier				
28.780	12.140	2.818	18 194	10.992	30.017	3.589	255.725	—	38.431
16 460	9.084	2.064	14.715	—	13.958	1.421	146.852	—	33.024
19.672	—	—	9 883	—	—	3.530	154.822	—	35.300

PRODUCTION	Unités	Mars 1955 (a)	Février 1955 (b)	Mars 1954	Moyenne mensuelle 1954
PORPHYRE :					
Moellons	t	101	82	448	305
Concassés	t	151.047	113.214	207.472	244.925
Pavés et mosaïques.	t	3.278	2.083	4.178	3.452
PETIT-GRANIT :					
Extrait	m^3	12.627	5.422	13.642	12.269
Scié	m^3	5.950	2.934	6.947	5.808
Façonné	m^3	1.351	745	1.519	1.360
Sous-produits . . .	m^3	9.229	4.278	9.832	10.203
MARBRES :					
Blocs équarris . .	m^3	382	82	326	414
Tranches ramenées à 20 mm	m^2	43.826	42.193	42.445	42.363
Moellons et concassés	t	1.097	821	882	948
Bimbeloterie . . .	Kg	36.015	30.923	36.330	34.219
GRES :					
Moellons bruts . .	t	5.048	3.299	7.513	7.942
Concassés	t	48.799	20.032	70 841	72.947
Pavés et mosaïques.	t	1.307	1 020	1.281	1.456
Divers taillés . . .	t	2.491	1.468	3.419	4.224
SABLE :					
pour métallurgie .	t	55.978	42.914	43.819	45.995
pour verrerie . . .	t	60.438	50.101	80.392	55.373
pour construction .	t	73.853	52.466	111 309	109.782
Divers	t	39.827	25.049	51.799	41.409
ARDOISE :					
pour toitures . . .	t	890	900	965	905
Schiste ardoisier .	t	68	97	67	93
Coticule (pierre à aiguiser)	Kg	5.045	4.046	4.872	4.420

PRODUCTION	Unités	Mars 1955 (a)	Février 1955 (b)	Mars 1954	Moyenne mensuelle 1954
PRODUITS DE DRAGAGE : Gravier	t	73.873	71.599	107.857	90.986
Sable	t	10 080	9.264	15.908	15.686
CALCAIRES :	t	139 347	102.291	128.774	145.645
CHAUX :	t	155.203	140.764	140.722	130.167
PHOSPHATES . . .	t	1.929	1.161	3.077	2.190
CARBONATES NATUR. (Craie, marne, tuffeau)	t	26.105	21.436	22.271	21.463
CARBON. DE CHAUX PRECIPITES	t	3 806	3.633	2.676	3.503
CHAUX HYDRAULIQUE ARTIFICIELLE	t	766	171	1.549	1.144
DOLOMIE : Crue .	t	7.356	6.358	10.069	15.242
Frittée .	t	21.452	18.178	18.592	17.556
PLATRE :	t	2.005	2.827	3.436	2.984
AGGLOM. PLATRE	m^2	70.206	66.000	109 971	101.504
		4e trim. 1954	3e trim. 1954	4e trim. 1953	Moy mens. 1954
SILEX : Broyé . .	t	3.352	3.171	2.993	1.006
Pavés. . .	t	916	944	515	255
FELDSPATH & GALETS	t	66	54	153	42
QUARTZ et QUARTZITES	t	33.287	41.423	50.071	10.724
ARGILES :	t	89.328	102.809	108.992	32.462
		Mars 1955 (a)	Février 1955 (b)	Mars 1954	Moy mens. 1954
Ouvriers occupés .		12.641	12.411	13 734	13.384

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

COMBUSTIBLES SOLIDES — PAYS DE LA CECA ET GRANDE-BRETAGNE — MARS 1955

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 produit 1000 t	Agglomérés produits 1000 t	Stocks (1000 t)	
		Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface		Fond	Fond et surface			Houille	Cokes
Allemagne												
1955 Mars . . .	12.062	333,9	481,5	1.549	1.184	27	16,49	14,95	3.391	600	760	480
1954 Moy. mens .	10.670	331,4	—	1.492	—	—	—	—	2.910	503	654(1	1984 (1
1954 Mars . . .	11.443	335,9	--	1.488	—	—	—	—	2.879	605	1.829	3895
Belgique												
1955 Mars . . .	2.660	108,8	146	1.151	828	26,69	19,50	17,8	577	157	1.470	51
1954 Moy. mens. .	2.437	111,6	150	1.099	784	24,05	16,47	14,09	512,2	114,9	2 815 (1	127,1(1
1954 Mars . . .	2.676	114,6	153,6	1.096	786	25,91	17,05	14,68	507	115	3.372	93
France												
1955 Mars . . .	5.132	147,6	213,6	1.585	1.056	26,37	19,66	16,54(2	899	544	8.272	322
1954 Moy. mens. .	4.534	151,5	219,7	1.504	990	23,81	21,78	16,75(2	768	561	7 838(1	375 (1
1954 Mars . . .	5.066	153,6	222,7	1.495	987	26,21	19,33	15,39(2	776	447	6.093	333
Sarre												
1955 Mars . . .	1.620	37,4	56,8	1.845	1.185	26,91	14,45	10,22(2	343	—	634	7
1954 Moy. mens. .	1.402	37,7	57,3	1.744	1.119	24,35	17,13	12,63(2	306	—	821(1	19 (1
1954 Mars . . .	1.485	37,8	57.4	1.744	1.114	25,56	18,12	12.56(2	301	—	520	26
Italie												
1955 Mars . . .	97	6,1	—	787	—	—	—	—	216	0	42	100
1954 Moy. mens. .	89	6,9	--	636	—	—	—	—	208	2	11(1	58 (1
1954 Mars . . .	101	7,0	—	663	—	—	—	—	202	1	55	78
Pays-Bas												
1955 Mars . . .	1.101	31	55,5	1.509	—	27	7,5	5,8(2)	524	89	290	49
1954 Moy. mens. .	1.006	30,6	54,9	1.497	—	25	6,6(3)	5,5(3)	282	77	287(1	82 (1
1954 Mars . . .	1.043	31	55,3	1.487	—	27	6,5(3)	5,5(3)	275	76	219	37
Communauté												
1955 Mars . . .	22.672	664,8	—	1.505	—	—	—	—	5.780	1.390	11.468	1009
1954 Moy. mens. .	20.138	669,6	—	1.438(4	—	—	—	—	4.986	1.256	12.426(1	2645 (1
1954 Mars . . .	21.814	679,9	—	1.433	—	—	—	—	4.940	1 244	12.088	4462
Grande-Bretagne				A front								
1955												
Sem. du 27-3 au 2-4	4.708 (5)	—	707,9	3.301	1 250	—	—	11,88	—	--	—	—
Sem. du 19 au 25-6	4.408,6 (5)	—	704,7	3.268	1.227	—	—	11,51	—	—	—	—
1954												
Moy. hebdom. .	4.303,9(5)	—	707.2	3.257	1.231	—	—	12,21	—			
Sem. du 28-3 au 3-4	4.631,3(5	—	709,5	3.272	1.242	—	—	12,46	—			

(1) Stock fin décembre. (2) Surface seulement. (3) Uniquement les malades. (4) Sans l'Italie : 1.447. (5) Houille marchande.

RAPPORT SUR LES TRAVAUX DE 1954
DE
l'INSTITUT NATIONAL DES MINES
à Frameries-Pâturages

par J. FRIPIAT
Ingénieur en chef des Mines,
Administrateur-Directeur de l'Institut.

SOMMAIRE

Résumé 586
Samenvatting 587

I. **Travaux sur les explosifs**
1) Tirs au bloc rainuré 589
2) Tirs au mortier entre parois 591

II. **Recherches sur la sécurité du tir au rocher** 591
1) Tirs en grisou par détonateurs à court retard 592
2) Etude du tir électrique 593

III. **Etude d'un incident de tir** 594

IV. **Etude des lignes de tir** 594

V. **Recherches relatives à l'éclairage** 595

VI. **Mesure de la pression d'explosion du méthane** 597

VII. **Etude d'appareils divers** 598

VIII. **Explosions dans les installations d'air comprimé** 598

IX. **Lutte contre les poussières (Hygiène)** 600

X. **Travaux du laboratoire de chimie** 600

XI. **Recherches sur l'inflammation spontanée des mélanges gazeux** 601

XII. **Renseignements divers** 605

ANNEXE : Liste des appareils électriques et autres agréés en 1954 . . . 606

RESUME

— I. Travaux sur les explosifs.

— II. Recherches sur la sécurité du tir au rocher.

— III. Etude d'un incident de tir.

— IV. Etude des lignes de tir.

Les recherches figurant sous ces titres se rapportent aux moyens propres à atténuer les risques d'inflammation par le tir.

Ceux-ci peuvent avoir pour origine :

1) une charge mise à découvert;

2) un fourneau amputé;

3) une étincelle électrique jaillissant dans le circuit de tir.

De ces incidents, les deux premiers sont inhérents au tir à temps; ils ont motivé deux mesures qui sont maintenant d'application courante en Belgique; le renforcement de la gaine de sûreté et l'emploi des détonateurs à court retard.

La gaine de 5 mm (la gaine Lemaire avait 3 mm d'épaisseur) a encore été expérimentée sur des explosifs S.G.P. et sur des explosifs brisants.

Il n'y a pas eu d'agréation nouvelle d'explosifs gainés mais les résultats obtenus en galerie expérimentale permettent d'espérer qu'en 1955 des explosifs brisants pourront être utilisés dans des cas où précédemment les formules S.G.P. étaient imposées.

Les tirs à temps au rocher et en présence de grisou ont confirmé les constatations faites antérieurement : l'emploi des détonateurs à court retard est une garantie contre le risque d'inflammation par des charges amputées mais il faut que la distance entre les fourneaux susceptibles de s'influencer soit en rapport avec la puissance de l'explosif.

Reste le danger des étincelles électriques, sur lequel nous avons porté tout spécialement notre attention.

Il en est qui sont imputables aux effets mécaniques de l'explosion; contre celles-là, on se prémunit en écourtant le plus possible le temps pendant lequel la ligne est maintenue sous tension.

D'autres peuvent se produire avant l'explosion des charges par suite de défauts d'isolement qui paraissaient à première vue insignifiants.

Le fait a été mis en évidence par l'étude d'une inflammation heureusement sans conséquence grave, survenue dans le pays de Charleroi.

Nous sommes amenés ainsi à préconiser la disjonction des deux fils de ligne ou, si ce n'est pas possible, l'emploi de conducteurs protégés par une gaine commune et épaisse en caoutchouc souple.

— V. Eclairage.

Il est inutile de serrer à l'excès les pièces constitutives d'une lampe à flamme sous prétexte que celle-ci vacille sous le souffle ou sous un jet d'air comprimé.

Il arrive que la rupture de l'ampoule d'une lampe électrique portative mette en contact les 2 électrodes du filament. Celles-ci peuvent rester incandescentes un certain temps et allumer le grisou.

Les moyens d'éviter ce danger sont actuellement à l'étude.

— VI. Pression d'explosion du méthane.

Cette pression a été mesurée sur des appareils de formes diverses. Les résultats de ces mesures intéressent les constructeurs d'appareils électriques antigrisouteux.

— VII. Appareils divers.

Il s'agit d'appareils de mesure et de détection du grisou.

— VIII. Explosion dans les installations d'air comprimé.

L'oxydation de l'huile de graissage en présence d'hydrate ferrique se produit à une température qui est du même ordre que celles observées sur certains compresseurs.

— IX. Lutte contre les poussières.

— X. Travaux du laboratoire de chimie.

Sous ces deux titres sont simplement énumérés les travaux effectués.

— XI. Recherches sur l'inflammation spontanée des mélanges gazeux.

Il a été constaté antérieurement que l'inflammation du méthane est conditionnée par la présence du formaldéhyde, premier produit intermédiaire de l'oxydation du méthane.

Il fallait donc étudier l'inflammation du formaldéhyde lui-même.

Nous avons constaté que cette inflammation pouvait se faire d'après un des processus suivants :

1) l'inflammation de l'aldéhyde lui-même par voie thermique (ou échauffement);

2) inflammation retardée de l'oxyde de carbone produit par l'oxydation directe du formaldéhyde;

3) inflammation de l'acide performique formé par oxydation lente du formaldéhyde;

4) inflammation sans retard du mélange formaldéhyde + oxygène suivant un mécanisme non encore éclairci et qui fera l'objet de nos recherches futures.

— XII. Renseignements divers : *appareils agréés, propagande de la sécurité.*

Annexe : *Appareils électriques et autres agréés en 1954.*

SAMENVATTING

— I. Studie van de springstoffen.

— II. Opzoekingen aangaande de veiligheid van het schietwerk in de steen.

— III. Studie van een schietincident.

— IV. Studie over de schietleidingen.

De opzoekingen die onder deze titels worden beschreven hebben betrekking op de middelen om het gevaar van ontvlammingen door het schieten te verminderen.

Deze ontvlammingen kunnen veroorzaakt worden door :

1) het ontbloten van een lading;

2) het uitschieten van een gedeelte van een mijn;

3) het ontstaan van electrische vonken in de schietkring.

De twee eerste incidenten zijn inherent aan het tijdschieten. Twee maatregelen werden hiertegen getroffen : de versterking van de veiligheidshuls en het gebruik van ontstekers met korte vertraging. Beide maatregelen zijn reeds van courante toepassing in België.

De versterkte huls van 5 mm (de huls Lemaire had slechts 3 mm dikte) werd verder beproefd op S.G.P. springstoffen en op brisante springstoffen.

Er werden geen nieuwe omhulde springstoffen erkend, maar de uitslagen die in de proefgalerij verkregen werden, laten voorzien dat in 1955 zekere brisante springstoffen zullen mogen gebruikt worden in gevallen waar tot nu toe S.G.P. springstoffen voorgeschreven zijn.

De proefnemingen over het tijdschieten in de steen in aanwezigheid van mijngas bevestigden de vroegere vaststellingen : het gebruik van ontstekers met korte vertraging is een waarborg tegen het ontvlammingsgevaar voortspruitend uit de amputatie van mijnladingen, maar het is nodig dat de afstand tussen de mijngaten die elkaar kunnen beinvloeden, in verhouding zij tot de kracht van de springstof.

Blijft dus nog het gevaar van electrische vonken dat onze bijzondere aandacht heeft weerhouden.

Zekere dezer vonken zijn toe te schrijven aan de mechanische effecten van de ontploffing. Men kan ze vermijden door de tijd, gedurende dewelke de leiding onder spanning gesteld blijft, zoveel mogelijk te beperken.

Vonken kunnen zich eveneens voordoen vóór de ontploffing, wegens isolatiedefecten die op het eerste zicht onbeduidend schijnen.

Dit feit werd namelijk in het licht gesteld door een recente ontvlamming in het bekken van Charleroi, waarvan de gevolgen gelukkig niet van ernstige aard waren.

Wij zijn er aldus toe gekomen het gebruik van gescheiden geleidingen aan te bevelen, tenzij men gebruik maakt van soepele schietkabels, waarvan de geleiders onder een dikke gemeenschappelijke rubberhuls zijn verenigd.

— V. Verlichting.

Het is overbodig de onderdelen van een vlamlamp overdreven sterk aan te sluiten onder voorwendsel dat de vlam beweegt onder de invloed van een straal perslucht.

Het kan voorkomen dat de breuk van een electrische gloeilamp de twee electroden van het filament in contact brengt; deze kunnen zodoende een zekere tijd blijven gloeien en het mijngas ontsteken. Middelen om dit gevaar te bestrijden zijn ter studie.

— VI. Ontploffingsdruk van het mijngas.

Deze druk werd gemeten op een aantal apparaten van allerlei vorm. De resultaten van die metingen zijn van belang voor de constructeurs van electrische apparaten.

— VII. Allerlei toestellen.

Het gaat om toestellen voor het meten en verklikken van mijngas.

— VIII. Ontploffingen in persluchtinstallaties.

De oxydatie van smeerolie in aanwezigheid van ijzerhydraten doet zich voor op een temperatuur die van dezelfde orde van grootte is als degene die op zekere compressoren worden waargenomen.

— *IX. Stofbestrijding.*

— X. Werken van het scheikundig laboratorium.

Onder deze beide titels worden de uitgevoerde werken opgesomd.

— XI. Opzoekingen over de spontane ontvlamming van gasmengsels.

Vroeger werd reeds vastgesteld dat de ontvlamming van methaan geconditioneerd is door de aanwezigheid van formaldehyde, eerste tussenstadium van de oxydatie van methaan.

Het was dus nodig de ontvlamming van het formaldehyde zelf te bestuderen.

Er werd vastgesteld dat deze ontvlamming zich kan voordoen volgens een der volgende processen :

1. ontvlamming van het aldehyde zelf langs thermische weg (verhitting);

2. vertraagde ontvlamming van het kooloxyde gevormd door de rechtstreekse oxydatie van het formaldehyde;

3. ontvlamming van het per micrenzuur gevormd door de trage oxydatie van formaldehyde;

4. ontvlamming zonder vertraging van het mengsel formaldehyde en zuurstof volgens een niet opgehelderd mechanisme, dat het voorwerp zal uitmaken van verdere opzoekingen.

— XII. Diverse inlichtingen.

Erkende toestellen, veiligheidspropaganda.

Bijlage : *Lijst der electrische en andere toestellen erkend in 1954.*

I. — TRAVAUX SUR LES EXPLOSIFS

Comme il s'agissait d'explosifs gainés, la plupart des essais ont consisté en tirs au bloc rainuré dans notre galerie expérimentale.

Ainsi que nous l'avons signalé dans notre Rapport sur les travaux de 1953, ce mode d'essai est celui que nous avons adopté pour l'agréation officielle des explosifs gainés (*).

Le bloc B, en acier doux, de section carrée (30 × 30 cm) et de 3 m de longueur est placé dans la chambre d'explosion à égale distance de la feuille de papier P et du fond F en tôle d'acier (fig. 1). Il est creusé d'une rainure ouverte, à 90°, vers le haut, dont les faces sont raccordées par un congé au rayon de la cartouche gainée soit 18 mm (rainure normale, voir détail E).

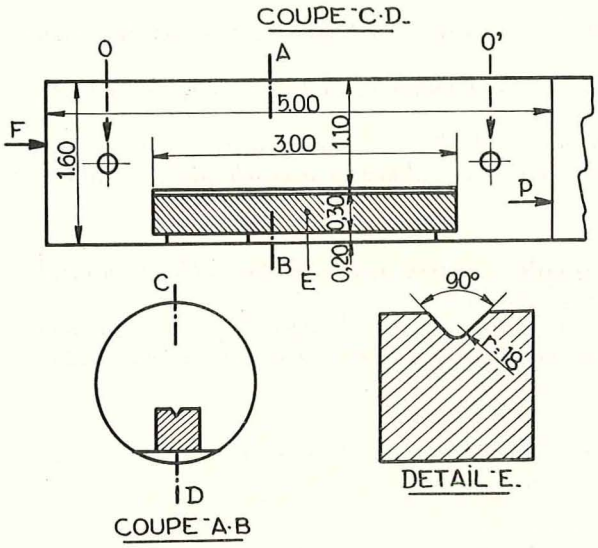


Fig. 1.

Pour atténuer l'érosion düe aux gaz de détonation, on place dans le bloc, avant chaque essai, une cornière en acier de 2 mm d'épaisseur, épousant la forme de la rainure.

Les cartouches sont placées en file unique dans la cornière,, la cartouche amorce se trouvant à l'extrémité de la charge du côté du fond de la galerie.

La charge maximum qui peut être introduite dans le bloc est, pour les explosifs belges, de 1 500 g en moyenne (gaine non comprise).

Pour l'essai en grisou, on introduit dans la galerie un mélange grisouteux dont la teneur en méthane est comprise entre 8,5 et 9,5 %. (Le mélange est amené dans la galerie par l'ouverture O et aspiré par l'ouverture O').

Pour l'essai en poussières, on suspend au dessus de la charge, un sac en papier renfermant 3 kg de charbon fin à 30-35 % de matières volatiles ainsi qu'une cartouche qui explose une seconde avant la charge.

Au cours de l'année 1954, nous avons soumis à l'épreuve du tir d'angle :

1) neuf formules d'explosifs S.G.P. (**);
2) la Securite des Poudreries Réunies de Belgique;
3) deux explosifs brisants : le Ruptol de la Société d'Arendonck et la Fractorite des Poudreries Réunies de Belgique;
4) la Wetter Nobelit B, explosif de la Dynamit Aktien Gesellschaft à Schlebusch (Allemagne), utilisé dans nos mines pendant les premiers mois de l'année 1954 alors que les trois usines belges productrices de nitroglycérine étaient arrêtées par suite de grève;
5) des explosifs S.G.P. gainés prélevés pour contrôle par les Services d'Arrondissement.

En galerie expérimentale, nous avons également étudié le comportement de certains explosifs gainés dans le tir au mortier en atmosphère grisouteuse confinée, suivant un mode opératoire analogue à celui pratiqué par la station de Buxton (Angleterre).

Ces recherches n'ont été suivies en fait d'aucune décision administrative et le nombre de formules agréées est resté ce qu'il était au 31 décembre 1953.

Signalons toutefois que les Poudreries Réunies de Belgique ont, pendant l'année 1954, développé la fabrication de leur gaine rigide.

Celle-ci,, rappelons-le, consiste en un cylindre résultant de la superposition d'anneaux (6 ou 7) de chlorure sodique comprimé. L'explosif est introduit directement dans le cylindre et celui-ci est entouré d'une enveloppe de papier paraffiné.

On retrouve dans cette disposition la gaine tubulaire expérimentée jadis par Em. Lemaire et dont les détails de fabrication faisaient l'objet de l'arrêté ministériel du 23 mai 1924.

(*) *Annales des Mines de Belgique* - 1954, juillet, p. 470.

(**) Nous réservons la qualification S.G.P. (Sécurité-Grisou-Poussières) aux explosifs renfermant de 15 à 23 % de chlorure sodique et qui, tirés en cartouches de 30 mm sans gaine ni bourrage aux mortiers de 30 et 36 mm, n'allument ni le grisou, ni les poussières charbonneuses à la charge de 1 000 grammes.

Celui-ci laissait à l'exploitant l'alternative d'utiliser soit l'explosif S.G.P. avec bourrage extérieur soit l'explosif S.G.P. avec gaine de sûreté.

En fait la gaine tubulaire ne put alors être réalisée sur le plan industriel, faute probablement de moyens mécaniques adéquats.

La gaine pulvérulente fut donc la seule en usage jusqu'en 1954.

La Matagnite VII (explosif S.G.P.) est utilisée actuellement avec une gaine de 170 g composée de 7 anneaux présentant les dimensions suivantes :

diamètres 26/36 mm
hauteur 25 mm

L'arrêté de 1924 prescrivait aussi que la gaine devait être entourée de papier silicatisé. Nous n'avons pas maintenu cette interdiction; des épreuves comparatives au bloc rainuré ont montré en effet que le comportement de l'explosif n'était pas, du moins pour la charge de 1 500 g, défavorablement influencé par la présence d'une enveloppe de papier paraffiné.

1. — TIRS AU BLOC RAINURE

Explosifs S.G.P. gainés.

A la demande des fabricants, nous avons expérimenté au bloc rainuré en présence du grisou :

a) Sept formules de Sabulite antigrisouteuse de compositions diverses mais voisines néanmoins de celle agréée en 1953. La gaine de 140 à 145 g était faite de parties égales de bicarbonate de soude et de chlorure.
b) L'Alkalite II pourvue d'une gaine de 135 g renfermant 2/3 de bicarbonate de soude, 1/3 de chlorure sodique.
c) La même, mais avec une gaine de 150 g faite en parties égales de bicarbonate et de chlorure sodique, (l'Alkalite II avait été agréée en 1951 avec une gaine de bicarbonate de soude).

Tous ces explosifs étaient pourvus d'une gaine pulvérulente.

Le but de ces essais était de voir si le comportement de l'explosif était influencé ou non par certaines modifications apportées soit à la composition du noyau (cas de la Sabulite), ou de la gaine (cas de l'Alkalite).

A la charge de 1 500 g, aucune de ces formules n'a allumé le grisou.

Etude de la Sécurite B.

Cet explosif dont la composition est :

Nitrate ammonique	23,5
Nitroglycérine	35,0
Nitrocoton	1,5
Chlorure sodique	40,0

a été tiré au bloc rainuré avec des gaines rigides au chlorure sodique de formats et de poids divers.

Nous avons obtenu les résultats indiqués au tableau I; ceux-ci mettent en évidence l'influence du poids de gaine (ce poids est rapporté à 100 g de noyau).

TABLEAU I.

Poids de gaine	Charge limite en grisou	
	en cartouches	en poids de matière explosive
144,4 g	4	393 g
156 g	10	1100 g
175 g	18	1476 g

(18 cartouches = charge maximum pouvant être introduite dans le bloc).

Actuellement, nous expérimentons en vue d'agréation le même explosif pourvu d'une gaine rigide de 180 g composée de 6 anneaux aux dimensions suivantes :

hauteur 25 mm
diamètres 23/36 mm

18 cartouches (poids d'explosif 1 770 g) n'allument ni le grisou, ni les poussières.

Explosifs brisants gainés.

Ruptol de la Société d'Arendonck.

Nous avons expérimenté deux échantillons différant l'un de l'autre par les dimensions d'encartouchage et par le poids de gaine.

Celle-ci, composée de bicarbonate de soude (90 %) et de ciment (10 %), est du type semi-rigide habituellement utilisé par le fabricant pour le Flammivore S.G.P.

1er échantillon :

diamètres du noyau de la gaine 26/36 mm
poids de gaine 102 g
— En rainure normale :
1 cartouche (78 g d'explosif) a allumé le grisou.
6 cartouches (468 g) ont allumé les poussières à 34 % de matières volatiles (pas inflammation par 5 cartouches).
— Au mortier de 40 mm, 8 cartouches (charge maximum pouvant être introduite) tirées sans bourrage et avec amorçage postérieur n'ont allumé ni le grisou, ni les poussières.

2d échantillon :

diamètres 23/36 mm
poids de gaine 170 g
— En rainure normale, pas inflammation du grisou par 14 cartouches.
— Au mortier de 40 mm, 5 cartouches (charge maximum au mortier) tirées dans les conditions indiquées pour le 1er échantillon, n'ont pas non plus allumé.

Fractorite des Poudreries Réunies.

Trois formules ont été essayées avec la gaine rigide. Nous indiquons ci-après, d'abord la composition du noyau (tableau II), ensuite les caractéristiques des gaines, c'est-à-dire, le nombre d'anneaux, leurs diamètres, le poids des anneaux rapporté à 100 g d'explosif, puis les résultats des tirs.

TABLEAU II.

	B_1	AB	B
Nitrate ammonique	61	76	70
Nitroglycérine	9	11	9
Nitrate sodique	9	—	5
Trinitrotoluol	10	6	10
Farine de bois	6	7	6
Talc	5	—	—

Type B 7 anneaux de 26/36 163 g charge limite 1 cartouche (100 g).
Type AB 7 anneaux de 26/36 165 g charge limite 5 cartouches (497 g).
Type B_1 7 anneaux de 26/36 187 g charge limite 7 cartouches (658 g).
Type AB 7 anneaux de 23,6/36 223 g 15 cartouches allument 1 fois sur 3 essais.
Type B 7 anneaux de 23/36 247 g charge limite 15 cartouches (1 164 g).

Pour atteindre la charge limite de 15 cartouches, il faut donc un poids de chlorure sodique bien supérieur au poids de bicarbonate de soude conduisant au même résultat avec le Ruptol.

Par contre, la gaine rigide (jusqu'ici on n'a pu la réaliser qu'en chlorure sodique) a de précieux avantages au point de vue de la sécurité : résistance aux manipulations, régularité d'épaisseur et de poids, impossibilité d'utiliser l'explosif seul.

Au cours de l'année 1955, de nouveaux explosifs brisants seront étudiés et vraisemblablement proposés à l'agréation ministérielle.

Etude de la Wetter Nobelit B.

Cet explosif est pourvu d'une gaine active (ou explosive) qui recouvre complètement le noyau (surface latérale et fonds). Les caractéristiques (composition et dimensions) du noyau et de la gaine sont indiquées au tableau III.

Quatre échantillons ont été soumis à l'épreuve du tir d'angle en grisou.

Pour chacun d'eux, nous avons observé que la charge limite augmentait rapidement avec l'ancienneté de la fabrication.

On peut s'en rendre compte par les résultats figurant au tableau IV et se rapportant à deux échantillons 1 et 2 dont nous connaissions la date de fabrication.

Les charges limites sont exprimées en cartouches et en grammes, le poids du noyau étant seul pris en considération.

TABLEAU IV.

	Age de l'explosif	Charge limite en cartouches (ou grammes)
1)	48 jours	13 cartouches (845 g)
	55 jours	14 cartouches (910 g)
	62 jours	26 cartouches (1690 g)
	67 jours	26 cartouches (1690 g)
2)	14 jours	11 cartouches (715 g)
	21 jours	14 cartouches (910 g)
	28 jours	22 cartouches (1430 g)
	35 jours	26 cartouches (1690 g)
	42 jours	26 cartouches (1690 g)

Ce n'est donc qu'après un vieillissement atteignant parfois deux mois que la charge limite de la Wetter Nobelit devient comparable à celle de nos explosifs S.G.P. (1 500 g).

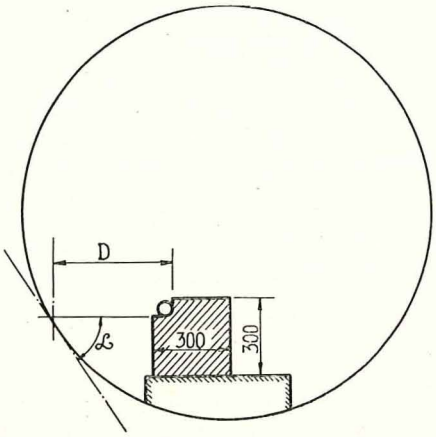


Fig. 2.

TABLEAU III.

	Noyau	Gaine
Composition en % :		
Nitrate ammonique	26,5	—
Nitroglycérine gelatinisée	30,0	10,0
Solution de nitrate de calcium à 50 %	3,0	—
Farine de bois	0,5	—
Bicarbonate de soude	—	25,0
Chlorure sodique	40,0	65,0
Diamètre extérieur en mm	25,0	32,0
Longueur en mm	90,0	100,0
Poids en g	65,0	60,0

Nous avons effectué également des tirs en rainure latérale, (fig. 2), c'est-à-dire, dans une rainure creusée le long d'une des arêtes du bloc, l'une des faces étant verticale, l'autre horizontale.

Pour différentes distances D de la rainure à la paroi de la galerie, nous avons déterminé la charge limite en présence du grisou.

Les résultats reportés au tableau V montrent qu'ici encore la charge limite de l'explosif allemand est inférieure à celle des explosifs S.G.P. à gaine renforcée.

TABLEAU V.

	Charge limite en grammes pour les distances de		
	40 cm	50 cm	60 cm
Wetter Nobelit	130	260	585
Matagnite VII	300	300	1500
Flammivore	100	300	1500

Contrôle des explosifs agréés.

Sept échantillons d'explosifs agréés soit :

Alkalite	2
Flammivore	1
Nitroboncellite	2
Nitrocooppalite	1
Sabulite	1

ont été soumis à l'épreuve du tir d'angle.

Les deux échantillons d'Alkalite ont allumé le grisou à la charge de 10 cartouches (pas inflammation par 9 cartouches); les autres explosifs n'ont pas allumé à la charge de 1 500 g.

2. — TIRS AU MORTIER ENTRE PAROIS

Ce mode d'essai, qui rappelle la « break gallery » des expérimentateurs de Buxton, consiste à faire exploser la charge dans un mortier dont le fourneau débouche entre 2 parois métalliques parallèles.

Les gaz de détonation se détendent ainsi dans une atmosphère inflammable confinée.

Cette épreuve que nos collègues anglais ont imaginée pour reproduire l'incident d'un fourneau débouchant dans une fissure renfermant du grisou est considérée par eux comme extrêmement sévère.

Nous avons donc installé à l'intérieur et contre le fond F de la galerie, (fig. 3), deux parois verticales distantes de 50 mm, constituées chacune par 3 fers U de 3 m de longueur, de 30 cm de hauteur, superposés et boulonnés. Le mortier s'appuyait contre les bords verticaux des deux parois.

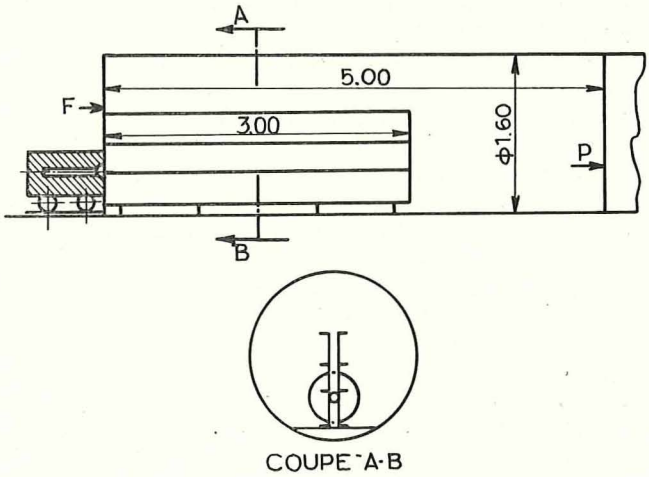


Fig. 3.

Nous avons tiré dans ces conditions, avec l'amorçage postérieur et sans bourrage, les explosifs suivants :

— Sabulite antigrisouteuse gainée :
  6 cartouches au mortier de 40 mm.
— Fractorite B gainée (charge limite au bloc rainuré 100 g).
  6 cartouches au mortier de 40 mm.
  10 cartouches au mortier de 36 mm.
— Wetter Nobelit à gaine active :
  18 cartouches au mortier de 36 mm.

Aucun d'eux n'a allumé le grisou.

II. — RECHERCHES SUR LA SECURITE DU TIR AU ROCHER

Les recherches que nous poursuivons depuis 1947 dans nos galeries du Bois de Colfontaine sont le complément de celles effectuées en galerie expérimentale.

Les tirs au mortier et au bloc rainuré ont pour seul objectif le conditionnement de l'explosif (composition du noyau, composition et poids de la gaine).

Dans les essais au rocher ce sont au contraire les conditions d'utilisation qui sont mises en cause.

Lors du tir à temps, il arrive que des charges explosent dans des fourneaux plus ou moins bouleversés, voire même amputés par des explosions antérieures, et si le délai entre les départs est suffisant il se peut que des cartouches détonent à l'air libre.

Ainsi que l'ont montré les tirs au rocher effectués au cours des exercices antérieurs,, les conséquences de tels incidents s'atténuent lorsqu'on écourte le délai entre les explosions successives; en cela réside l'intérêt des détonateurs à court retard.

Au cours de l'année 1954, nous avons cherché par de nouveaux essais à obtenir confirmation des constatations que nous avions faites à ce sujet les années précédentes.

Les tirs au rocher font encore apparaître un autre risque d'inflammation : celui résultant des contacts qui se produisent dans le circuit de tir par suite des dégradations imputables aux actions mécaniques postérieures à la détonation : pierres projetées, chasses d'air et de gaz, etc.

Pour supprimer le jaillissement d'étincelles dangereuses aux points de contact, il faut que l'exploseur soit pourvu d'un dispositif qui réduise à 5 millisecondes environ la durée du courant dans la ligne.

1. — TIRS EN GRISOU PAR DETONATEURS A COURT RETARD

Cent cinquante sept tirs à temps de Dynamite n° III et de Flammivore non gainés ont été effectués en présence du grisou avec des détonateurs à court retard de la D.A.G.

A condition que la distance entre les charges susceptibles de s'influencer ne soit pas réduite à l'excès ou en d'autres termes, pourvu que la distance entre les fourneaux soit appropriée à la capacité de travail des charges, il n'y a pas inflammation du grisou par une charge amputée lorsque celle-ci explose au plus tard 60 à 70 millisecondes après la charge qui a causé l'amputation. (Ce délai correspond à l'écart 2 entre les numéros des détonateurs D.A.G.).

Cette constatation qui ressortait déjà des essais effectués au cours des exercices antérieurs a donc été confirmée par ceux du premier semestre 1954.

Jusqu'alors, nous avions pris comme règle de placer les charges de bosseyement à 40 cm au moins l'une de l'autre.

Ultérieurement, nous avons réduit cette distance et nous avons alors observé deux inflammations pour l'écart 2. Les deux charges de dynamite amorcées de détonateurs n° 0 et 2 se trouvaient une fois à 30 cm, une autre fois à 40 cm l'une de l'autre.

Nous avons été amenés ainsi à revoir tous les tirs effectués avec les détonateurs à court retard et à les classer en tenant compte à la fois du délai entre les explosions et de l'espacement des fourneaux.

Au tableau VI sont indiqués les résultats obtenus avec deux charges de bosseyement d'explosifs brisants pour les deux modes d'amorçage : antérieur et inverse.

Pour l'espacement 36 à 45 cm, il y a eu :

avec l'écart 3, 9 amputations dont 3 suivies d'inflammation,

avec l'écart 2, 11 amputations, mais une seule inflammation.

Pour l'espacement 46 à 55 cm, il y a eu :

avec l'écart 3, 6 amputations dont deux suivies d'inflammation.

avec l'écart 2, 10 amputations, mais pas une seule inflammation.

Lorsqu'il y a amputation, le risque d'inflammation augmente donc avec le délai entre les deux explosions.

Nous nous proposons de compléter ce tableau VI par de nouveaux essais qui seront effectués avec des explosifs brisants et des explosifs S.G.P.

Les résultats que nous obtiendrons permettront d'établir des recommandations relatives à l'espacement des trous pour les tirs de bosseyement.

Nous serons peut-être amenés à préconiser une réduction de l'écart unitaire soit 20 au lieu de 30 millisecondes.

Quand on examine l'ensemble des constatations faites au cours de cette longue étude du tir à temps (étude entamée dans les derniers mois de 1951), on voit que sur les 28 inflammations enregistrées lors des tirs de bosseyement par explosifs non gainés, 21 sont dues à l'explosion en dehors du fourneau soit de la cartouche amorce (11), soit du détonateur (10).

Il s'agissait chaque fois de charges dont la cartouche amorce se trouvait près du bourrage, c'est-à-dire, dans la partie du fourneau la plus exposée à l'amputation (amorçage antérieur).

Ces inflammations ne se seraient probablement pas produites si les cartouches avaient été pourvues d'une gaine résistante (gaine rigide) dans lesquelles le détonateur aurait été maintenu fermement par un dispositif accroché à la paroi latérale de la gaine.

Nous nous proposons d'expérimenter cette année un dispositif de ce genre.

Nous ferons encore observer ici que l'amorçage postérieur n'exclut pas d'une manière absolue l'éventualité d'une inflammation par amputation. Lorsque la partie antérieure du fourneau est emportée, la charge ou bien explose dans un trou sans bourrage ni vide antérieur ou bien sort du rocher tirée par les fils du détonateur et explose à l'air libre. Ces deux alternatives présentent la même gravité.

TABLEAU VI.

Distance entre les fourneaux en cm	Nombre de tirs	Nombre de amputations	Nombre de inflammations	
	Ecart 2 (60 à 70 ms)			
25 à 35	5	2	1	Inflammation par 2 cartouches sur 5
36 à 45	40	11	1	Inflammation par toute la charge
46 à 55	36	10	0	
56 et plus	21	4	0	
	Ecart 3 (90 à 105 ms)			
36 à 45	16	9	3	Inflammation par le détonateur (1 tir) ou par la cartouche amorce (2 tirs)
46 à 55	13	6	2	Inflammation par la cartouche amorce (2 tirs)
56 et plus	6	2	1	Inflammation par le détonateur (1 tir)

2. — ETUDE DU TIR ELECTRIQUE

Dans le Rapport sur les travaux de 1950 (*), nous avons fait allusion aux contacts qui s'établissent dans le circuit de tir postérieurement à l'explosion des charges.

Le fait avait déjà été signalé par la station de Liévin (**). En introduisant dans la ligne des relais inscripteurs à tambour, les expérimentateurs avaient observé que les conducteurs (fils de fer galvanisé) mis en mouvement par les projections et chasses de gaz, entraient en contact trois ou quatre centièmes de seconde après le départ des charges.

Pour éviter la formation d'étincelles, Taffanel et ses collaborateurs suggérèrent alors de limiter à 3 centièmes de seconde la durée du débit des exploseurs.

La plupart des Stations adoptèrent cette proposition; en Belgique notamment, tous les exploseurs agréés par l'Institut National des Mines depuis 1933 sont pourvus d'un dispositif soit mécanique, soit électromagnétique, qui ne laisse passer le courant dans la ligne qu'à partir du moment où il atteint sa valeur maximum et qui l'interrompt dans le délai de 30 millisecondes.

En 1950, puis en 1954, nous avons fait des essais analogues à ceux des expérimentateurs de Liévin; la question méritait en effet d'être reprise et cela pour les raisons suivantes.

Les expériences françaises avaient été réalisées avec des lignes de tir constituées par des fils nus.

Ceux-ci ont disparu actuellement de nos mines; par contre les galeries sont pourvues maintenant de soutènement métallique ce qui est favorable à la réalisation de contacts dangereux.

Enfin, nous avons utilisé un oscillographe à boucles et enregistrement photographique, appareil certainement plus sensible que les relais inscripteurs.

Sur les films, nous avons relevé en effet des rétablissements du courant se produisant 1,4 à 114 millisecondes après l'interruption du courant d'allumage.

On pouvait cependant se demander si les courts circuits enregistrés pendant les quelques premiers millisecondes n'étaient pas dus à des contacts à l'intérieur du fourneau, dans les pierres en mouvement ou dans les fumées, en tout cas en dehors de l'atmosphère du chantier.

En d'autres termes, il y aurait, après l'explosion, des contacts intérieurs et des contacts extérieurs; les seconds seuls sont dangereux.

Comme l'intensité du courant rétabli dépend à la fois de la qualité du contact et de l'endroit où il se produit, il n'est pas possible par les enregistrements oscillographiques de faire la distinction entre les contacts intérieurs et les contacts extérieurs.

Pour lever ce doute, nous avons procédé à des essais directs d'inflammation du grisou en utilisant comme source de courant de tir, un petit alternateur d'une puissance bien supérieure à celle d'un gros exploseur, mais dont le débit était limité à volonté par un interrupteur spécial étalonné au préalable à l'oscillographe.

La ligne était constituée par 2 fils isolés, type industriel, placés l'un à droite, l'autre à gauche de la galerie, et prolongée par un câble boutefeu fait de deux conducteurs sous gaines isolantes jointives.

Les connexions reliant les deux tronçons de la ligne étaient isolées; celles des fils du détonateur ne l'étaient pas. Chaque tir ne comportait qu'une seule charge d'explosif antigrisouteux gainé, amorcée à l'avant et pourvue d'un bourrage d'argile de 40 cm au moins de longueur.

Dans ces conditions, s'il se produisait une inflammation, on ne pouvait l'imputer qu'à une étincelle jaillissant dans le circuit.

Nous avons effectué au total 71 tirs soit :

a) 15 tirs avec une durée du débit de 19,4 millisecondes; le dernier a causé l'inflammation.
b) 9 tirs avec une durée du débit de 9,8 ms; le dernier a aussi causé l'inflammation.
c) 47 tirs avec une durée du débit de 4,9 ms, dont aucun n'a été suivi d'inflammation.

Pour des raisons d'ordre électrique, nous n'avons pu introduire l'oscillographe dans le circuit de tir; l'appareil aurait sans doute mis en évidence les contacts postérieurs et indiqué le moment auquel ils s'étaient produits.

Il y a tout lieu de croire cependant qu'il y a eu au moins autant de contacts dangereux pour les 47 tirs de la série c que pour les 24 tirs des deux autres séries réunies.

Si les tirs de la série c n'ont pas donné lieu à inflammation, c'est parce que les contacts se sont produits lorsque la ligne n'était déjà plus sous tension.

Lors des tirs suivis d'inflammation, il ne nous a pas été possible de situer le point où avait jailli l'étincelle.

Lors des tirs non suivis d'inflammation, nous avons relevé sur le câble boutefeu des avaries de genres divers. Dans le tableau VII, nous indiquons pour chacune d'elles le nombre de tirs pour lesquels elle a été observée.

TABLEAU VII.

	Tirs		
	Série a	Série b	Série c
Un conducteur coupé	1	—	1
Deux conducteurs coupés	1	2	12
Un conducteur mis à nu, en contact avec un cadre	—	—	1
Ligatures des fils de détonateur en contact	1	—	—

(*) *Annales des Mines de Belgique* - 1951, septembre, p. 613.

(**) MM. TAFFANEL, DAUTRICHE, DURR et PERRIN : « Note sur le tir électrique », *Annales des Mines de France* - Tome VII - 1919 - p. 6/261.

Ce sont là toutes causes plus ou moins favorables à la production d'étincelles dangereuses et contre lesquelles il faut se prémunir en réduisant autant que possible la durée du débit des exploseurs.

L'idéal serait d'interrompre le courant dans le court intervalle qui s'écoule entre l'inflammation de l'amorce et l'explosion du détonateur; mais ce n'est pas possible, car le temps d'inflammation des amorces varie avec l'intensité du courant et par conséquent avec la résistance du circuit connecté à l'exploseur.

En outre, en réduisant à l'excès le temps de passage du courant, on augmente le risque des ratés d'allumage.

De nos expériences, il résulte d'ailleurs qu'avec les détonateurs utilisés dans nos mines, la limitation à 4,9 millisecondes atténue le danger d'inflammation par contacts postérieurs.

Nous savons d'autre part, que pour l'intensité de 1 ampère une durée de passage du courant de 2 millisecondes est suffisante pour qu'il y ait allumage des amorces, même dans une volée importante de détonateurs connectés en série.

Actuellement, il y a quatre exploseurs agréés avec limitation de la durée du débit à 4 millisecondes.

III. — ETUDE D'UN INCIDENT DE TIR

Il s'agit d'une flambée de grisou qui s'est produite lors d'un tir en charbon au sommet d'une taille dans le Bassin de Charleroi.

Dix trous espacés de 40 cm avaient été chargés de 3 ou 4 cartouches de Matagnite VII, explosif S.G.P. à gaine renforcée (anneaux de chlorure sodique). Les charges étaient amorcées (amorçage inverse) de détonateurs à court retard D.A.G. n° 0 à 9; le bourrage en argile avait 30 cm de longueur.

Rien ne permettait donc de prévoir que le tir entraînerait une inflammation.

En fait, les essais au bloc rainuré montrèrent que l'explosif était normal.

Nous avons alors examiné la ligne de tir.

Celle-ci, longue de 20 m, était composée de 2 conducteurs monofilaires, isolés au chlorure de polyvinyle (épaisseur de l'isolant 0,35 mm) et torsadés.

A partir d'une des extrémités, on releva :

— à 2 et 4 m, un conducteur dénudé sur 5 mm;
— à4,50 - 14,40 et 17,20 m, les deux conducteurs dénudés;
— sur 7 m à partir de la même origine, des traces de combustion de l'isolant.

La ligne a été ensuite suspendue telle quelle dans la chambre d'explosion de la galerie de tir(entre la feuille de papier et le fond). Les deux extrémités se trouvaient toutes deux à l'extérieur; l'une était libre, l'autre raccordée à un exploseur Schäffler à ressort, type A.B.F.G.S. 300 ohms 1 amp. (Cet exploseur donne à circuit ouvert une tension de 480 volts).

Après introduction dans la chambre d'explosion de la quantité de grisou nécessaire pour obtenir un mélange à 9,75 % de méthane, on manœuvra l'exploseur. Dès la première manœuvre, il y eut inflammation du mélange grisouteux et carbonisation de l'isolant de la ligne sur toute sa longueur.

Des essais d'inflammation furent exécutés également sur deux autres lignes utilisées au même charbonnage.

L'une d'elles fut d'abord raccordée à l'exploseur Schäffler. Après dix manœuvres, il ne s'était encore rien produit. Mais après avoir fermé le circuit en y introduisant deux détonateurs mis en série avec une résistance de 20 ohms, on obtint à la seconde manœuvre l'inflammation du grisou.

La seconde ligne fut soumise à quatre essais du même genre, un à circuit ouvert et trois avec détonateurs et résistance; cette fois, les résultats furent négatifs.

IV. — ETUDE DES LIGNES DE TIR

Les constatations rapportées au paragraphe précédent ont remis en question la sécurité propre des lignes de tir.

En vue d'information, nous avons examiné un lot de vingt-six lignes prélevées dans le Bassin de Charleroi par M. Lefèvre, Ingénieur en Chef-Directeur divisionnaire.

Nous les avons soumises aux épreuves que nous jugions les plus sévères parmi celles figurant dans la réglementation allemande, c'est-à-dire :

1) essai de traction à 25 kg par conducteur,
2) épreuve d'usure sur papier émeri n° 1, du conducteur isolé soumis à une traction de 4 kg,
3) essai de flexion sur une tige de 10 mm de diamètre.

Parmi les lignes soumises à ces trois épreuves, une seule a donné des résultats satisfaisants; elle comportait deux conducteurs isolés et torsadés dont l'âme était composée de 4 fils de cuivre de 0,32 mm de diamètre et de 3 fils d'acier de 0,4 mm.

Certaines lignes à deux conducteurs torsadés ou jointifs dont l'isolement était avarié ont été soumises à la tension d'un fort exploseur alors qu'elles se trouvaient dans une atmosphère grisouteuse.

Il n'y eut d'abord pas inflammation, mais celle-ci s'est produite après qu'on eut fermé le circuit en déposant une goutte d'eau salée sur les conducteurs dénudés.

Cette expérience a été répétée à volonté sur d'autres lignes du même genre mais dont on avait à dessein blessé l'isolant; une simple piqure dans les gaines protectrices (chlorure de polyvinyle ou caoutchouc) suffisait pour donner un arc dangereux même lorsque le courant était livré par un exploseur à courte durée du débit (4 millisecondes).

Nous l'avons réalisée également avec deux fils type industriel juxtaposés jointivement dont les conducteurs étaient privés d'isolant sur quelques millimètres. Après avoir déposé une goutte d'eau salée sur les deux conducteurs distants de 0,8 mm, nous avons obtenu l'inflammation du grisou dès la sixième manœuvre d'un exploseur Schäffler 30 millisecondes.

De ces essais, il faut conclure que la sécurité contre le danger des étincelles de court circuit dans les lignes de tir dépend beaucoup plus de la position relative des conducteurs que de la qualité des isolants.

La meilleure garantie contre les étincelles dangereuses est la séparation des deux fils de la ligne, c'est-à-dire, un fil de chaque côté de la galerie.

Dans les chantiers où cette disposition est impossible, les conducteurs qu'ils soient jointifs ou torsadés,, doivent être protégés par une gaine isolante, épaisse et élastique.

Il nous paraît utile de citer ici à titre documentaire la pratique suivie aux Mines d'Etat du Limbourg hollandais.

Dans ces mines,, on utilise en tronçons de 100 m du câble à deux conducteurs comportant 32 fils étamés de 0,3 mm de diamètre.

Les conducteurs sont isolés par une gaine de caoutchouc et protégés par une gaine commune de 12,5 mm de diamètre également en caoutchouc souple.

Ce câble dont le poids est de 20,5 kg par hectomètre est suspendu à demeure aux cadres de soutènement.

Les extrémités des conducteurs du côté du poste de tir sont garnies de cosses en forme de crochet pour le raccord aux bornes de l'exploseur.

Les lignes sont remontées périodiquement pour examen à la surface par le service électrique.

Une ligne de remplacement (100 m) est toujours à la disposition du boutefeu dans un coffre de bois près du poste de tir.

V. — RECHERCHES RELATIVES A L'ECLAIRAGE

Influence du jeu à la tige du rallumeur.

Au cours de l'année, nous avons été sollicités à plusieurs reprises de donner avis sur la sécurité d'emploi de lampes à benzine prélevées dans les lampisteries et tenues pour suspectes du fait que la flamme vacillait lorsqu'on soufflait ou dirigeait un jet d'air comprimé sous le pot.

Soumises aux épreuves habituelles en atmosphère grisouteuse, elles furent reconnues parfaitement sûres; elles n'allumèrent ni les mélanges grisouteux en mouvement dans l'appareil servant aux essais de reconnaissance ni non plus les mélanges grisouteux au repos dans le cylindre utilisé pour l'essai Marsaut.

(L'essai Marsaut, consiste comme on le sait, à élever lentement la lampe allumée dans le mélange inflammable, puis à la descendre vivement dès l'apparition de la flamme bleue du grisou).

Ces résultats négatifs n'ont rien de surprenant; la flamme de grisou ne se propage pas dans des orifices étroits tels que ceux existant normalement le long de la tige et du boîtier du rallumeur.

C'est sur cette propriété qu'est d'ailleurs basée la sécurité de fonctionnement des appareils électriques antigrisouteux; ceux-ci comportent des couvercles, des traversées d'axes qui sont étanches vis-à-vis de la flamme d'une explosion interne mais ne sont pas hermétiques à la pénétration du grisou.

Si on allume un mélange grisouteux dans une sphère de 3 litres faite de deux calottes identiques assemblées par des brides de 25,4 mm, il n'y a propagation de l'explosion à l'atmosphère ambiante grisouteuse également, que si l'intervalle entre les deux brides est supérieur à 1,19 mm (chiffre indiqué par le Safety in Mines Research Board - Buxton, Angleterre).

Il n'y a pas non plus propagation dans un tube de 3,6 mm de diamètre.

Nous avons cherché néanmoins dans quelle mesure il faudrait réduire le diamètre d'une tige de rallumeur pour qu'il y ait transmission vers l'extérieur d'une flamme de grisou prenant naissance à l'intérieur de la lampe.

D'une lampe à benzine à alimentation inférieure, on a enlevé le rallumeur et dans la tubulure livrant passage à la tige de commande, on a fixé par soudure un barreau en acier d'un diamètre inférieur à celui de la tubulure. De plus, le verre est remplacé par un cylindre d'acier de mêmes dimensions, sur lequel est placée une bougie d'allumage qui permet d'enflammer au moment opportun, le mélange grisouteux à l'intérieur de la lampe.

1re série d'expériences.

Le barreau a 4 mm de diamètre; il est complètement excentré dans la tubulure qui a 7 mm de diamètre.

La lampe allumée est placée dans une atmosphère grisouteuse renfermant de 2 à 3 % de méthane. Quand elle a atteint sa température de régime,

c'est-à-dire après 15 minutes environ, on porte progressivement la teneur en grisou au-dessus de la limite d'inflammation; la flamme de benzine s'éteint.

On fait alors éclater l'étincelle qui produit l'explosion dans la lampe; suivant les cas, cette explosion est suivie ou non de traversée, c'est-à-dire, de la propagation de la flamme à l'extérieur.

La traversée a été observée avec les fréquences suivantes :

Teneur finale en méthane %	Fréquence de traversée
10,5	0/5
9,25	2/2
8,25	1/6
8,00	0/10
7,00	0/10

On passe ensuite à l'essai Marsaut. Pour cet essai, la lampe est munie de son verre d'origine.

Il y a eu traversée à la septième manœuvre dans le mélange à 9,25 % de méthane.

2de série d'expériences.

Le barreau soudé dans le logement de la tige du rallumeur, a maintenant 5 mm de diamètre (rappelons que la tubulure a 7 mm de diamètre).

On commence par les essais d'explosion par étincelle électrique; on fait :

10 explosions dans le mélange à 10 %
10 explosions dans le mélange à 9,75 %
10 explosions dans le mélange à 9,50 %
13 explosions dans le mélange à 9,00 %
30 explosions dans le mélange à 8,50 %
10 explosions dans le mélange à 8,25 %

Il n'y a pas traversée.

L'épreuve Marsaut donne également des résultats négatifs (10 essais à 9,75 % de méthane).

La lampe munie maintenant de son verre est allumée puis soumise à des mélanges grisouteux en mouvement.

On fait quatre essais en courant oblique descendant, puis cinq essais en courant vertical montant.

La teneur étant réglée à 8,25 % et la vitesse à 4,40 m, on attend que la lampe ait pris sa température de régime, puis on interrompt et rétablit brusquement l'alimentation en grisou.

Bien que cette manœuvre soit favorable à la mise en défaut des lampes gravement avariées (par exemple un jeu exagéré sous la couronne d'entrée d'air), la traversée ne se produit pas.

En courant vertical, il y eut quatre fois sur cinq extinction de la lampe dès la première interruption du grisou.

Le jeu de 2 mm (7 — 5 mm) qui arrête l'explosion de grisou, mais permet l'extinction de la flamme, est évidemment bien supérieur à ceux que pourrait tolérer un service sérieux d'entretien.

Nos expériences montrent néanmoins que le vacillement de la flamme sous un souffle d'air comprimé n'est pas nécessairement l'indice d'un défaut grave et qu'il ne peut en tout cas servir de prétexte pour serrer exagérément, à l'aide d'étau et de clefs, les pièces constitutives de la lampe lors du remontage.

La mise sous tension exagérée du verre à froid pourrait notamment être cause des ruptures qu'on observe parfois lorsque la lampe arrive à son régime de température.

Inflammation par les lampes électriques portatives.

Le bris d'une ampoule électrique par un choc mécanique venant de l'extérieur, n'allume pas le grisou s'il y a en même temps rupture du filament. Mais il peut arriver que les débris de verre rapprochent l'une de l'autre les électrodes-supports du filament et les mettent en contact.

Ces électrodes sont alors traversées par un courant dont l'intensité dépend de la charge de l'accumulateur et de la résistance électrique des points de contact.

Nous avons eu l'occasion, à la fin de l'année 1953, d'expérimenter une lampe portative (type à main) retrouvée gravement avariée dans les travaux d'une charbonnage du Bassin de Charleroi.

Du verre de protection (cylindre), la moitié supérieure avait disparu; du verre de l'ampoule il ne restait que le huitième environ; enfin,, le filament était brisé et les deux électrodes inclinées l'une vers l'autre se touchaient près de leurs sommets.

Après avoir fait la manœuvre d'allumage par rotation de la tête sur le pot, nous avons introduit la lampe dans un mélange grisouteux.

Il n'y eut pas inflammation; les électrodes étaient cependant au rouge et le courant qui les traversait était de 10 ampères.

Nous avons recommencé l'expérience après avoir donné à la batterie une charge de l'ordre de 25 ampères-heure.

Cette fois, nous avons eu l'inflammation au moment où la lampe pénétrait dans le mélange grisouteux. Les électrodes étaient au rouge blanc et le courant était de 18 ampères.

Nous avons fait ensuite les mêmes expériences avec trois types d'ampoules, deux de fabrication belge, le troisième de provenance étrangère.

Après avoir brisé le verre, on court-circuitait les électrodes soit par contact, soit par torsion; on faisait ensuite passer dans les électrodes le courant d'une batterie de lampe.

Toutes ces ampoules se sont comportées de façon identique en atmosphère grisouteuse; suivant l'intensité du courant, il y avait ou non inflammation.

Le type de provenance étrangère était cependant réputé de sûreté; aux dires du fabricant, le court-circuit des électrodes était sans effet sur les mélanges grisouteux.

Il semble bien que pour obtenir la sécurité, il faille modifier la construction des ampoules de telle sorte que les électrodes ne puissent jamais se toucher.

La question est à l'étude.

VI. — MESURE DE LA PRESSION D'EXPLOSION DU METHANE

Il est intéressant, pour les constructeurs d'appareils électriques antigrisouteux, de connaître la pression développée par l'explosion des mélanges d'air et de méthane.

Ces appareils doivent en effet être protégés par une enveloppe ou carter qui réponde aux conditions suivantes :

1) résister sans qu'il en résulte ni avarie, ni déformation, au choc d'une explosion interne de grisou.
2) s'opposer à ce que cette explosion se propage à une atmosphère grisouteuse ambiante.

Aussi, il est d'usage dans les stations d'essais de soumettre le matériel électrique (moteurs, disjoncteurs, coffrets de manœuvre, etc.) à l'épreuve d'étanchéité. L'appareil se trouvant dans une atmosphère grisouteuse inflammable, on introduit dans l'enveloppe un mélange gazeux de même composition qu'on allume par une étincelle électrique.

Le constructeur doit tenir compte de cette épreuve pour fixer l'épaisseur des parois, les dimensions des assemblages, les longueurs et jeux des traversées d'axes; il lui incombe finalement de vérifier la résistance de l'enveloppe par un essai statique dont le taux a été fixé par la Commission électrotechnique internationale (Londres 1948) à 1,5 fois la pression maximum relevée lors de l'essai en grisou.

La pression d'explosion varie avec la teneur en méthane, avec la position du point d'allumage, avec la forme et le volume de l'enveloppe. Les expérimentateurs du Safety in Mines Research Board (Buxton - Angleterre) ont montré que dans une sphère de 4 litres elle atteint sa valeur maximum soit 7,17 kg/cm², lorsque la teneur en méthane est de 10 % et que le point d'allumage se trouve au centre de la sphère.

Dans les enveloppes de forme courante (prismatique ou cylindrique), la pression est généralement moindre et elle est d'autant moins élevée que l'espace offert au développement de la flamme est plus grand; nous l'avons déterminée sur quelques appareils qui nous étaient présentés pour agréation.

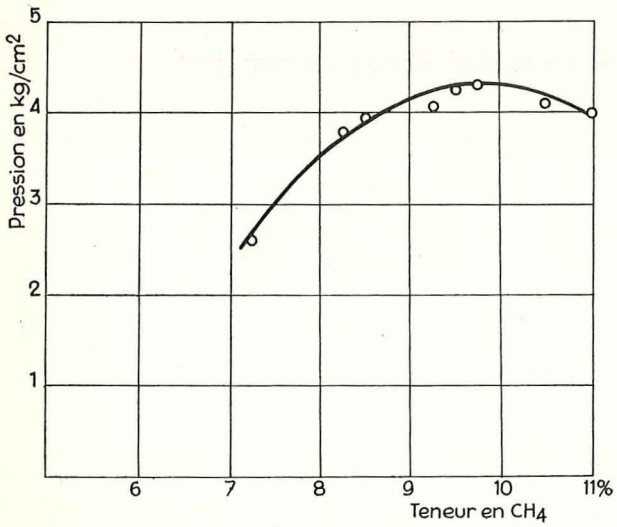


Fig. 4.

Nous avons utilisé :

1) un quartz piézoélectrique;
2) un amplificateur;

Ces deux appareils nous ont été fournis par la Schweizerische Lokomotiv und Maschinenfabriek de Winterthur (Suisse). Cette firme les utilise pour le relevé des diagrammes des moteurs à combustion interne.

3) un oscillographe à rayons cathodiques Cossor avec caméra et dispositif d'enregistrement photographique.

Nous avons fait varier la position du point d'allumage et la teneur en méthane.

La courbe figure 4 se rapporte à une cuve de 1 100 litres environ pour transformateur. Elle donne en fonction de la teneur en méthane, la pression relevée sur le fond supérieur de la cuve, le point d'allumage étant au centre du mélange.

La pression atteint sa valeur maximum soit 4,3 kg, pour la teneur de 9,75 %.

Dans la figure 5, les courbes I et II se rapportent à un coffret de 26 litres environ, mesurant 350 × 300 × 250 mm.

Elles indiquent la pression exercée sur l'une des parois lorsque le mélange est allumé soit au centre (I), soit près de la paroi opposée (II).

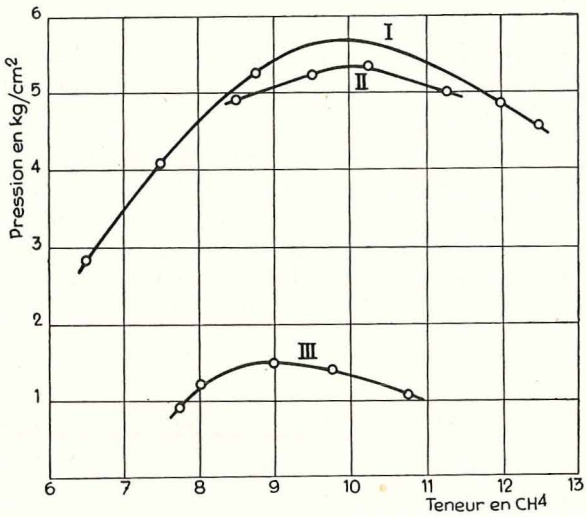


Fig. 5.

Les maxima de pression 5,7 et 5,4 kg correspondent à la teneur de 10 % environ de méthane.

La courbe III de la même figure représente la pression au fond d'un tuyau de 10 m de long, 104 mm de diamètre, le point d'allumage se trouvant sur le fond opposé.

La pression maximum est de 1,5 kg (teneur 9 %).

Dans le coffret de la figure 6, le compartiment I de 116 litres communique avec le compartiment II de 8 litres par une ouverture circulaire O dont le diamètre a varié au cours des essais.

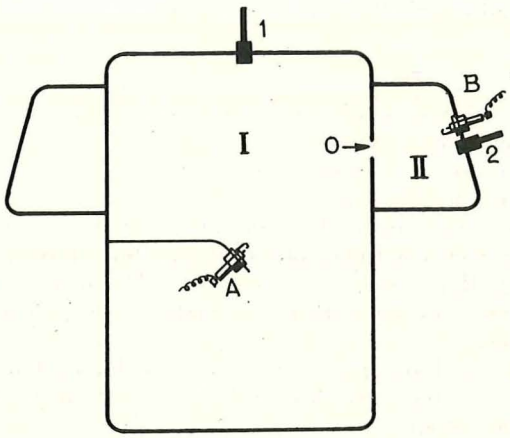


Fig. 6.

Le mélange étant allumé par la bougie A, la pression maximum en 1 est de 3,3 kg.

En 2,, la pression maximum varie avec le diamètre de l'ouverture O, soit :

diamètre de l'ouverture en mm	pression maximum en 2 en Kg/cm²
12	9,80
13	10,40
15	10,75
20	9,65
25	9,60

L'allumage en B (compartiment II) n'a pas produit de surpression dans le compartiment I.

Ces résultats montrent qu'un étranglement placé sur le trajet de la flamme entraîne un accroissement de la pression d'explosion à l'aval.

Le fait avait déjà été signalé par Beyling lors de ses premières recherches sur le matériel antidéflagrant (*).

VII. — ETUDE D'APPAREILS DIVERS

Analyseur-Enregistreur de méthane Mono

(Maïhak à Hambourg).

Cet appareil prélève toutes les 3 minutes, un volume déterminé d'air de la mine, lequel passe ensuite dans une cellule, au contact d'un filament chauffé électriquement et portant un catalyseur.

Lorsque le méthane est présent, il se produit du fait de sa combustion, une contraction qui est fonction de la teneur.

Celle-ci est inscrite sur une bande de papier actionnée par un mouvement d'horlogerie.

Toutes les opérations sont réalisées automatiquement par une alimentation d'air comprimé. Celui-ci actionne en outre un turbo-alternateur qui fournit le courant de chauffage du filament.

Spiralarm Naylor.

Cet appareil est en fait, une lampe à huile minérale dont les tamis renferment un bilame spiralé.

Dans l'air grisouteux, la flamme s'allonge et la température des tamis augmente; le bilame se déroule et ferme un circuit qui comporte un élément de pile sèche et une lampe rouge.

Celle-ci doit donc s'allumer dès que la teneur en méthane dépasse une limite établie par un étalonnage préalable (1,25 ou 2,5 %).

L'étude de cet appareil n'est pas terminée.

Méthanomètres.

Nous avons étudié deux appareils de ce genre, qui n'ont pu être agréés pour cause d'irrégularités dans le fonctionnement.

VIII. — EXPLOSIONS DANS LES INSTALLATIONS D'AIR COMPRIME

Un incident de ce genre, survenu dans un charbonnage de la division de Charleroi, nous a amenés à soumettre à des essais d'oxydation à chaud l'huile utilisée pour le graissage du compresseur.

Il semble bien en effet que l'amorçage de l'explosion doive être imputé à l'action conjuguée de l'air sous pression et de l'élévation de température.

Nous nous sommes inspirés des travaux des expérimentateurs du Cerchar (France) dont le procédé consistait à faire passer de l'oxygène *à travers* une masse de limaille ou d'oxyde de fer imprégnée d'huile dans un tube de verre chauffé au four électrique (il est à remarquer que l'action de l'oxygène à la pression atmosphèrique est la même que celle de l'air à la pression absolue de 5 atmosphères; dans les deux cas, la pression partielle de l'oxygène est d'une atmosphère).

Nous avons modifié le procédé en faisant circuler l'oxygène non plus à travers, mais *au contact* de la matière à expérimenter, chauffée soit au four électrique dans un tube, soit au bain de sable dans un Erlenmeyer.

(*) BEYLING : « Versuche zwecks Erprobung der Schlagwettersicherheit besonders geschützter elektrischer Motoren und Apparate sowie zur Ermittlung geeigneter Schutzvorrichtungen für solche Betriebsmittel, ausgeführt auf der berggewerkschaftlichen Versuchstrecke in Gelsenkirschen-Bismarck ». *Glückauf* - 1906 - fascicules 1 à 13.

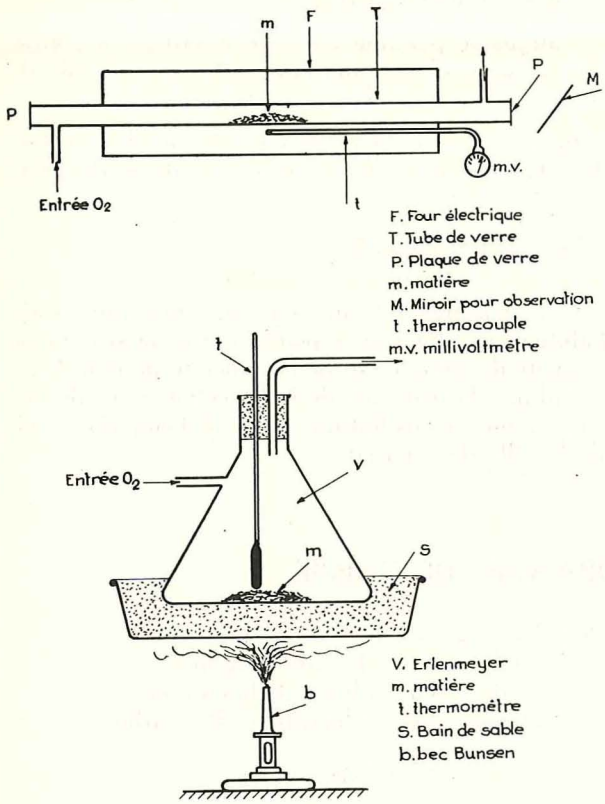


Fig. 7.

Les deux dispositifs sont représentés à la figure 7.

Les essais ont été effectués sur le cambouis prélevé au charbonnage et sur des limailles de fer de provenances diverses imbibées d'huile fraîche ou d'huile usagée.

Nous avons trouvé les températures d'inflammation indiquées au tableau VIII.

On remarque qu'elles sont relativement basses avec l'hydrate ferrique.

En plaçant un couple thermoélectrique à l'intérieur même de la masse dans le 2[d] dispositif, nous avons noté l'apparition de flammes et de fumées dès la température de 113°.

Après avoir mis en évidence la possibilité d'allumer l'huile de graissage au contact d'un catalyseur à une température qui, somme toute, est du même ordre que celle régnant au refoulement haute pression d'un compresseur, il fallait réaliser la propagation.

Les expérimentateurs du Cerchar ont utilisé une canalisation de 90 m de longueur en tuyau d'acier dont la paroi intérieure était couverte d'huile.

Pour amorcer la propagation, ils ont introduit, soit dans toute la canalisation un mélange d'air et de grisou à 8 % et à la pression de 7 kg, soit dans une partie de la canalisation, un mélange de méthane et d'air enrichi en oxygène également à 7 kg.

L'allumage par étincelle électrique donnait une explosion avec effets mécaniques violents; en l'absence d'huile, il ne se produisait pas de surpression.

Pour nos collègues français, ce serait l'onde de choc qui, parcourant le tuyau, élèverait la température du mélange, vaporiserait l'huile et la ferait exploser.

Nous pensons que le phénomène est plus simple et qu'il s'agit en réalité d'une flamme se propageant dans des vapeurs ou vésicules d'huile en suspension.

Nous avons entrepris également des essais de propagation dans une canalisation de 104 mm de diamètre intérieur et de 12 m de longueur.

L'inflammation d'un mélange grisouteux sans vapeur d'huile, à 9 % environ de méthane, donne déjà une pression d'explosion de 20,8 kg ou 24,3 kg suivant que la pression initiale est de 4,2 ou 5 kg.

TABLEAU VIII.

	Température d'inflammation	
	1er dispositif 20 l. d'oxygène/h.	2[d] dispositif 5 l. d'oxygène/h.
Cambouis seul	de 168°5 à 192°6	
avec huile fraîche	de 168°4 à 211°	145° à 168°
avec huile usagée	de 177°9 à 210°7	120° à 133°
Limaille de fer ou acier		
avec huile fraîche	239°1	pas inflam. à 205°
avec huile usagée	232°	pas inflam. à 200°
Oxyde de fer		
avec huile fraîche	205°5	225° à 235°
avec huile usagée	199°9	195° à 210°
Rouille		
avec huile fraîche	199°	pas d'inflam.
avec huile usagée	181°	pas d'inflam.
Limaille de fonte		
avec huile fraîche	181°5	202° à 217°
avec huile usagée	187°2	189° à 216°
Hydrate ferrique		
avec huile fraîche	151°2	96° à 97°
avec huile usagée	149°3	98° à 101°

(La pression d'explosion a été mesurée à l'aide d'un quartz piézoélectrique, d'un amplificateur et d'un oscillographe à rayons cathodiques).

Nous avons expérimenté ensuite les vapeurs d'huile en suspension dans l'air.

L'huile était introduite à l'origine de la canalisation dont le premier tronçon était chauffé par une rampe à gaz et recevait de l'air venant d'un compresseur.

En réglant d'une manière convenable la vanne d'admission, on obtenait une circulation continue à la pression atmosphérique.

L'allumage par une étincelle électrique a donné des pressions d'explosion croissantes avec la vitesse et allant de 1,2 à 7 kg.

Jusqu'ici, nous n'avons pu obtenir l'explosion dans l'air au repos et sous pression initiale de 5 kg.

IX. — LUTTE CONTRE LES POUSSIERES

Nous avons déterminé les teneurs en poussières de prélèvements effectués dans les divisions : 348 mesures au densitomètre et 14 au conimètre.

Huit séances d'initiation à l'emploi des appareils de mesure (hand pump, densitomètre, conimètre) ont été organisées pour les Ingénieurs de district des bassins de Mons, Charleroi-Namur, Liège, Hasselt.

Seize masques filtrants ont été soumis aux essais habituels en atmosphère poussiéreuse (mesure de la capacité de rétention et de l'aisance respiratoire).

Enfin, à la demande de la Direction générale des Mines, nous avons fait une étude de l'empoussiérage de la ville de Tournai.

X. — TRAVAUX DU LABORATOIRE DE CHIMIE

Les titrages grisoumétriques des prélèvements effectués par les Ingénieurs du Corps des Mines lors des expériences d'aérage constituent la tâche la plus importante du laboratoire de chimie; on en trouvera le détail au tableau X et XI.

Le même laboratoire a exécuté en plus, les travaux suivants :

A la demande des Services d'arrondissement :
- 21 analyses complètes d'air grisouteux dont 6 par la méthode d'absorption et 15 par la méthode de liquéfaction.
- 46 titrages du méthane.
- 55 titrages d'oxyde de carbone.
- 213 examens de poussières neutralisées.

A la demande du Service géologique :
- analyse de 24 échantillons de charbon provenant de sondages.

Pour les services intérieurs de l'Institut :
- analyse de 7 échantillons d'huile.
- analyse d'un alliage d'aluminium.
- analyse d'un échantillon de charbon.

TABLEAU IX.

Analyses grisoumétriques.

Divisions	*1953*	*1954*
Borinage - Centre	2649	1942
Charleroi - Namur	631	547
Liège	269	241
Campine	109	162
Totaux :	3658	2892

TABLEAU X.

Classement des analyses grisoumétriques par catégorie, division et teneur en méthane.

Catégorie	Division	Répartition suivant la teneur en méthane.				
		0 à 0.5 %	0,5 à 1 %	1 à 2 %	+ 2 %	Totaux
1re	Borinage - Centre	189	48	75	55	367
	Charleroi - Namur	132	25	6	4	167
	Liège	53	25	19	10	107
	Campine	115	21	20	6	162
	Totaux :	489	119	120	75	803
2me	Borinage - Centre	150	62	96	93	401
	Charleroi - Namur	143	72	52	20	287
	Liège	79	35	16	4	134
	Campine	—	—	—	—	—
	Totaux :	372	169	164	117	822
3me	Borinage - Centre	150	155	341	528	1174
	Charleroi - Namur	40	28	19	6	93
	Liège	—	—	—	—	—
	Campine	—	—	—	—	—
	Totaux :	190	183	360	534	1267

XI. — RECHERCHES SUR L'INFLAMMATION SPONTANEE DES MELANGES GAZEUX

Introduction.

Dans notre rapport précédent, nous avons montré combien la combustion du méthane est sensible à la présence de formaldéhyde. Ce corps accélère la combustion à un point tel que même des quantités extrêmement minimes (pression partielle 6 à 7 mm de mercure) peuvent provoquer l'inflammation à des pressions et des températures où le mélange pur est pratiquement inerte. Comme le formaldéhyde est un produit de la combustion lente, il apparaît que l'inflammation spontanée du méthane doit être imputée à l'accumulation même de ce corps pendant la période d'induction précédant l'inflammation.

On peut se demander si ce rôle d'accélérateur est joué par le formaldéhyde ou par les produits de son oxydation. Tel est le problème que nous nous posons et dont la solution dépend en tout premier lieu de la compréhension du mécanisme d'oxydation du formaldéhyde lui-même.

Nous donnons dans ce qui suit un bref aperçu de l'état actuel de nos recherches en cette matière.

Nous avons constaté que les mélanges de formaldéhyde et d'oxygène sont susceptibles de s'enflammer spontanément de quatre manières différentes :

1) Pour tout un domaine de pression et de température que nous préciserons par la suite, l'inflammation relève d'un processus purement thermique.

2) Dans le cas des mélanges suroxygénés, l'inflammation peut se produire après une période d'induction considérable. Il s'agit alors de l'inflammation d'un des produits de combustion lente notamment l'oxyde de carbone.

3) Lorsque la teneur en combustible est supérieure à 66 %, l'explosion peut s'amorcer au contraire lorsque les dernières traces d'oxygène viennent de disparaître. Il s'agit alors de la décomposition explosive d'un peroxyde intermédiaire instable.

4) Enfin dans certaines circonstances, encore mal définies, une flamme apparaît sans retard immédiatement après l'introduction des gaz dans la chambre de combustion. Ce phénomène dont nous poursuivons l'étude reste encore mystérieux.

Dans ce qui suit, nous passons en revue chacun des modes d'inflammation que nous venons de signaler.

1. — Inflammation thermique *.

Nous avons déjà parlé de ce mode d'inflammation dans notre rapport de l'an dernier. Nous rappellerons les résultats obtenus à cette époque en y joignant ceux obtenus au cours de cette année.

La nature thermique de l'inflammation a pu être mise en évidence par l'enregistrement de l'augmentation de température subie par les gaz, pendant la période d'induction précédant l'inflammation.

La figure 8 donne une série d'enregistrements de température relatifs à la combustion du mélange $2\,F + 3\,O_2 + 9\,N_2$ menée au voisinage immédiat de la pression limite d'inflammation (F = molécule de formaldéhyde).

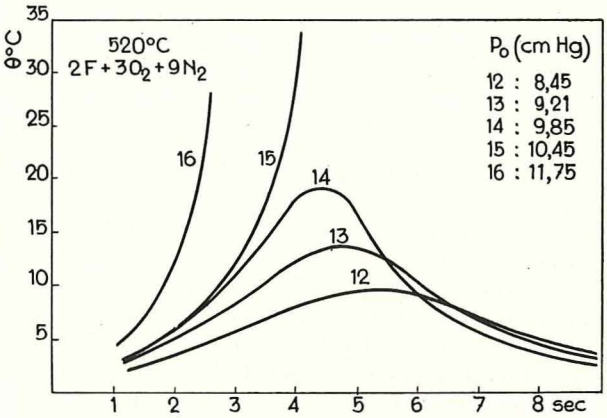


Fig. 8. — Inflammation thermique du mélange $2\,F + 3\,O_2 + 9\,N_2$

θ : différence de température entre le centre et les parois du récipient.

Po : pression initiale.

Limite d'inflammation comprise entre 9,85 cm Hg (14) et 10,45 cm Hg (15).

Considérons d'abord les courbes 12, 13 et 14 qui correspondent à des expériences effectuées à des pressions inférieures à la limite d'inflammation. On constate que la température θ qui, à l'instant initial, était égale à la température des parois de la chambre de réaction monte progressivement jusqu'à atteindre un maximum, puis redescend lentement suivant une courbe asymptotique à l'axe des temps. L'élévation de température observée est due évidemment à la chaleur dégagée par la combustion et le maximum des courbes correspond au maximum de vitesse de réaction.

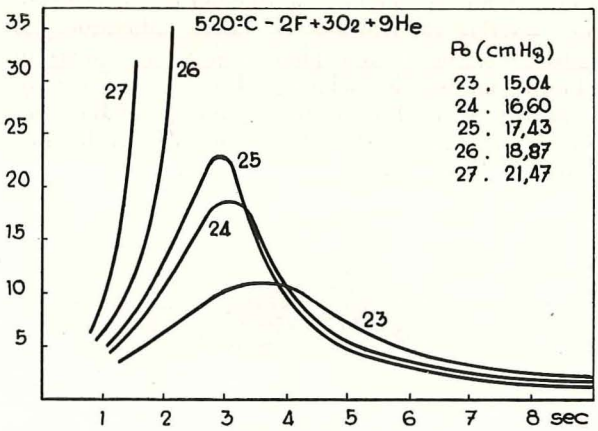


Fig. 9. — Inflammation thermique du mélange $2\,F + 3\,O_2 + 9\,He$.

Limite d'inflammation comprise entre 17,43 cm Hg (25) et 18,83 cm Hg (26).

* Un rapport détaillé de ces recherches a paru récemment dans le Bulletin des Sociétés chimiques Belges sous la signature de M. Van Pée, Docteur en sciences, attaché à l'Institut National des Mines (Bull. Soc. chim. Belg. 64, 235 (1955).

On constate que la vitesse maximum est de plus en plus élevée au fur et à mesure que la combustion est menée à plus haute pression et l'on peut s'attendre à ce qu'elle atteigne une valeur critique, caractérisée par le fait que la chaleur dégagée par la réaction devient supérieure à celle qui peut s'écouler par conductivité thermique vers les parois.

C'est ce qui a lieu dans le cas de la combustion 15 où la combustion lente se transforme brutalement en une explosion.

Remarquons que le point d'inflammation est très bien défini et parfaitement reproductible; il correspond à une élévation de température de 35° C et ne varie pas sensiblement avec la composition du mélange. Ainsi, si l'on remplace N_2 par un gaz meilleur conducteur de la chaleur, tel que l'hélium, on constate, comme le montre la figure 9, que l'élévation de température observée au moment de l'inflammation est sensiblement la même qu'en présence d'azote. Ce qui a changé, c'est la pression limite d'inflammation, car en raison de l'augmentation de la conductivité thermique, la chaleur qui s'écoule par conduction est plus élevée et il faut par conséquent fournir plus de chaleur pour atteindre la condition critique d'explosion. Tous ces faits sont en parfait accord avec la théorie thermique de l'inflammation qui prévoit notamment que θ maximum ne dépend que de l'énergie d'activation de la réaction et que la pression critique augmente avec la conductivité thermique du milieu.

Une autre conséquence de la théorie thermique réside dans l'existence d'un gradient de température à l'intérieur de la chambre de réaction. Ce point également est confirmé par l'expérience. Ainsi, nous avons observé que dans une chambre de réaction de 22 mm de rayon le rapport de l'élévation de température centrale à l'élévation observée à 4 mm des parois était de 0,28 environ et restait sensiblement constant pendant toute la durée de la réaction.

L'existence d'un gradient de température suggère d'autre part que l'inflammation prend naissance dans la phase gazeuse au centre du récipient, là où la température est la plus élevée.

Afin de vérifier cette supposition, nous avons photographié la flamme sur filmmobile en utilisant une chambre de réaction de forme sphérique. La figure 10 reproduit une photographie se rapportant à l'inflammation du mélange 1 F + 4 O_2. La flamme laisse sur le film une trace noire qui débute par une pointe qui montre clairement que la flamme prend naissance au centre du ballon.

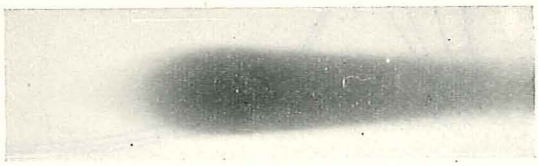


Fig. 10. — Inflammation thermique du mélange 1 F + 4 O_2. Photographie de la flamme sur film mobile. Translation du film : 41 m/sec (droite vers la gauche). Récipient sphérique ∅ 4,8 cm. Température 485° C. Pression : 31,68 cm Hg.

2. — Inflammation retardée de l'oxyde de carbone.

Ce phénomène qui semble être commun à l'oxydation de tous les hydrocarbures se produit également dans le cas du formaldéhyde. Il est mis en évidence par l'enregistrement simultané de l'accroissement de pression et de température subi par les gaz pendant la réaction. Dans la figure 11, nous donnons l'enregistrement obtenu dans le cas de la combustion du mélange F + O_2 à la pression de 3,40 cm Hg et à la température de 560° C. On constate que la pression augmente régulièrement à partir de l'instant où l'on vient d'introduire le mélange dans la chambre de réaction. Cette augmentation de pression est due à la formation d'oxyde de carbone suivant la réaction :

$$2\ CH_2O + O_2 = 2\ CO + 2\ H_2O.$$

L'augmentation de pression devient de moins en moins rapide et finit par devenir pratiquement nulle au bout de 5 à 10 secondes, ce qui indique que la réaction d'oxydation du formaldéhyde est alors pratiquement terminée.

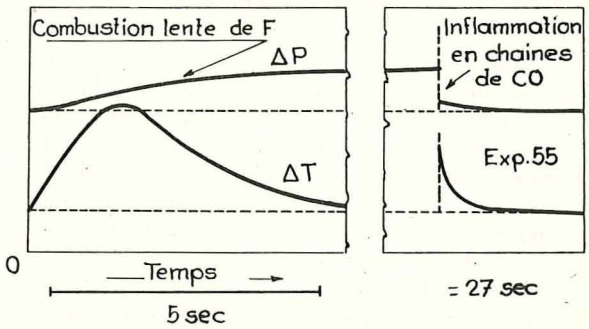


Fig. 11. — Inflammation retardée de l'oxyde de carbone dans le mélange : 1 F + 1 O_2 à 560° C et 3,40 cm Hg.

La même conclusion s'impose si l'on considère la courbe de température. Il est évident que les variations de température sont dues ici à la chaleur dégagée par la réaction et seront par conséquent proportionnelles à la vitesse de réaction. On constate que la température augmente d'abord, puis passe par un maximum et finit par reprendre sa valeur initiale au bout de 5 à 10 secondes, ce qui confirme le fait, qu'après cette période, la combustion est pratiquement terminée. Cependant quelques secondes plus tard, à un moment où il semble bien que toute activité chimique a cessé, on assiste à un saut brusque dans les courbes de pression et de température. Ce phénomène coïncide d'ailleurs avec l'apparition d'une flamme bleue de très courte durée. Après l'inflammation,la courbe de pression descend immédiatement à une valeur pratiquement égale à celle de la pression initiale; la température revient également, après refroidissement des gaz, à sa valeur initiale.

La stoechiométrie même du phénomène indique qu'il s'agit d'une inflammation d'oxyde de carbone. On a en effet :

$$2\,CH_2O + O_2 = 2\,CO + 2\,H_2O \quad \Delta V = 1^{re} \text{ étape, combustion lente}$$
$$2\,CO + O_2 = 2\,CO_2 \quad \Delta V = -1,\ 2^{de} \text{ étape, inflammation}$$
$$2\,CH_2O + 2\,O_2 = 2\,H_2O + 2\,CO_2 \quad \Delta V = 0$$

Il reste à expliquer pourquoi l'inflammation de l'oxyde de carbone a lieu si tardivement alors que la concentration de ce corps dans le système en réaction est déjà suffisante pour donner lieu à une inflammation après 3 à 5 secondes. Ce fait ne peut s'expliquer que par l'action d'une substance inhibitrice qui, en empêchant l'oxydation du CO, permet à ce dernier de s'accumuler dans le système. On songera alors tout naturellement à attribuer cette action au formaldéhyde : effectivement l'expérimentation directe a prouvé que ce corps inhibait bien la combustion de l'oxyde de carbone.

On comprend ainsi pourquoi l'inflammation ne se déclenche que si tardivement, c'est-à-dire, lorsque les dernières traces d'aldéhyde formique sont consommées.

Il est remarquable que l'inflammation de l'oxyde de carbone ne soit précédée d'aucune perturbation dans les courbes de pression et de température. C'est là, l'indice certain d'une inflammation dont le déclenchement est dû au développement rapide d'un processus en chaînes ramifiées.

On sait que les chaînes ramifiées de l'oxyde de carbone sont propagées par l'oxygène atomique suivant les réactions :

$$\left.\begin{array}{l} O + O_2 = O_3 \\ O_3 + CO = CO_2 + 2\,O \end{array}\right\} \quad (1)$$

Dans ces conditions, l'action inhibitrice du formaldéhyde s'expliquerait en admettant que ce corps a la propriété de capter l'oxygène atomique, empêchant ainsi le processus autocatalytique (1) de se développer.

3. — Décomposition explosive de peroxydes intermédiaires.

Lorsque la teneur en formaldéhyde est supérieure à 66 %, le processus conduisant à l'inflammation présente des caractères entièrement différents.

On peut s'en rendre compte par l'examen de la figure 12 où sont reproduits trois enregistrements de température se rapportant à la combustion du mélange 6 F + O_2 respectivement aux pressions de 3,67 (1), de 4,17 (2) et de 4,45 (3) cm de mercure.

Considérons les courbes (1) et (2). On constate que la température commence par croître régulièrement jusqu'à un niveau P d'où elle saute assez rapidement à un niveau supérieur Q. Chose remarquable pendant ce saut brusque, les gaz émettent une faible lueur bleue. Ce phénomène ne peut être confondu avec une inflammation, car après avoir atteint son point culminant la courbe redescend lentement suivant une hyperbole asymptotique à l'axe des temps.

Considérons maintenant la courbe 3, relative à une expérience menée sous une pression légèrement supérieure à celle de l'expérience précédente.

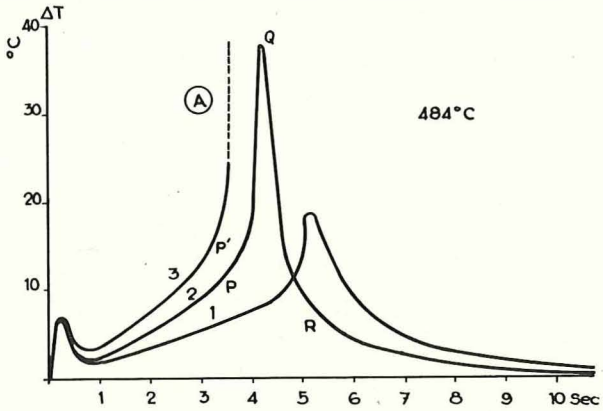


Fig. 12. — Décomposition de peroxydes intermédiaires dans la combustion du mélange 6 F + 1 O_2;

Décomposition lente (QR) :	1 : Po	=	3,67 cm Hg.
	2 : Po	=	4,17 cm Hg.
Décomposition explosive (A) :	3 : Po	=	4,45 cm Hg.

La courbe présente dès le début les même caractéristiques que celles des courbes précédentes. Arrivée au point P', la courbe monte alors assez rapidement, mais cette fois au lieu de s'arrêter à un niveau bien fixe, elle continue à monter de plus en plus rapidement et le phénomène dégénère en une explosion. La lumière émise est cette fois très brillante, de courte durée et présente une teinte rose.

On voit immédiatement que ce genre d'inflammation diffère totalement de l'inflammation thermique à laquelle nous avons fait allusion antérieurement. Alors que dans l'inflammation thermique, la courbe ne cesse de monter de plus en plus vite, ici l'inflammation peut se déclencher après que la dérivée de la courbe a passé par un maximum. D'autre part, la transition entre la combustion lente et la combustion explosive est ici moins brutale et la trace du spot au lieu de cesser brusquement d'être visible, diminue progressivement d'intensité et s'évanouit à un niveau peu défini. Une autre différence réside dans le fait que l'accroissement maximum de température après lequel la réaction devient explosive varie à l'inverse de l'inflammation thermique, considérablement avec la composition du mélange. En d'autres termes, l'explosion que nous étudions ici semble se déclencher lorsque certaines conditions chimiques bien définies sont réalisées alors que l'explosion thermique est principalement gouvernée par les propriétés dynamiques du système.

L'examen de la figure 13 qui se rapporte à diverses combustions menées à pression partielle de formaldéhyde constante mais sous des pressions partielles d'oxygène croissantes, va nous permettre d'interpréter sans ambiguïté la nature de l'explosion qui nous concerne.

On constate d'abord que le début de toutes ces courbes coïncide. Ceci montre que l'oxygène n'a

aucune influence sur la vitesse de réaction. Il s'en suit que la combustion pourra se poursuivre sans modification de sa vitesse jusqu'à la consommation complète de l'oxygène. Il devient ainsi évident que le point P coïncide avec la disparition des dernières traces d'oxygène. Cette conclusion est d'ailleurs confirmée par le fait que pour le mélange 4 CH_2O + O_2 où l'oxygène ne peut rester en excès, la courbe ne présente plus aucun saut caractéristique.

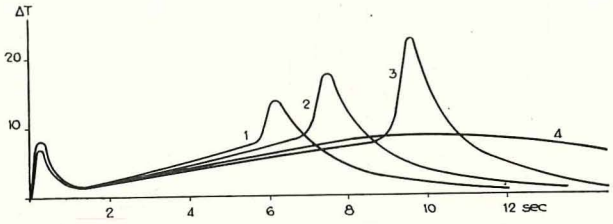


Fig. 13. — Influence de la pression partielle d'oxygène sur la combustion du formaldéhyde à 484° C.

11 : P_F = 2,79 cm Hg. P_{O_2} = 0,46 cm Hg.

2 : P_F = 2,81 cm Hg. P_{O_2} = 0,73 cm Hg.

3 : P_F = 2,54 cm Hg. P_{O_2} = 0,83 cm Hg.

4 : P_F = 2,84 cm Hg. P_{O_2} = 2,16 cm Hg.

Lorsque l'explosion a lieu, elle se produit donc après consommation complète de l'oxygène. La seule possibilité de réaction ou d'explosion reste alors la décomposition d'un intermédiaire instable qui ne peut, de toute évidence, n'être qu'un peroxyde.

Après la montée P Q (voir fig. 12) on assiste donc, soit à la décomposition explosive du peroxyde, soit à sa décomposition lente suivant un processus bimoléculaire comme l'indique le caractère hyperbolique de la courbe Q R.

Il nous reste à interpréter le saut brusque de la température (P Q) qui, rappelons-le, est accompagné de l'émission d'une faible lueur bleue.

Ce phénomène ne peut être la manifestation d'un évènement nouveau qui ferait une éphémère apparition. S'il en était ainsi, la température ne pourrait se stabiliser correctement sur la partie hyperbolique de la courbe. Le saut de température ne peut donc être que la manifestation d'un évènement qui, au contraire, vient d'être supprimé soudainement. Or, ce qui est supprimé après la consommation de l'oxygène, c'est manifestement la formation du peroxyde. Le saut représente alors simplement la chaleur qui était absorbée pendant la formation du peroxyde. De même, la lumière qui apparaît pendant le saut doit être un résidu de l'énergie qui est en même temps émise et réabsorbée par le processus complexe conduisant à la formation du peroxyde.

Remarquons enfin que les photographies de ces ces explosions ne révèlent, contrairement à l'inflammation thermique, aucun phénomène de propagation (voir fig. 14). Il n'est cependant pas prouvé qu'au moyen de vitesses linéaires plus grandes, on ne puisse mettre un tel phénomène en évidence.

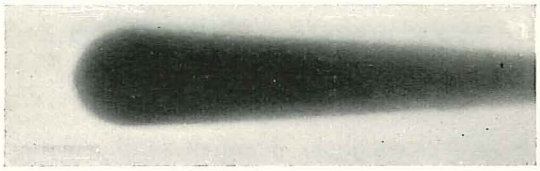


Fig. 14. — Décomposition explosive de peroxydes dans le mélange : 2 F + 1 O_2 à 486° C et 13,3 cm Hg.
Photographie de la flamme sur film mobile.
Translation du film : 42 m/sec (de droite vers la gauche).
Récipient sphérique diamètre 4,8 cm.

4. — Inflammation sans retard.

Dans certaines circonstances que nous allons maintenant tâcher de définir, on observe dès l'introduction des gaz dans la chambre de réaction, l'apparition d'une flamme bleue qui parfois est suivie, 1 à 2 secondes après, d'une seconde lueur bleuâtre.

La chambre de réaction dans laquelle ce phénomène a été observé était un ballon en quartz de 8 cm de diamètre. Le tube d'amenée des gaz avait un diamètre de 4 mm et présentait deux coudes situés à proximité de l'embouchure du ballon. Le four tubulaire utilisé avait 1 m de long et le ballon était placé au centre de celui-ci de sorte que le tube d'amenée des gaz était chauffé sur une longueur de 40 cm environ.

Dans la figure 15, nous donnons les pressions partielles limites de formaldéhyde, obtenues dans ce récipient, en fonction de la concentration en formaldéhyde du mélange.

Considérons d'abord la courbe ° relative aux mélanges de formaldéhyde et d'oxygène exempts de gaz inertes.

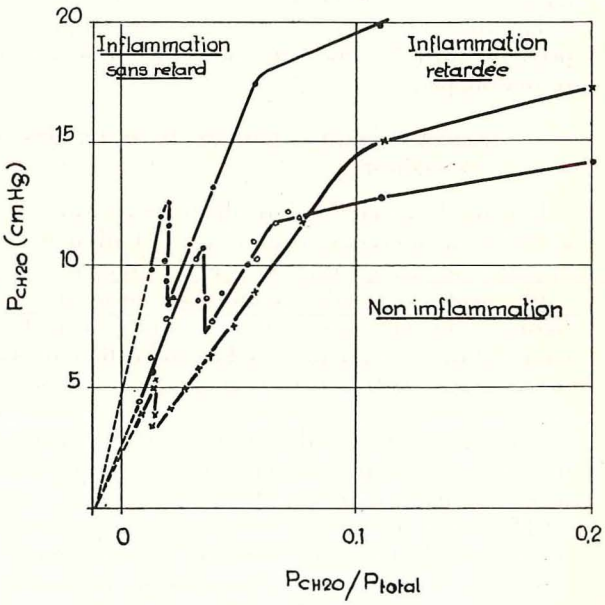


Fig. 15. — Domaine d'inflammation sans retard des mélanges de formaldéhyde et d'oxygène.

° : en l'absence de gaz inerte.

x : en présence d'argon P_{O_2}/P_{Ar} constant = 0,25

. : en présence d'hélium P_{O_2}/P_{He} constant = 0,25

En suivant cette courbe de la droite vers la gauche, on constate qu'elle présente d'abord une partie droite de pente assez douce. Le long de cette limite, les inflammations sont caractérisées par un retard de 2 à 3 secondes. A la concentration 0,06, la courbe s'infléchit brusquement pour suivre une droite dirigée vers un point situé non loin de l'origine du diagramme. C'est à partir du point de fléchissement que les retards à l'inflammation deviennent égaux à zéro. Cette partie de la courbe est bientôt interrompue par une remontée verticale de la pression limite pour une concentration de 0,036 environ. Après cette remontée, la pression limite baisse de nouveau suivant une droite qui rejoint la première non loin de l'origine.

Considérons maintenant les courbes . et x qui sont relatives à des mélanges qui contiennent toujours la même proportion relative d'inerte Hélium ou Argon par rapport à l'oxygène, à savoir soit 1 molécule d'oxygène pour 4 molécules d'inerte.

On voit que ces courbes présentent la même allure que la précédente. Elles sont également composées de deux parties rectilignes qui convergent toutes vers le même point. L'influence des gaz inertes se manifeste simplement par les pentes différentes des droites et par la position de la verticale qui unit les deux premières branches rectilignes.

Il est évident que la partie supérieure de ces droites est associée à l'inflammation thermique tandis que la partie inférieure caractérisée par une discontinuité de la courbe et par un retard à l'inflammation égal à zéro doit être associée à une inflammation d'une tout autre nature.

De nombreuses expériences ont été effectuées pour rechercher la cause de ce nouveau genre d'inflammation. Finalement, nous avons trouvé que les inflammations en question dépendaient essentiellement de la forme du tube d'introduction des gaz.

L'inflammation sans retard ne se produit en effet que lorsque le tube présente les deux coudes dont nous avons parlé plus haut.

Cette cause qui, à première vue, parait être purement accidentelle, n'enlève cependant rien à l'intérêt de ce phénomène qui, étant donné la simplicité des lois que les courbes d'inflammation semblent suggérer, n'en devient que plus curieux.

XII. — RENSEIGNEMENTS DIVERS

Appareils électriques et autres agréés.

Nous avons examiné pour agréation les appareils suivants :

— Haveuse électrique	1
— Moteurs électriques	26
— Appareils électriques divers	45
— Matériel d'éclairage électrique (par réseau)	3
— Appareils électriques de signalisation	6
— Ventilateurs électriques	4
— Turbo-ventilateur	1
— Locomotives Diesel	3
— Lampes électriques portatives	8
— Exploseur (4ms)	1
— Appareil respiratoire	1

L'étude de ces appareils a donné lieu à 85 décisions d'agréation.

Il a été procédé en outre à l'étude de modifications apportées à des appareils déjà agrées, ce qui a conduit à 41 avenants à des décisions d'agréation.

Propagande de la sécurité.

Nous avons organisé en 1954, 28 visites éducatives qui ont réuni 406 participants (élèves ingénieurs, élèves des écoles de mineurs, surveillants et boutefeux des charbonnages).

INSTITUT NATIONAL DES MINES

Rapport sur les travaux de 1954

ANNEXE

Liste des appareils électriques et divers

agréés en 1954
sur proposition de l'Institut National des Mines.

I. — HAVEUSE.

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
14-6-54	Société Electro-Industrielle, 6, rue des Augustins, Liège.	4/54/115/2004	Haveuse électrique, à chaîne, type S.E.II construite par les Usines Eickhoff Frères à Bochum (Allemagne) suivant plans n° M.92.3263 - 2406 S.I - 2428 S.E. - 1826 S.2 et 2393 S.2.

II. — MOTEURS

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
15-2-54	S.A. Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi.	4/54/112/463	Enveloppes types A.K.G.a 2956 c - A.K.G.a 2968 c - A.K.G.a 2970 c - A.K.G.a 2980 c - A.K.G.a 3356 c - A.K.G.a 3368 c - A.K.G. a 3370 c et A.K.G.a 4168 c pour moteurs asynchrones à courant triphasé, rotor en court-circuit 120 à 1000 V. - 750 à 1500 t/m, 5 à 42 kW ± 50 % suivant plan n° 2.025.303.

II. — MOTEURS

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
16-2-54	Constructions Electriques de Pont-à-Chin à Ramegnies Chin.	4/54/115/446	Moteurs asynchrones, courant triphasé, rotor en court-circuit, type A.N.B. 250/5,2 - A.N.B. 250/4,4 - A.N.B. 250/5,4 - A.N.B. 250/3,6 et A.N.B. 250/2,8 - 220 volts, vitesses de 750 à 3000 tours/minute - puissances : 1,47 à 3,68 kW - suivant plan n° 251.M.A.
16-4-54	S.A. Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi.	4/54/115/1073	Avenant à la décision 13E/7846 du 9-1-51 relatif aux enveloppes de moteurs types A.F.G.811 d_1 - 861 d_1 - 871 d_1 : remplacement du ventilateur foulant et réduction de la longueur de traversée des fourreaux de l'arbre suivant plan 3.026.875.
20-4-54	Etablissements Berry, 92, rue Bonte-Pollet à Lille (France).	4/54/115/1376	Moteur type D.F.A.9 - 380 V. triphasé, rotor à double cage, 2.900 tours/minute, 6,9 kW, réalisé par les Constructions Electriques de Nancy et destiné à la commande d'un ventilateur souterrain suivant plan C.E.N. 26729.
20-4-54	S.A. « S.E.M. » ,42, Dock, à Gand.	4/54/115/1366	Avenant à la décision 13E/8747 du 4-8-53 : entrée double pour câble armé suivant plan 148.059.
1-6-54	S.A. Anthony Ballings, 6, avenue Georges Rodenbach, Bruxelles III.	4/54/115/1818	Moteurs types d.K.s.23/1-4 - 20 kW - d.K.s.23/2-4 - 30 kW - d.K.s.23/3-4 - 40 kW - asynchrones, à courant triphasé, 500 volts, construits par la firme Breuer de Bochum (Allemagne) suivant plans n° d.K.1459/Ia et d.K.1459/Ib.
21-6-54	« F » Pompen, Groothandelsgebouw, Weena 703, Rotterdam (Pays-Bas).	4/54/115/2074	Moteur asynchrone, courant triphasé, tension 220, 380 ou 500 volts - n. de tours/m. 2800 - puissance : 3,7 kW (5 CV) réalisé par la firme suédoise A.B. Flygts Pumpar de Stockholm suivant plan n° D.21.829/3. (Moteur destiné à la commande d'une pompe centrifuge, type B.80.L).

II. — MOTEURS

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
21-6-54	Etablissements Beaupain, 105, rue de Serbie, à Liège.	4/54/115/2076	Moteur asynchrone, courant triphasé. 500 volts, puissance 7 kW avec entrée de câble réalisé par « The B.A. Wesche Electric C° », Cincinnati (Ohio-USA) et coffret de manœuvre avec entrée et sortie de câble équipant une chargeuse EIMCO, type 12E, construits par la firme « The Eimco Corporation Salt Lake City » 10, UTAH (USA) suivant plans n° 5221 et B.1087.
15-7-54	Etablissements Berry, 92, rue Bonte-Pollet à Lille (France).	4/54/115/2443	Moteur type D.F.A.5, 380/500 volts triphasé, rotor à double cage, 2900 t/m 3,09 kW construit suivant plan n° CEN. 26.727 par les Constructions Electriques de Nancy.
27-7-54	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi.	4/54/115/2571	Avenant à la décision 4/54/112/463 du 15-2-54. Enveloppe type A.K.G.a.2980 c.a pour moteurs électriques, courant triphasé 120 à 1000 V., 750 à 3000 t/m, 12,5 à 25 kW ± 50 % réalisée suivant plan n° 2.025.643.
11-8-54	Klose Fabrik für Electrotechnik und Maschinenbau, Postfach 49, Hilchenbach, Allemagne (Westphalie).	4/54/115/2725	Moteur type d.55/300, asynchrone triphasé, 220, 380 ou 500 volts, 50 p. 300 t/m, 105 Amp., 35 kW, suivant plans 52.241.C et 52.618.C.
8-10-54	S.A. Gelec, 40, rue Souveraine, à Bruxelles.	4/54/115/3385	Moteurs types d.R.A.M.30 à 4,6 ou 8 pôles et d.R.A.M.40 à 4,6 ou 8 pôles, asynchrones, à courant triphasé, rotor en court-circuit 190 à 550 volts, 750 à 1500 t/m, puissance : 16 à 45 kW, construits par la firme allemande A.E.G. suivant les plans F.S.1034.408 (O) et F.S. 5005.291 (1).
19-10-54	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi.	4/54/115/4159	Enveloppe type A.K.G.a 4188 c - pour moteurs asynchrones, courant triphasé 120 à 1000 V. - 750 à 1500 tours, 24 à 60 kW, ± 50 %, suivant plan n° 2.025.303 a.
16-12-54	S.A. Luwa, Anemonenstrasse, 40, Zurich (Suisse).	4/54/115/4926	Moteur Brown Boveri type M.W.e.42s. asynchrone triphasé, 500/550 volts, 5,5 Amp. 2850 tours/m., 3,4 kW, destiné à la commande d'un ventilateur souterrain v. plan n° 2.600.021.

II. — MOTEURS

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
21-12-54	Etablissements Beaupain, 105, rue de Serbie, à Liège.	4/54/115/4953	Moteur asynchrone, courant triphasé, 200 à 600 V., 50 p. 1000 t/m., 25,76 kW (35 CV) avec coffret démarreur et fiche de prise de courant pour treuil Pikrose type S.3, à double tambour, construits par les Usines Austin Hopkinson et Co, Ltd à Audenshaw (Lancashire-Angleterre) suivant plans 2728 A et 2771 A.

III. — APPAREILS DIVERS

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
21-1-54	Ateliers de Constructions E.M. D., 35, rue Julien Schmidt, Dampremy.	4/54/115/198	Avenant à la décision 13E/8495 du 30 décembre 1952 relative au coffret 3 × 380 volts, 25 amp. - Modification de détail reprise au plan n° 4202.
3-2-54	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi.	4/54/115/344	Entrées pour câble types A.Ex et S.Ex ainsi que leurs variantes suivant les plans n° 1.161.250 - 3.201.247 - 3.200.695 - 3.201.245 - 3.201.248 - 3.201.246 et 3.201.262.
3-2-54	Société Auxiliaire d'Industrie SADI, 4, rue des Carburants, Bruxelles.	4/54/115/347	Boîtier pour commande à distance de vannes, suivant plan 100.537.
9-2-54	S.A. Socomé, 120-122, rue St-Denis, à Forest-Bruxelles.	4/54/115/423	Interrupteur de fin de course type S.126, suivant plan n° 50.240.
12-2-54	Société Nouvelle Siemens, ch. de Charleroi, 116, Bruxelles.	4/54/115/445	Coffret de commande type A.C.V. suivant plan n° 226.929.
23-2-54	Société d'Electricité et de Mécanique (SEM), 42, Dock à Gand.	4/54/115/565	Electro de frein type 5077 construit par la Société Alsthom de Belfort (France) suivant plan n° 41-46.874.
23-2-54	Ateliers de Constructions E.M. D., 35, rue Julien Schmidt, Dampremy.	4/54/115/526	Boîte de dérivation 6600 volts, 200 amp. suivant plan n° 7162.

III. — APPAREILS DIVERS

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
24-2-54	Ateliers de Constructions E.M.D., 35, rue Julien Schmidt, Dampremy.	4/54/115/566	Coffret pour interrupteur tripolaire et 3 coupe-circuits 25 amp. 110, 220 ou 380 volts, suivant plan n° E.M.D. 459.
4-3-54	Charbonnages de Bonne-Espérance, Batterie, Bonne-Fin et Violette, 251, rue Vivegnis, Liège.	4/54/115/704	Coffret pour thermostat suivant plan M.14.002.A.
4-3-54	Société Nouvelle Siemens, 6, rue des Augustins à Liège.	4/54/115/721	Transformateur type d.E.163n/06 380 à 500/231 à 220 volts, construit suivant plans n° I.T.3.0179 - 4 N.0417 - 4 N.0417 a et 4 N.0597.
5-3-54	Société d'Electricité et de Mécanique (SEM), 42, Dock à Gand.	4/54/115/720	Ensemble de coffrets avec boîtes à bornes et entrées de câble armé, construit par la Sté Alsthom - Usine de Lecourbe (France) suivant plans n° 978.674 - 1.740.957 - 1.817.953 - 1.819.631 et 1.819.750.
5-3-54	S. A. Electromécanique, 19, rue Crickx, à Bruxelles.	4/54/115/766	Par avenant aux décisions 13E/5365 du 11-2-1931 - 13E/5989 du 15-1-1937 - 13E/7024 du 1-7-1947 - 13E/7347 du 28-1-1949 - 13E/7457 du 31-5-1949 - 13E/7466 du 15-6-1949 - 13E/7984 du 8-6-1951 - 13E/8147 du 14-1-1952 et 13E/8255 du 13-3-1952, les transformateurs en quartz Merlin et Gérin de Grenoble (France) types T.T.H.A.24, 100 KVA; G.406.I - 150 KVA; G.408-2 - 150 KVA; G.409 - 200 KVA; T.T.Q. 300 KVA et T.T.Q.20 à 25 KVA peuvent être équipés de regards pour l'examen de quartz avec disque unique en plexiglas et joint en linoliège, répondant au plan n° 2.360.589.
6-3-54	S.P.R.L. Minelec, 18, rue de Menin, à Bruxelles.	4/54/115/767	Boîtier type E.120 à usages divers : boîte à connexions avec ou sans masse isolante interrupteur rotatif ou à bouton-poussoir, suivant plans n° E.178 - E.179 - E.180.

III. — APPAREILS DIVERS

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
11-3-54	S.A. Amelco, 25, Quai de Willebroeck, à Bruxelles.	4/54/115/835	Par avenant à la décision 13E/8826 du 29-10-1953 relative à une vanne électro-pneumatique avec tubulures au diamètre intérieur de 50 mm, sont autorisées les variantes de réalisation d'appareils, semblables en principe, mais avec tubulure de diamètre intérieurs : 15, 20, 25 et 32 mm (voir plan n° Ap.2229).
15-3-54	S.A. Constructions Electriques Schréder, rue des Français à Ans.	4/54/115/865	Entrée pour câble souple sous caoutchouc (Ø 50 mm) suivant plan 107.224/380.
17-3-54	S.A. Mécanique Automatique Moderne, 122, Carrière Hautem à Tournai.	4/54/115/903	Coffret type Z.M. pour relai électro-pneumatique, construit par la firme Lecq et Co de Douai (France) suivant plan n° 4099 A.
5-4-54	Ateliers de Constructions E.M.D., 35, rue Julien Schmidt, Dampremy.	4/54/115/1018	Coffret pour verrouillage de démarreur à 2 vitesses et 2 sens de marche suivant plan n° 8500.
5-4-54	Ateliers de Constructions E.M.D., 35, rue Julien Schmidt, Dampremy.	4/54/115/1023	Cuve pour transformateur 5 KVA et son coffret de protection suivant plan E.M.D. 8525.
5-4-54	S.A. Socomé, 120-122, rue St-Denis, à Forest-Bruxelles.	4/54/115/1019	Avenant à la décision 13E/7747 du 22-8-1950. Coffret S.III (modifié) suivant plans 50.235 - 50.072 - 50.074 et 50.107.
5-4-54	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi.	4/54/115/1022	Ensemble des coffrets basse tension n° 72, 73, 59 et 64 avec prises de courant et fiches de raccordement, pour la protection du circuit secondaire des transformateurs secs de l'un des types T.b.G.160 S^2 - T.b.G.200 S_2 et T.b.G.250 S_2 - 6600/550 V - 160 à 315 KVA, suivant plans 1.161.173 et 2.161.641.
5-4-54	Société Electricité Industrielle Belge à Dison.	4/54/115/1027	Entrée pour câble souple sous caoutchouc (diamètre 15 à 25 mm), suivant plan n° 441.089.
5-4-54	S.P.R.L. « Emac », 142-144, rue Bara, Bruxelles.	4/54/115/1075	Coffret type 50 destiné à la protection d'un interrupteur à commande rotative, par manette ou boutons-poussoirs, 600 V. 25 Amp. suivant plan n° 5001.

III. — APPAREILS DIVERS

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
16-4-54	Société Nouvelle Siemens, rue des Augustins, 6, Liège.	4/54/115/1158	Avenant à la décision 13E/8676 du 12-5-1953 - Transformateur triphasé type d.K.552 s/6, 3.000 ou 6.000/525 V, 315 KVA suivant plan I.T.00224.3.
21-4-54	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi.	4/54/115/1378	Sous-station mobile comprenant : 1) un transformateur sec, de l'un des types T.b.G.160.S_2 - T.b.G.200.S_2 ou T.b.G. 250.S_2, 6600/550 V - 160 à 315 KVA agréés par décision 13E/8700 du 18-6-1953; 2) un ensemble haute tension constitué par un coffret sectionneur n° 78 et 1 fiche n° 79 avec entrée de câble (ensemble agréé par décision 13E/8849 du 19-11-1953); 3) un ensemble basse tension constitué par des coffrets n° 64, 72, 73, 59 et prise de courant avec fiche 125 Amp. (ensemble agréé par décision 4/54/115/1022 du 5-4-1954).
21-4-54	S.A. Constructions Electriques Schréder, rue des Français à Ans.	4/54/115/1390	Coffret pour interrupteur ou utilisé comme boîte de dispersion (ou à connexions) suivant plans 107.279/480 et 107.280/480.
26-4-54	S.P.R.L. Minelec, 18, rue de Menin, à Bruxelles.	4/54/115/1414	Cuve pour transformateur à huile d'une puissance de 250 à 400 KVA, suivant plan E.176/12.
26-4-54	S.P.R.L. EMAC 142-144, rue Bara, Bruxelles.	4/54/115/1415	Coffret de chantier type 30 - 600 V. 100 Amp. suivant plans 3001 - 3040 - 3044 - 3046 - 3047.
26-4-54	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi.	4/54/115/1435	Avenant à la décision 13E/7662 du 27-3-50 visant un coffret pour interrupteur fin de course type F.R.Dg.40 (modification de détails). L'appareil transformé est identifié type F.R.D.g.II/40 et est conforme au plan n° 2.161.786.
29-4-54	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi.	4/54/115/1460	Avenant à la décision 13E/7103 du 29-12-1947 visant un boîtier à trois boutons-poussoirs (modification de détail). L'appareil transformé est identifié type B.B. g.III et est conforme au plan n° 2.161.781.

III. — APPAREILS DIVERS

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
28-4-54	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi.	4/54/115/1461	Avenant à la décision 13E/6997 du 25-3-1947 visant un boîtier à deux boutons-poussoirs (modification de détail). L'appareil transformé est identifié type B.B. g.II et conforme au plan n° 2.161.780.
11-5-54	S.A. Socomé, 120-122, rue St-Denis, à Forest-Bruxelles.	4/54/115/1106	Avenant à la décision 13E/8469 du 6 octobre 1952 visant le coffret type S.123. Appareil complété suivant les indications du plan n° 50.330.
20-5-54	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi.	4/54/115/1716	Avenant à la décision 13E/5733 du 28-1-1935 visant un coffret pour interrupteur fin de course type F.R.B.60 (modification de détail). Appellation nouvelle F.R.d.2g.II/125 ou F.R.d.2g.III/125 suivant plan n° 1.161.288.
26-5-54	Ateliers de Constructions E.M.D., 35, rue Julien Schmidt, Dampremy.	4/54/115/1813	Coffret inverseur 3 × 550 V. - 600 A. suivant plan E.M.D. 4261.
26-5-54	Société Nouvelle Siemens, ch. de Charleroi, 116, Bruxelles.	4/54/115/1815	Caisson type A.C.D. pour disjoncteur H.T. suivant plan 127.152.a.
31-5-54	Ateliers de Constructions E.M.D., 35, rue Julien Schmidt, Dampremy.	4/54/115/1816	Interrupteur centrifuge 110 V. 10 Amp. suivant plan E.M.D. 7403.
31-5-54	S.A. Amelco, 25, Quai de Willebroeck, à Bruxelles.	4/54/115/1858	Coffret type d.U.G.2.V.Ty,N. pour matériel divers : relais, commutateur, rupteurs, transformateur, lampes de signalisation et appareillage type V.Ty construit par Funke et Hüster de Kettwig (Allemagne) suivant plans n° 465/II (feuilles 1 et 2) et P.S.610.
2-6-54	Ateliers de Constructions E.M.D., 35, rue Julien Schmidt, Dampremy.	4/54/115/1857	Coffret avec interrupteur triphasé 550 volts - 200 Amp. suivant plan E.M.D. 3402.

III. — APPAREILS DIVERS.

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
4-6-54	Société Electro-Industrielle de Luxembourg, 6, rue des Augustins, à Liège.	4/54/115/1920	Avenant à la décision 13E/8805 du 19-10-1953 : Entrées de câble réalisées par la firme Góthe de Mülheim (Ruhr) type 960/6 et 960/7 modèles A.B.C. pour câble armé de 32 à 38 mm de diamètre suivant plans 960/1880, 960/1881 et 960/1902.
14-6-54	S. A. Electromécanique, 19, rue L. Crickx, à Bruxelles.	4/54/115/2003	Avenant à la décision 13E/7024 du 1-7-1947 : transformateur au quartz type 150.G.7, 150 KVA, de Merlin Gérin à Grenoble (France) pour lequel la réalisation de la cuve répond au plan n° C.6093.
18-6-54	S.P.R.L. EMAC 142-144, rue Bara, Bruxelles.	4/54/115/2055	Vanne électromagnétique, type 45, alimentée sous tension max. 550 V. courant alternatif, dont l'enveloppe est réalisée suivant plan n° 4501, l'électro-aimant étant de fabrication allemande (Concordia).
18-6-54	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi.	4/54/115/2056	Dispositif de raccordement pour câbles souples ou câbles armés, dénommé coupleur pour fiches 125 ampères, suivant plan n° 2.161.680.
21-6-54	S.P.R.L. Minelec, 18, rue de Menin, à Bruxelles.	4/54/115/2075	Avenant à la décision 4/54/115/1414 du 26-4-1954 relative à une cuve pour transformateur de 250 à 400 KVA. Modification de détail voir plan n° E/176/12/a.
6-7-54	S.A. Socomé, 120-122, rue St-Denis, à Forest-Bruxelles.	4/54/115/2328	Coffret type S.129 utilisé comme boîte de dérivation. V. plan n° 40.819.
23-7-54	Ateliers de Constructions E.M.D., 35, rue Julien Schmidt, Dampremy.	4/54/115/2536	Avenant à la décision 13E/7257 du 8-9-48 relative à un coffret pour démarreur à 2 vitesses et 2 sens de marche. Modifications de détail visibles au plan n° 5686. L'appareil modifié est identifié : coffret pour démarreur à une vitesse et deux sens de marche.
27-7-54	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi.	4/54/115/2572	Boîtes à bornes, types S.B.E.x.42 r.I à S.B.E.x.42 r. 16 et S.B.E.x.42 r.r.1 à S.B.E.x.42.r.r.16, voir plan n° 3.201.276.

III. — APPAREILS DIVERS.

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
21-8-54	S.A. Mavor & Coulson, 65, rue G. Raeymackers, Bruxelles.	4/54/115/2858	Avenant à la décision 13E/6574 du 2-9-1940 relative à une boîte de manœuvre et de contrôle à distance type A.238 : Modifications de détail visibles aux plans F.525.P. et F.524.P.
25-8-54	S.A. Constructions Electriques Schréder, 27, avenue des Arts, Bruxelles.	4/54/115/2882	Boîte de branchement pour câbles armés dénommée « Coupleur de câbles » type J.B.F.4, 3300 V. 200 Amp. et couvercle obturateur construits suivant plans 823.063/421 et 823.063/422 par la firme Reyrolle d'Hebburn (Durham) Angleterre.
25-8-54	Société Electricité Industrielle Belge à Dison.	4/54/115/2883	Coffret de chantier type S.D.A.D.320 pour sectionneur 350 A. et disjoncteur 320 A suivant plan 460.032.
30-8-54	Ateliers de Constructions E.M.D., 35, rue Julien Schmidt, Dampremy.	4/54/115/2936	Coffret pour appareillage électrique divers : interrupteur, bornes, etc. (220 V. 6 Amp) suivant plan E.M.D.3407.
30-8-54	Ateliers de Constructions E.M.D., 35, rue Julien Schmidt, Dampremy.	4/54/115/2938	Avenant à la décision 4/54/115/1813 du 26 mai 1954 visant un coffret inverseur 3 × 550 V. 600 Amp. Modification de détail voir plan E.M.D.4296.
30-8-54	Société Electricité Industrielle Belge à Dison.	4/54/115/2942	Avenant à la décision 13E/6212 du 16 mai 1938 visant quatre types de coffrets pour disjoncteur, construits par la S.A. Electromécanique, 19, rue L. Crickx à Bruxelles. Modification des entrées de câble suivant plans D.288.301 - D.288.302 - D.288.303 - D.288.304 et couvercle obturateur plan B.288.054.
24-9-54	Willy Zahn, Ingénieur, Bruchstrasse, 79, Olpe (Westphalie-Allemagne).	4/54/115/3226	Vanne électropneumatique type M.V. à simple et double effet, alimentée sous tension continue ou alternative de 220 V. suivant plan n° 100.
24-9-54	S. A. Electricité Industrielle Belge, à Dison.	4/54/115/3227	Coffret type A.D.B.T. utilisé comme boîte de dérivation (basse tension) suivant plan 450.479.

III. — APPAREILS DIVERS.

Date	Constructeur	N° de la décision	Observations
1-10-54	S.P.R.L. EMAC 142-144, rue Bara, Bruxelles.	4/54/115/3298	Dispositif type R.E.M.3 pour mise en marche et arrêt automatiques des pompes secondaires d'exhaure au moyen d'électrodes de niveau, suivant schéma n° 1696.E.
8-10-54	Ateliers de Constructions E.M.D., 35, rue Julien Schmidt, Dampremy.	4/54/115/3395	Second avenant à la décision 13E/7257 du 8-9-1948 relative à 1 coffret pour démarreur à 2 vitesses et 2 sens de marche (voir plan E.M.D. 5755).
8-10-54	Ateliers de Constructions E.M.D., 35, rue Julien Schmidt, Dampremy.	4/54/115/3396	Avenant à la décision 13E/8155 du 11-12-1951 relative à un prolongateur pour câble souple - voir plan E.M.D.6447.
12-10-54	S.A. Socomé, 120-122, rue St-Denis, à Forest-Bruxelles.	4/54/115/4027	Second avenant à la décision 13E/7747 du 22-8-1950 visant un coffret type 111 destiné à la commande par boutons-poussoirs d'un moteur à 2 vitesses, voir plan n° 50.350.
15-10-54	Ateliers de Constructions E.M.D., 35, rue Julien Schmidt, Dampremy.	4/54/115/4101	Second avenant à la décision 13E/7073 du 9-12-1947 visant une boîte de dérivation pour tension de 700 volts.
9-11-54	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi.	4/54/115/4369	Avenant à la décision 13E/6347 du 11-3-1939 relative à une boîte à bornes combinée avec prise de courant et interrupteur à deux boutons-poussoirs. Modifications de détail reprises au plan n° 2.025.675.
9-11-54	S.A. Amelco, 25, quai de Willebroeck, à Bruxelles.	4/54/115/4370	Coffret pour manomètre à contact construit par la firme Schrupp et C° de Betzdorf (Sieg.) Allemagne suivant plan n° Ap. 2834.
9-11-54	Société Nouvelle Siemens, ch. de Charleroi, 116, Bruxelles.	4/54/115/4371	Contrôleur de bandes type d.K.1452 suivant plan n° I.N.Z.194.1289.
3-12-54	Ateliers de Constructions E.M.D., 35, rue Julien Schmidt, Dampremy.	4/54/115/4761	Coffret de signalisation 2 × 15 watts avec interrupteur rotatif 220 V. 25 Amp. suivant plan E.M.D. 7477.

III. — APPAREILS DIVERS.

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
3-12-54	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi.	4/54/115/4762	Avenant à la décision 13E/8827 du 29-10-1953 - Transformateurs types sec T.b. G.S_1, 325 à 500 - 6600 V. ± 5 %/550 V. 125 à 400 KVA suivant plan n° 2.084.460 et notice 5.497.370.
3-12-54	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi.	4/54/115/4763	Avenant à la décision 13E/8700 du 18-6-1953. Transformateurs types sec T.b.G. S_2 - 325 à 500 - 6600 V. ± 5 % - 550 V. 125 à 400 KVA suivant plan n° 2.084.466 et notice 5.497.371.
3-12-54	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi.	4/54/115/4764	Avenant à la décision 13E/8705 du 17-6-53 - Transformateurs types sec T.b.G. S_3 - 325 à 500 - 6600 V. ± 5 % 550 V. - 125 à 400 KVA suivant plan n° 2.084.461 et notice 5.497.372.
23-12-54	Société d'Electricité et de Mécanique (SEM), 42, Dock à Gand.	4/54/115/4988	Sous-station mobile 3.000 ± 5 %/550 volts, 200 KVA, construite par la Société française Alsthom - Usine de St-Ouen suivant plan n° 95.321.
30-12-54	S.A. Ch. Lambrecht, 85, avenue Pierre Curie, Bruxelles.	4/54/115/5055	Appareil de vulcanisation pour bandes transporteuses, type S.U.T.V. 75/90 construit par la firme Wagener et Co, Maschinenfabrik und Gerätebau à Schwelm (Westphalie-Allemagne) suivant les plans n° U.T.V. 75/90a - U.T.V. 75/90/5 - U.T.V. 75-90/75-130/8 et U.T.V. 75-90/75-130/7.
31-12-54	Ateliers de Constructions E.M. D., 35, rue Julien Schmidt, Dampremy.	4/54/115/5094	Coffret de démarrage à une vitesse et 2 sens de marche pour moteur de 37 kW, 550 volts suivant plan n° 5698.
30-12-54	Friemann et Wolf, Meidericher-Strasse, 6/8, Duisburg (Allemagne).	4/54/115/5088	Coffret type e.39.250 F, 60 V. 10 Amp. pour limiteur de tension suivant plan n° 39.250 V.
31-12-54	Ateliers de Constructions E.M. D., 35, rue Julien Schmidt, Dampremy.	4/54/115/5089	Coffret à 3 boutons-poussoirs 5 Amp. 550 V suivant plan n° 5789.

IV. — MATERIEL D'ECLAIRAGE SUJET A DEPLACEMENT.

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
8-2-54	S.A. Electro-Lumière, 181, rue Petite-Voie à Herstal.	4/54/115/424	Avenant à la décision 13E/7461 du 2 juin 1949 relative à une boîte de dérivation. Modification de détail reprise au plan n° 10-53 E.
8-2-54	S.A. Electro-Lumière, 181, rue Petite Voie, Herstal.	4/54/115/435	Avenant à la décision 13E/8108 du 8-10-51 relative à l'armature à tube fluorescent type E.F.L.51. Modification de détail reprise au plan n° 10-53.
9-2-54	S.A. Electro-Lumière, 181, rue Petite Voie, Herstal.	4/54/115/420	Avenant à la décision 13C/5783 du 18-6-53 visant une armature d'éclairage au sodium. Modification de détail reprise au plan n° 10-55.
9-2-54	S.A. Electro-Lumière, 181, rue Petite Voie, Herstal.	4/54/115/421	Avenant à la décision 13E/8109 du 8-10-51 relative à un boîtier pour interrupteur. Modification de détail reprise au plan n° 10-53 A.
19-2-54	Société Nouvelle Siemens 6, rue des Augustins, Liège.	4/54/115/474	Fiche type d.R.1464 B. pour appareil système Grümmer (vérification isolement circuit d'éclairage) suivant plan n° 2.N.Z. 2.850.001.
22-4-54	N.V. Fabriek en Handelsbureau « Nederland » Donkere Spaarne, 22 Haarlem (Hollande).	4/54/115/1123	Armature de protection type HG.62 sans bouton-poussoir ou HG.63 avec bouton-poussoir, pour lampe à incandescence de 60 watts, suivant plans n° 6139 A, 6154 A, et 6155 A.
31-5-54	N.V. Fabriek en Handelsbureau « Nederland » Donkere Spaarne, 22 Haarlem (Hollande).	4/54/115/1817	Avenant à la décision 115/1123 du 22 avril 1954 relative à une armature type HG.63 ou HG.62 - modifications de détail visibles au plan 6139.B.
1-6-54	S.A. Amelco, 25, quai de Willebroeck, à Bruxelles.	4/54/115/1826	Coffret interrupteur type A.D. 10 Amp. 380 volts construit par la firme Perfeclair de Paris suivant plan n° 200.135.
27-7-54	Ateliers de Constructions E.M.D., 35, rue Julien Schmidt, Dampremy.	4/54/115/2573	Avenant à la décision 13E/7518 du 3-10-1949. Modifications de détail, voir plan E.M.D. 4156.

V. — TELEPHONES ET SIGNALISATION.

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
3-2-54	Ateliers de Constructions E.M. D., 35, rue Julien Schmidt, Dampremy.	4/54/115/345	Boîtier de répartition comportant 64 sectionneurs pour réseau téléphonique. Suivant plan n° 7562.
4-4-54	Ateliers de Constructions E.M. D., 35, rue Julien Schmidt, Dampremy.	4/54/115/1017	Boîtier de signalisation (2 × 15 watts) à deux boutons-poussoirs, suivant plan n° 4151.
21-4-54	S.A. Constructions Electriques Schréder, rue des Français, Ans.	4/54/115/1379	Avenant à la décision 13E/8543 du 10-12-1952 : boîtier pour lampes de signalisation suivant plan n° 107.344/480.
28-4-54	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi.	4/54/115/1464	Avenant à la décision 13E/6148 du 8 décembre 1937 visant le boîtier type BGM avec bouton-poussoir : Utilisation d'entrée de câble agréées par décision 4/54/115/344 du 3-2-1954. Nouvelle dénomination de l'appareil type B.B.g.1. suivant plan n° 2.161.779.
21-5-54	S.A. Bell Telephone Cy, 4, rue Boudewyns, à Anvers.	4/54/115/1715	Microtéléphone suivant plan S.K.-240/1014.
30-8-54	Ateliers de Constructions EMD 35, rue Julien Schmidt, à Dampremy.	4/54/115/2937	Boîtier de répartition pour réseau téléphonique (220 V. 10 Amp.) suivant plan E.M.D. 3410.
30-8-54	Ateliers de Constructions Electriques de et à Charleroi.	4/54/115/2939	Avenant à la décision 13E/8531 du 27 novembre 1952 relative au boîtier type B.g. réalisé sous trois variantes. Modification de l'une d'entre elles visible au plan 1.200.389 - nouvelle dénomination du boîtier modifié : type B.g.m.e.9.
1-10-54	S.A. Téléphones Le Las, 131, rue de Vaugirard, Paris (15e).	4/54/115/3299	Poste téléphonique à batterie locale et magnéto d'appel identifié type T.L.M. 152.A.I. (avec piles) ou type T.L.M.152. A.2 (avec relais) suivant plans n° T.L. M.152.A.G.B. - 16.651 - 16.652.1 - 16. 652.2 - 16.655 et 16.656.

V. — TELEPHONES ET SIGNALISATION.

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
15-10-54	S.A. Amelco, 25, Quai de Willebroeck, à Bruxelles.	4/54/115/4099	Avenant à la décision 13E/8126 du 18-10-1951 - Postes téléphoniques à appel par magnéto, à circuit extérieur de sécurité intrinsèque, type d.GT/32.D.E. réalisés suivant plan 704-II et schéma 704-II-5 par la firme Funke & Hüster de Kettwig (Allemagne) - Postes équipés, pour la transmission de la parole, de capsules dynamiques type M.T.I.dyn. agréées par la décision 13E/8411 du 29-7-1952.
31-12-54	Ateliers de Constructions EMD 35, rue Julien Schmidt, à Dampremy.	4/54/115/5090	Boîtier pour interrupteur de signalisation suivant plan n° 4282.

VI. — VENTILATEURS.

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
20-4-54	S.A. Etablissements Berry, 77, rue de Mérode, Bruxelles	4/54/115/1376	Groupe moteur-ventilateur type 854.H. M. Diamètre de la roue 535 mm. Suivant plans 29.105 A - C.E.N. 26.729 - C.E.N. 27.419 et 34.628 A.
26-5-54	Société Coopérative Prochar, 27, rue St-Jean, Anderlues.	4/54/115/1814	Turbo-ventilateur « Sparbläser » de la firme Nüsse et Gräfer de Sprockhoevel (Allemagne) pour canars de 300 mm de diamètre, suivant plan n° E/1.100.
15-7-54	S.A. Etablissements Berry, 77, rue de Mérode, Bruxelles.	4/54/115/2443	Groupe moteur-ventilateur type 345 H. M. Ø de la roue 447 mm suivant plans 34.918 - C.E.N.27.419 - C.E.N.26.727 et 34.628.A.
12-10-54	S.A. Rateau, à Muysen-lez-Malines.	4/54/115/4037	Ventilateur hélicoïde, type V.R.H.Z.320-2 (débit 210 m³/sec, pression manométrique 495 mm d'eau) pourvu de deux roues de 3200 mm de diamètre, à pales orientables, suivant plan B.8615.
16-12-54	S.A. Luwa, Anemonenstrasse, 40, Zurich (Suisse).	4/54/115/4926	Groupe moteur-ventilateur type L.g.400 - diamètre de la roue : 351 mm suivant plan n° 2.600.021.

VII. — LOCOMOTIVES DIESEL.

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
2-7-54	S.A. Koppel-Equipement, 268, Boulevard Général Wahis, Bruxelles III.	4/54/114/2/2265	Locomotive Ruhrthaler type G.22 à moteur Normag B.M.35 - 22/23 CV à 2 cylindres verticaux, cycle Diesel à 4 temps, construite par la firme Ruhrthaler Maschinen fabriek à Mülheim (Ruhr), équipée ou non d'un dispositif de sécurité contre les emballements. Plans Ruhrthaler n° A.Z.1118 - B.B.1157 - B.B.1233 - B.B.1299 - B.B.1159 - B.B.927 - P.Z. 1494 - 24.487 et Normag Zorge Z. 760. 041.
12-11-54	S.A. Koppel-Equipement, 268, Boulevard Général Wahis, Bruxelles III.	4/54/115/4406	Locomotive Ruhrthaler type G.90 à moteur Mercédès, 4 cylindres verticaux, cycle Diesel 4 temps. Alésage et course des pistons : 140/210. Vitesse 1200 tours/minute. Puissance : 90 CV. Poids en ordre de marche 12 T. Constructeur : Ruhrthaler Maschinen fabriek à Mülheim-Ruhr. Plans n° AZ.1157 - BB.1369 - BB.1280 - BB.1233 - BB.927 - BB.1170 - BB.1322 - BB.1355 et PZ.1535.
1-12-54	S.A. Koppel-Equipement, 268, Boulevard Général Wahis, Bruxelles III.	4/54/115/4754	Détail de construction repris au plan n° BB.1355 et non visé au document d'agréation 13E/8532 du 28-11-1952 relatif à une loco Diesel Ruhrthaler type G.42.
1-12-54	S.A. Koppel-Equipement, 268 Boulevard Général Wahis, Bruxelles III.	4/54/115/4755	Loco-Diesel Ruhrthaler type G.32 à moteur Mercédès, 2 cylindres verticaux, cycle Diesel 4 temps, alésage et course des pistons : 140/210, vitesse : 700 tours/m., puissance : 32 CV. Constructeur : Ruhrthaler Maschinenfabriek à Mülheim (Ruhr). Plans AZ.1125 - BB.1181 - BB. 1174 - BB.1233 - BB.927 - BB.1170 - BB.819 - BB.1355 - BB.1325 et PZ.1537.

VIII. — LAMPES ELECTRIQUES PORTATIVES.

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
30-1-54	Cie Auxiliaire des Mines, 26, rue Egide Van Ophem, à Uccle-Calevoet.	4/54/112/302	Avenant à la décision 13C/5590 du 26 mai 1946 relative à la lampe au casque Oldham, type G.W. 4 volts. Modifications de détail reprises aux plans L.228 K - L.D.189-70 A et L.D.201.4.H.

VIII. — LAMPES ELECTRIQUES PORTATIVES.

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
20-4-54	Cie Auxiliaire des Mines, 26, rue Egide Van Ophem, à Uccle-Calevoet.	4/54/112/1364	Lampe électrique portative Oldham type Q.S.M. batterie à 2 éléments au plomb-ampoule à 2 filaments consommant soit 0,8 soit 2 Amp. suivant plan L.171.F.
21-4-54	Cie Auxiliaire des Mines, 26, rue Egide Van Ophem, à Uccle-Calevoet.	4/54/112/1377	Lampe électrique portative Oldham type W.S.M. batterie à 2 éléments au plomb, ampoule à 2 filaments consommant soit 0,8 soit 2 Amp. suivant plan L.237.
29-4-54	Sté Belge d'Applications Electriques, rue de la Limite, 117, La Bouverie.	4/54/112/1465	Avenant à la décision 13C/5705 du 16-6-1951 visant la lampe électrique portative type A.V. 17,5 Amp. Modification de détail suivant plan 1506.
5-8-54	Les Ateliers Mécaniques de et à Morlanwelz-Hayettes.	4/54/112/2681	Avenant aux décisions 13C/5287 du 12-6-1947 et 13C/5417 du 12-2-1941 : extinction de l'ampoule par rotation de la tête de la lampe. Voir plan 1025 L.
21-8-54	S.A. d'Eclairage des Mines et d'outillage Industriel, à Loncin.	4/54/115/2857	Avenant aux décisions 13C/5095 du 6-6-1929 et 13C/5619 du 4-3-1947, suppression des barreaux de protection de la glace du projecteur, suivant plan C.2201.
19-10-54	Sté Belge d'Applications Electriques, rue de la Limite, 117, La Bouverie.	4/54/112/4165	Lampes du type dit « au chapeau », types H.B.D.-13E, 2,4 V., 13 Amp/h., H.B.D.-17E, 2,4 V., 17 Amp/h., H.B.D. S.-25E, 2,4 V. 25 Amp/h construites par la firme Nife Svenska Ackumulator A.B. Jungner Obkarshamn) suivant plan A.2/21.158.
25-11-54	Cie Auxiliaire des Mines, 26, rue Egide Van Ophem, à Uccle-Calevoet.	4/54/112/4561	Lampe électrique portative, type 9300/I pour personnel de maîtrise, batterie alcaline cadmium-nickel, 7 amp/h., ampoule 0,6 A. 2,6 volts, construite par Friemann & Wolf à Duisburg (Allemagne), suivant plan n° 9300/I.V.
25-11-54	Cie Auxiliaire des Mines, 26, rue Egide Van Ophem, à Uccle-Calevoet.	4/54/112/4563	Lampes électriques portatives types 500 et 500K. Batterie 2 éléments cadmium nickel - 32 et 15 Amp/h. - 1,75 et 1 amp., construites par Friemann & Wolf à Duisburg (Allemagne) suivant plan n° 500 V.

VIII. — LAMPES ELECTRIQUES PORTATIVES.

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
25-11-54	Compagnie Auxiliaire des Mines, 26, rue Egide Van Ophem, Uccle-Calevoet.	4/54/112/4562	Lampes électriques portatives type GE/651 et GE/651.K - batterie 2 éléments cadmium-nickel - 32 et 15 Amp/h., 1,75 et 1 Amp., construite par Friemann & Wolf à Duisburg (Allemagne) suivant plan n° 950 a.f./I.
13-12-54	S.A. des Ateliers Mécaniques de Morlanwelz-Hayettes.	4/54/112/4884	Lampe électrique type M.L.B. (type au chapeau) de la firme Concordia de Dortmund. Batterie 2 éléments au plomb 8,2 Amp/heure, ampoules de 0,8 et 0,3 Amp. suivant plan 1030-L.

IX. — EXPLOSEURS.

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
9-4-54	S.E.R.T.R.A., 32-34, rue A. Masquelier, Mons.	4/54/113/1168	Exploseur Sertra type 3/50-4 ms pour circuits de tir d'une résistance totale maximum de 170 ohms. L'enveloppe de cet appareil, en métal léger, est analogue à celle du type 2/50, agréé par la décision 13E/6236 du 17-5-1949.

X. — APPAREIL RESPIRATOIRE.

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
15-1-54	S.A. Anthony Ballings, 6, avenue G. Rodenbach, Bruxelles III.	4/54/111/108	Appareil Dräger type 170/400 avec bonbonne de 2 litres de capacité. Poids en ordre de marche : 19,2 Kg.

XI. — MASQUE ANTI-POUSSIERES.

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
23-12-54	Ch. Caroy, Ingénieur, 341, avenue Fénélon, Pâturages.	4/54/117/4987	Masque anti-poussières type G.M.I.B. réalisé par la firme G. Martin de St-Cyr au Mont d'Or (France).

XII. — DIVERS.

Date d'autorisation	Constructeur	N° de la décision	Observations
9-2-54	Société Nouvelle Siemens, ch. de Charleroi, 116, Bruxelles.	4/54/115/434	Utilisation du « Clophène » dans les transformateurs agréés par les décisions 13E/6810 du 7-9-1943 et 13E/7339 du 12-1-149.
9-2-54	Société Stork Frères, rue Steyls, à Bruxelles.	4/54/115/427	Injecteur pour ventilation secondaire, construit par la Sté Holland à Bergen-op-Zoom, suivant plan n° B.111.101.

Le Captage et l'Utilisation du Grisou en Belgique

par

J. VENTER
Directeur d'Inichar

et

P. STASSEN
Ingénieur en chef

AVANT-PROPOS

Depuis sa création, Inichar s'intéresse au captage et à l'utilisation du grisou et leur a consacré de nombreux travaux, notamment ses Bulletins techniques 1 à 7, 13, 17, 27, 28 et 29, une publication dans les « Annales des Mines de Belgique » en mars 1951, une publication dans le « Bulletin de la Société Royale Belge des Ingénieurs et des Industriels » d'octobre 1952, une communication au IVe Congrès International du Chauffage Industriel à Paris en 1952, une communication à la Conférence Mondiale de l'Energie à Londres en 1950, et, enfin, une publication en anglais parue sous forme d'Information Circular n° 7670 du Bureau of Mines, en octobre 1953.

Le présent rapport est relatif à l'état actuel de la question en Belgique. Il a été présenté en mai 1954 à un groupe d'experts de l'O.E.C.E. effectuant une tournée en Allemagne, Belgique, Grande-Bretagne, France, Italie et Sarre.

VOORWOORD

Sedert zijn oprichting heeft het Nationaal Instituut voor de Steenkolennijverheid zich ingelaten met de kwestie van de opvanging en de benuttiging van het mijngas en heeft er talrijke studies aan gewijd, waaronder de Technische Berichten n^rs 1 à 7, 13, 17, 27, 28 en 29, een artikel in de « Annalen der Mijnen van België » in Maart 1951, een bijdrage in het « Bulletin de la Société Royale Belge des Ingénieurs et des Industriels » van Oktober 1952, een mededeling op het IVe Internationaal Congres der Industriële Verwarming te Parijs in 1952, een mededeling op de Wereldconferentie der Energie te Londen in 1950 en tenslotte een publicatie in de engelse taal verschenen onder de vorm van « Information Circular n° 7670 » van het « Bureau of Mines » in Oktober 1953.

Huidig verslag handelt over de actuele stand van de kwestie in België. Het werd opgemaakt in Mei 1954, ter gelegenheid van het bezoek van een groep deskundigen van de E.O.E.S. die een rondreis maakten door Duitsland, België, Groot-Brittannië, Frankrijk, Italië en de Saar.

Het bevat de volgende hoofdstukken : Algemeenheden over de afzettingvoorwaarden en de ontginningsmethoden - Techniek van de mijngascaptatie in België - Dichtheid en onderhoud van de captatie-boringen en van de leidingen - Factoren die het debiet en het CH_4-gehalte van het opgevangen gas beïnvloeden - Boormaterieel - Extractoren-compressoren - Kostprijzen.

GENERALITES SUR LES CONDITIONS DE GISEMENT ET LES METHODES D'EXPLOITATION

Les bassins houillers belges sont généralement groupés de la façon suivante :

1) les bassins du Sud comprenant les bassins du Couchant de Mons, du Centre, de Charleroi, de Namur et de Liège, forment une bande allongée sensiblement parallèle aux vallées de la Sambre et de la Meuse. Dans la suite de l'exposé, les trois bassins de Mons, Centre et Charleroi seront groupés sous le nom de bassin du Hainaut.
2) le bassin du Nord ou bassin de la Campine est situé dans les provinces de Limbourg et d'Anvers (fig. 1).

Dans les bassins du Sud, le gisement est fortement plissé et tectoniquement très disloqué. Il est constitué par un empilage de nappes séparées par des failles de charriage très plates. L'inclinaison des couches change rapidement; elle est comprise entre 0 et 90°. L'ouverture des couches exploitées varie de 0,30 m à 2,50 m; elle est en moyenne de 0,90 m à 1 m. Beaucoup de couches sont très grisouteuses, spécialement à l'Ouest dans la province de Hainaut.

Ces bassins sont exploités depuis plusieurs siècles et les chantiers actuels sont situés entre 500 et 1400 mètres de profondeur.

Dans le bassin de la Campine exploité depuis une trentaine d'années, le gisement est situé sous 400 à 600 mètres de morts-terrains aquifères; il est constitué de vastes plateures faiblement inclinées (0 à 15°) et découpé en damiers par de nombreuses failles radiales de rejet variable. L'ouverture des

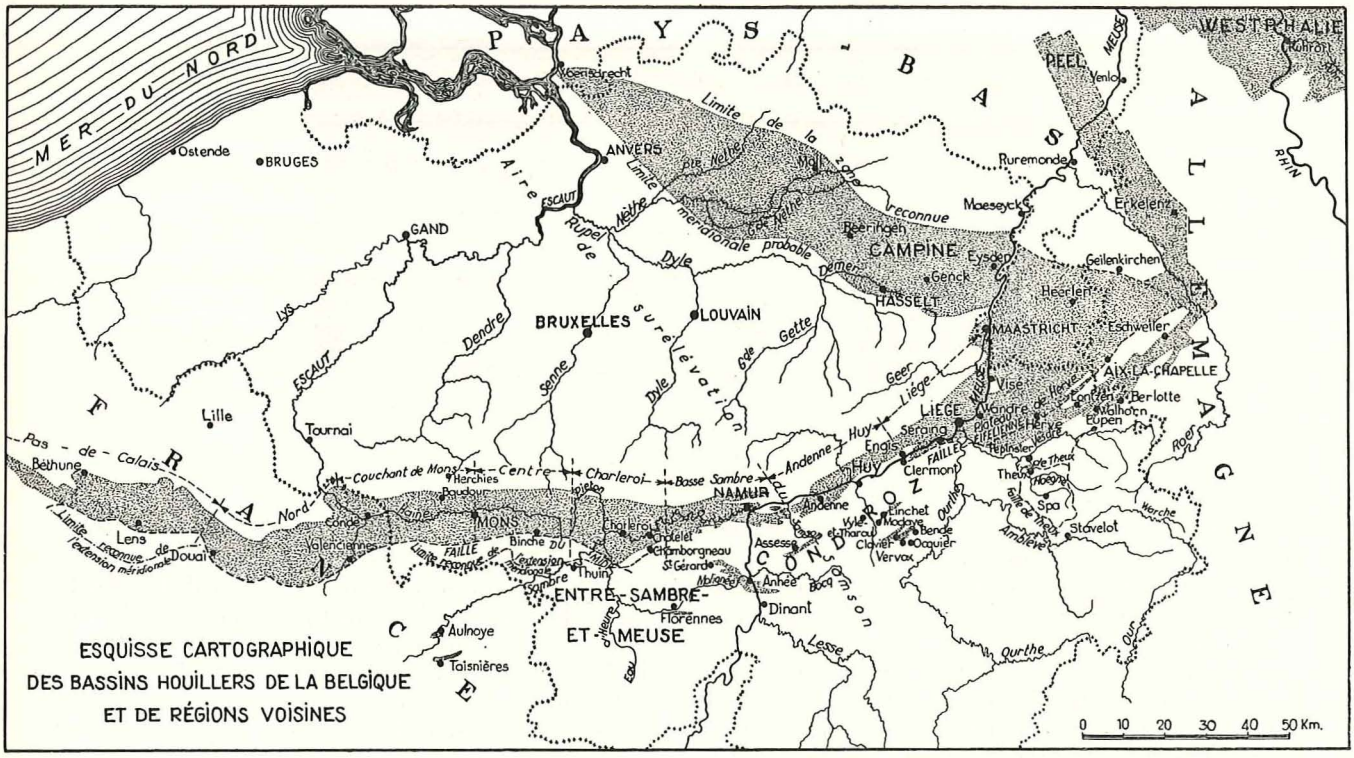


Fig. 1.

couches exploitées est comprise entre 60 cm et 3 m; elle atteint en moyenne 1 m à 1,20 m. Les travaux sont situés entre 600 et 1000 m de profondeur.

Les méthodes d'exploitation les plus couramment employées sont la longue taille chassante en plateure et la taille à front oblique dans les demi-dressants et les dressants.

TECHNIQUES DE CAPTAGE DU GRISOU UTILISEES EN BELGIQUE

A) Généralités.

Le captage du grisou est surtout pratiqué dans les bassins du Hainaut et de la Campine. Dans le bassin de Liège, une seule société s'est intéressée au captage et a amené le grisou en conduite à la surface pendant deux ans.

Les couches grisouteuses ne constituent pas des niveaux repères bien déterminés; elles sont réparties dans toute l'épaisseur des faisceaux d'Asch et de Genck (fig. 2) qui sont très activement exploités et forment la majeure partie des gisements belges. Ces faisceaux d'Asch et de Genck sont compris dans l'assise de Charleroi limitée par le niveau marin de Wasserfall ou Steinknip ou Stenaye et le niveau marin de Petit Buisson de Maurage ou d'Agir. Certaines couches réputées non grisouteuses dans une mine peuvent se prêter au captage dans une mine voisine.

La teneur en matières volatiles des couches dans lesquelles on pratique le captage est comprise entre 13 % et 32 %. Avant captage, le débit en grisou dans les chantiers actuellement dégazés variait entre 25 m³ et 220 m³ par tonne produite. Le captage est surtout pratiqué dans les gisements en plateures inclinées de 0° à 30°; on capte dans un chantier en dressant incliné à 65° et des essais sont aussi effectués dans des gisements en dressant.

La profondeur des chantiers est en général comprise entre 600 m et 1300 m. Cependant dans deux

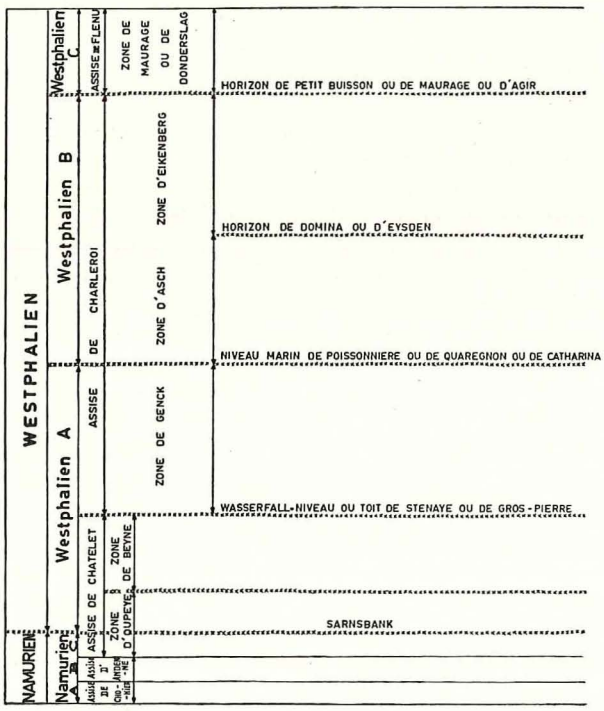


Fig. 2.

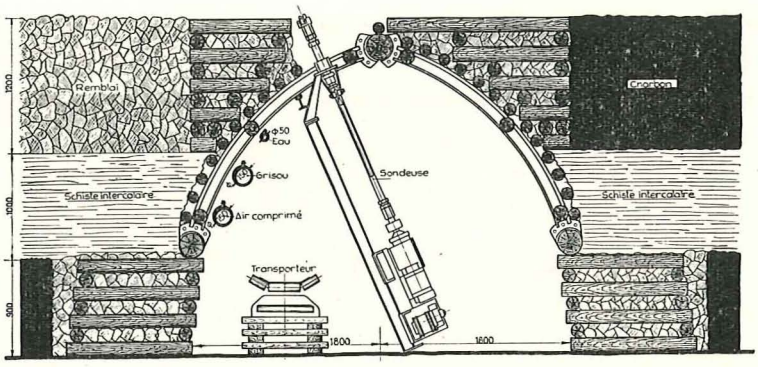


Fig. 3.

installations, on capte du grisou à 377 m et 364 m de profondeur et on pourrait opérer dans certaines mines à la profondeur de 250 m.

On capte jusqu'à 3000 ou 4000 m des puits. Le diamètre des conduites varie de 150 mm à 300 mm suivant la longueur et le débit.

A la surface, il y a en général une station d'extraction et de compression. La dépression à l'extracteur est souvent inférieure à 1000 mm d'eau. On peut la pousser jusqu'à 2000 mm d'H_2O. Le débit par siège, exprimé en méthane pur, est compris entre 4000 et 20000 m^3/jour. Dans tous les chantiers où l'on a fait du captage, on a toujours observé un assainissement radical du courant d'air de ventilation. Le pourcentage du grisou capté varie entre 40 % et 80 % du grisou total.

Dans la plupart des cas, il fut possible d'augmenter la production des chantiers en maintenant une teneur en grisou acceptable dans le retour d'air et en réduisant le volume du courant d'air de ventilation. Dans quelques cas, le captage a rendu exploitables des faisceaux de couches qui ne l'auraient été que très difficilement sans cela. Certaines mines pratiquent systématiquement le captage du grisou dans tous les chantiers dès leur mise en exploitation.

En général, quand les sondages ont une longueur inférieure à 100 m, le captage ne modifie pas l'émission du grisou. On constate que le grisou capté plus le grisou entraîné par l'air de ventilation reste sensiblement égal au grisou total que l'on trouvait ou que l'on aurait trouvé antérieurement dans le courant d'air.

Quand les sondages ont plus de 100 m de longueur, on a capté du grisou qui, avant captage, n'arrivait pas au chantier en exploitation. Le volume capté dépassait celui qui, avant captage, était entraîné par l'air de ventilation du chantier.

B) Techniques.

Le procédé de captage le plus communément employé en Belgique est celui des trous de sonde montants (fig. 3), forés à partir de la voie de tête d'un chantier en exploitation, à travers-bancs, vers les veines et veinettes supérieures. Le dernier trou se trouve généralement de 5 m à 20 m en arrière des fronts.

Ces sondages forés à l'arrière, perpendiculairement à l'axe de la voie de tête, et inclinés vers le centre de la zone détendue captent principalement le grisou des terrains surincombants. Le grisou de la couche en exploitation et des veinettes situées dans le bas-toit s'échappe en général dans l'air de ventilation le long et à proximité du front de taille.

Le grisou des couches sous-jacentes se dégage en arrière des fronts dans la voie de retour d'air et se mélange à l'air de ventilation.

Quand la couche en exploitation a un caractère franchement grisouteux, c'est-à-dire quand la teneur

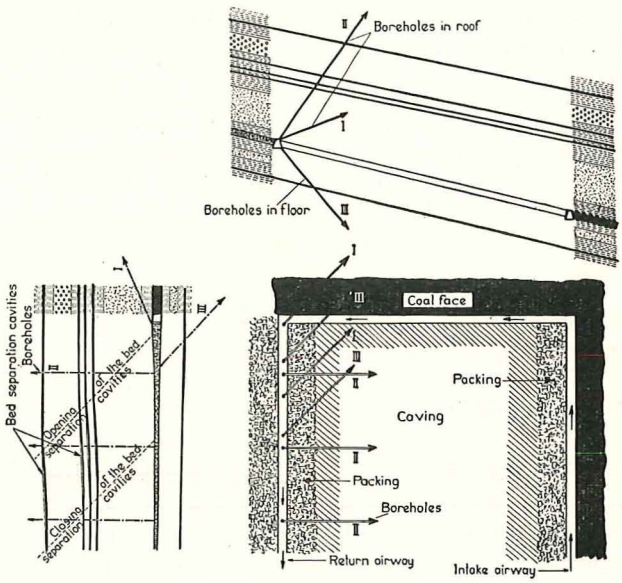


Fig. 4.

Boreholes in roof	=	sondage en toit
Boreholes in floor	=	sondage en mur
Coal face	=	taille
Packing	=	remblai
Caving	=	foudroyage
Return airway	=	retour d'air
Intake airway	=	entrée d'air
Closing of the bed separation cavities	=	Limite de fermeture des vides du terrain
Opening of the bed separation cavities	=	Limite d'ouverture des vides du terrain
Bed separation cavities	=	vides entre bancs

en CH_4 de l'air de ventilation est élevée dans la taille et en tête de taille, il serait intéressant de capter ce grisou avant son mélange à l'air de ventilation.

Au cours d'essais entrepris aux charbonnages de Houthalen dans le but de capter le maximum, M. Lavallée a développé trois réseaux de sondages, tous forés à partir de la voie de tête. En plus des trous habituels, on fore des trous montants et descendants, faiblement inclinés et dirigés vers l'avant pour atteindre la zone à forte pression de terrain qui précède la taille (fig. 4).

Cette technique vise à capter la totalité du grisou de l'espace déhouillé, savoir :

a) le grisou de la couche en exploitation et des veinettes du toit immédiat,
b) le grisou des couches et terrains du toit situés à plus grande distance,
c) le grisou des couches et terrains du mur.

Dans les longues tailles surtout, il semble à première vue indiqué d'adjoindre aux réseaux de sondages de la voie de tête un réseau de trous forés à partir de la voie de pied.

Des essais ont été entrepris au charbonnage de Limbourg-Meuse dans une taille de 280 mètres de longueur. On a foré à partir de la voie de pied 9 trous montants inclinés à 60° ou 70° sur l'horizontale et distants de 20 mètres. Le dernier trou foré à 10 ou 15 mètres du front débite 100-1500 $m^3/24$ heures comme en tête, mais le débit et la pureté tombent très vite; on n'a plus que 50 % de CH_4 à 50 mètres du front. Il semble aussi que le grisou capté en pied diminue la quantité captée en tête.

On estime en Belgique que les trous à la voie de pied ne sont pas utiles et on a une confirmation de l'existence des décollements de bancs dans le toit, lesquels établissent des communications parallèles au front de taille, sur toute la longueur de celui-ci (fig. 5).

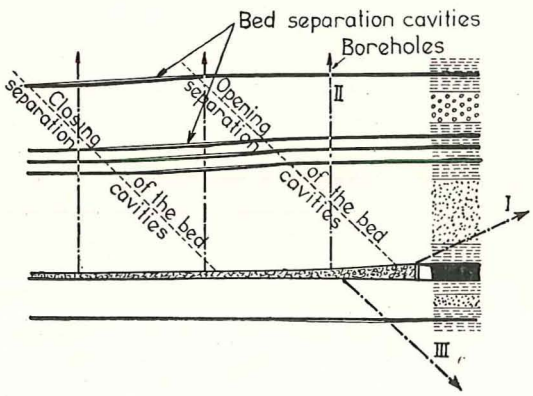


Fig. 5.

Il paraît donc possible de capter tout le grisou disponible au moyen de sondages partant uniquement de la voie de tête, ce qui constitue en général une grande simplification au point de vue exécution et sécurité.

Dans deux cas, on capte derrière serrement dans un bouveau sinistré et dans une ancienne voie d'exploitation en dessous de laquelle passe un chantier ouvert dans une couche sous-jacente.

C) La distance entre les trous.

Elle est habituellement comprise entre 10 et 25 m et le plus souvent fixée à 15 mètres. Par raison d'économie, il y a lieu de forer le moins de trous possible. Si la distance est trop grande, du grisou peut atteindre le courant d'air de ventilation entre les sondages. Si les trous sont trop proches, ils communiquent entre eux et un défaut d'étanchéité se répercute dans tout le chantier.

D) La longueur des trous (fig. 6).

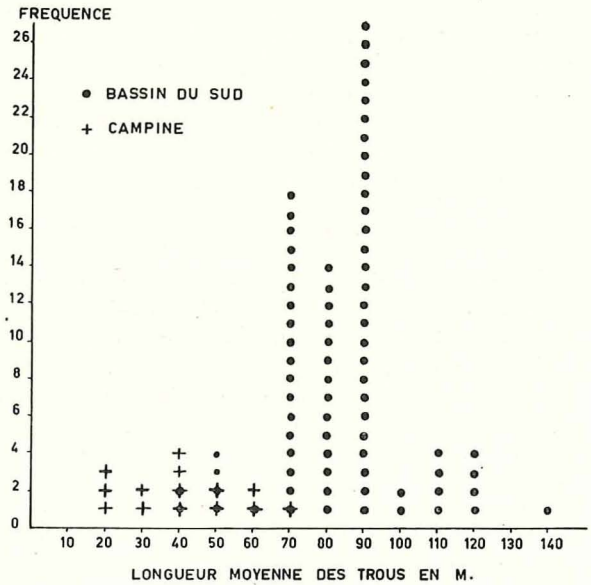


Fig. 6.
Longueur moyenne par chantier des trous en m.

1) les trous montants sont généralement plus longs dans les bassins du Hainaut que dans le bassin de Campine. Dans les bassins du Hainaut, la longueur normale varie entre 70 et 90 m. Les sondages les plus longs atteignent environ 140 m, exceptionnellement on a foré des trous de 170 m qui ont recoupé 100 m de stampe, les plus courts ont 40 m. Dans le bassin de la Campine, la longueur normale des trous est comprise entre 40 et 50 m. On dépasse rarement 70 m.
2) pour les trous descendants, avec les dispositifs de forage sans carotte, on a atteint au charbonnage de Houthalen des profondeurs verticales de 40 à 50 mètres avec des trous inclinés à 60°.

E) Le diamètre des trous.

On adopte généralement 80 mm comme diamètre normal et 115 mm pour la partie tubée.

En terrain déliteux, il y a intérêt à forer à grand diamètre pour diminuer le risque d'obstruction. Si le matériel de forage convient, on adoptera de préférence 100 à 115 mm comme diamètre normal et 140 à 150 mm pour la partie tubée.

Pour faciliter l'alésage et assurer un bon centrage, il est bon de remplacer les étages supérieurs de la couronne de forage par un guide lisse soudé à la couronne.

Quand le diamètre des tubes et des couronnes le permet, il est préférable de tuber l'avant trou avant de poursuivre le forage; cette façon de procéder permet de raccorder le trou au réseau collecteur dès que le forage est terminé.

Les trous descendants sont plus difficiles à forer avec le matériel habituel.

F) Pression à vanne ouverte.

En général, à l'orifice des trous on maintient la conduite en dépression par rapport à la galerie. Cette dépression varie entre quelques millimètres et 500 mm d'eau. Exceptionnellement, elle peut atteindre 1000 mm d'eau.

Les trous de sondage voisins des fronts débitent souvent avec une faible pression. C'est le cas également des trous descendants.

G) La pression à vanne fermée.

La pression qui s'établit dans un sondage à vanne fermée donne la résistance du circuit de fuite. C'est un indice de la bonne étanchéité du tube scellé.

La pression mesurée dans les trous montants est en général inférieure à celle qui existe dans la majorité des trous descendants. La fissuration macroscopique est plus intense dans les terrains du toit qui s'affaissent et se brisent.

Dans les chantiers de captage, donc après le passage de l'exploitation, la pression à vanne fermée, dans les trous montants, dépasse rarement 2000 mm d'eau.

Dans les trous descendants, elle est fréquemment de l'ordre de 1 à 3 kg/cm^2 et peut atteindre 10 kg/cm^2. Elle s'élève lorsque le trou a une longueur de l'ordre de 40 à 50 m et qu'il dépasse nettement la zone de fissuration macroscopique.

ETANCHEITE ET ENTRETIEN DES SONDAGES DE CAPTAGE ET DE LA CONDUITE

Pratiquement, les rentrées d'air proviennent uniquement des sondages et vont en croissant.

Quand le nombre de sondages en service augmente, le débit moyen par trou diminue. En admettant une rentrée d'air constante à chaque sondage, la teneur en CH_4 du gaz capté diminue. En outre, pour un même sondage et pour une même dépression à l'orifice du sondage, la rentrée d'air augmente avec le temps.

Quand la dépression de service à l'orifice du sondage n'est que de quelques millimètres d'eau, de faibles variations de la différence entre la pression de la galerie et la pression de la conduite au même point peuvent donner lieu à des fortes variations de la teneur en CH_4. Dans des sondages où la dépression habituelle n'est que de l'ordre de 10 mm d'eau, une augmentation de la pression de la galerie de 30 mm d'eau peut amener une diminution importante du pouvoir calorifique du gaz capté. Dans ce cas, les variations de la pression barométrique influencent fortement le pouvoir calorifique.

Au contraire, dans un réseau de captage où la dépression à l'orifice des sondages est de l'ordre de 700 à 1000 mm d'eau, les variations habituelles de la pression barométrique n'ont que peu d'influence.

De ces observations, il résulte donc qu'il faut :

1) réaliser un tubage étanche sous forte dépression même si habituellement on capte sous faible dépression;
2) entretenir l'étanchéité des sondages.

Le tubage des sondages (fig. 7).

Le tubage cimenté doit avoir au moins 10 mètres de longueur. Beaucoup de charbonnages ont systématiquement adopté 15 mètres de façon à dépasser la zone des fractures grossières. La longueur tubée sera d'autant plus grande que le trou est moins incliné sur la couche.

Quand une veinette est proche de la veine en exploitation, on peut utiliser — soit un tubage court de façon à capter le grisou de la veinette, mais dans ces conditions la durée du sondage est compromise — soit un tubage normal et laisser échapper le grisou de la veinette dans l'air de ventilation.

M. Lavallée a imaginé un dispositif qui permet de concilier ces deux exigences contradictoires.

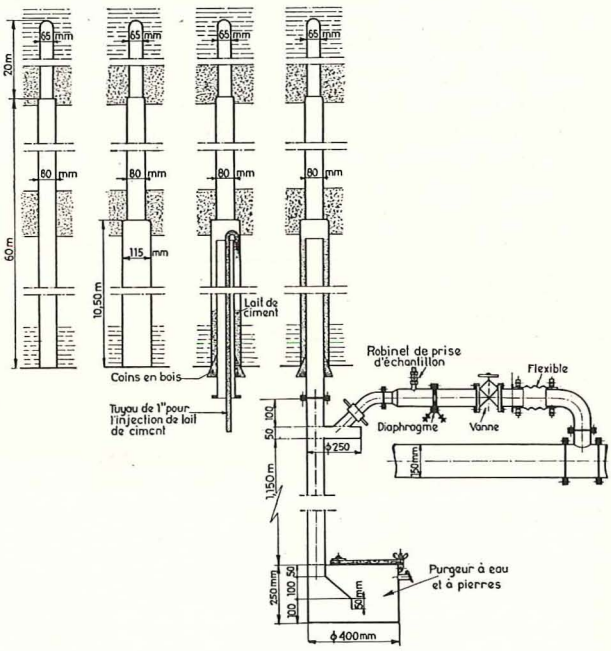


Fig. 7.

Quand le toit de la couche est formé d'un banc de grès très épais, il y a lieu de pousser le tubage jusque dans le banc de schiste susjacent. Si on ne réussit pas à boucher les fissures du grès par le procédé de cimentage habituel, on peut disposer en

tête du tubage un joint constitué de *bagues de caoutchouc mousse comprimées.*

Entretien de l'étanchéité des sondages.

L'étanchéité des sondages doit être régulièrement contrôlée, spécialement quand ils se trouvent entre 30 et 50 mètres en arrière du front de taille. C'est alors qu'ils exigent le plus d'entretien. Parfois cette distance atteint 100 m.

Pour conserver une bonne étanchéité, il faut réduire autant que possible la fracturation des bancs du bas-toit. A cet effet, il faut édifier parallèlement à la voie de tête de la taille une bande de remblais aussi compacts que possible et de largeur suffisante. La largeur de la bande sera d'autant plus grande que le trou est moins incliné sur la couche.

Si on constate une diminution de la teneur en CH_4 du gaz capté par un sondage, il y a lieu de procéder à une nouvelle injection de ciment derrière le tube scellé.

Au charbonnage de Ressaix, pour faciliter les injections de ciment ultérieures, on soude la canne au tubage et on la laisse en permanence dans le trou.

Quand le recimentage à la canne d'injection ne donne pas d'amélioration suffisante, on peut essayer d'injecter du ciment sous une pression de 12 à 15 kg/cm² dans 2 ou 3 trous légèrement divergents forés autour du sondage.

On enfonce dans chaque trou un bout de tuyau fileté pourvu d'un robinet qu'on n'enlève qu'après la prise du ciment.

Curage des sondes.

Dans les terrains déliteux et friables, les sondages de captage se bouchent souvent spontanément par suite d'une accumulation de débris sur les parois. On peut déboucher le trou en y enfonçant un jeu de barres.

Pour diminuer le risque d'obstruction, il y a lieu de forer des trous de plus grand diamètre mais on est souvent limité par le matériel de forage.

Les affaissements qui se produisent dans l'arrière-taille d'un chantier donnent lieu à des glissements relatifs de bancs et de paquets de bancs les uns par rapport aux autres.

Ces glissements provoquent un véritable cisaillement du trou de sonde avec une obturation partielle ou totale.

Entretien de la conduite.

Quand l'inclinaison du trou est suffisante, les débris descendent aisément jusqu'à l'orifice mais il faut alors éviter leur accumulation dans les vannes et les tuyauteries de raccordement.

A cet effet, M. Lavallée a prévu un purgeur à eau et à pierres à l'orifice de chaque sondage (fig. 7).

Pour assurer un fonctionnement régulier de l'extracteur et maintenir une dépression constante à l'orifice des sondages, il est indispensable de disposer des purgeurs de distance en distance dans la tuyauterie collectrice de façon à permettre l'écoulement régulier des eaux de condensation.

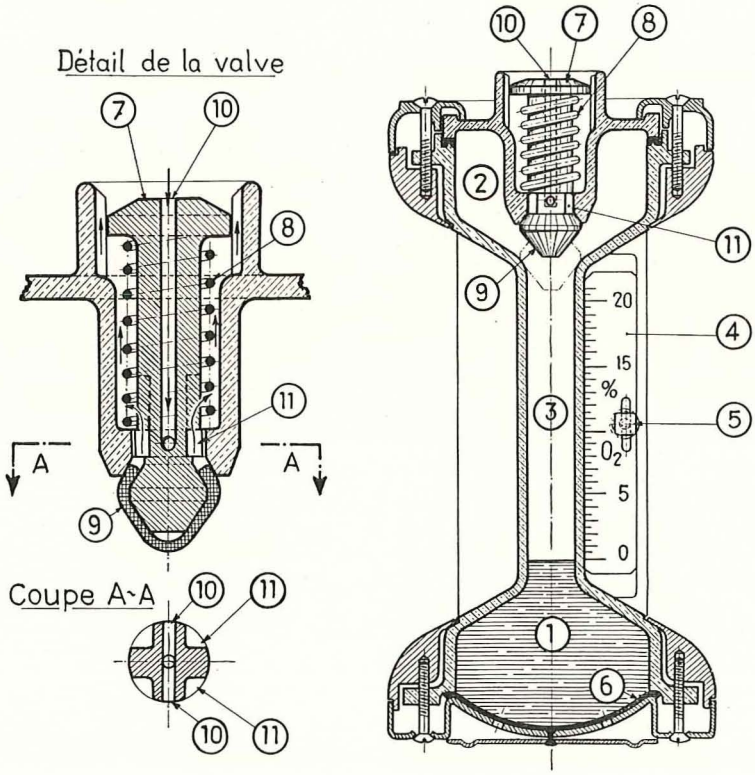


Fig. 8. — Détail de l'indicateur Fyrite.

L'accumulation des eaux à certains points donne lieu à des à-coups dans le débit et dans le régime des dépressions.

Même quand les terrains recoupés par les sondages sont parfaitement secs, il se produit des condensations dans la tuyauterie de captage lors du raccordement à l'extracteur. Il est bon de placer des purgeurs à tous les points bas de la conduite et spécialement là où elle débouche dans le puits.

On peut rendre ces purgeurs automatiques en utilisant des tubes en U ou des tuyaux plongeurs, mais il faut prévoir des colonnes d'eau suffisantes adaptées aux plus fortes dépressions envisagées.

Il faut également prévoir la possibilité de nettoyer le tube en U car de fines particules se déposent au fond du tube et finalement le bouchent. A cet effet, on dispose au fond du tube en U un petit réservoir raccordé par un bout de tuyau vertical pourvu d'une vanne. Le schlamm se dépose au fond du récipient et, grâce à la vanne, on peut vidanger et nettoyer périodiquement le réservoir sans arrêter l'installation.

Contrôle de l'étanchéité.

a) *Prise d'échantillons.*

Le dispositif de prélèvement d'échantillons au moyen de deux flacons convient bien quand la dépression, à l'endroit de la prise, reste inférieure à 1000 mm d'eau. Il est bon de la mesurer avant d'effectuer la prise.

b) *Le densimètre Junkers.*

L'appareil est basé sur la vitesse d'écoulement du gaz à travers un diaphragme en acier inoxydable. Il donne la densité du gaz par rapport à l'air. Le gaz est envoyé dans une cloche par une poire de soufflage.

c) *L'indicateur d'oxygène Fyrite.*

Actuellement presque tous les charbonnages ont adopté l'indicateur d'oxygène Fyrite, employé pour la première fois au charbonnage du Boubier, pour contrôler la teneur en CH_4 du gaz débité par chacun des sondages. Cet appareil, destiné à doser l'oxygène dans les fumées, est d'un emploi sûr et simple dans les travaux du fond. Connaissant la teneur en oxygène, on peut trouver la teneur en azote et par différence connaître la teneur en CH_4. L'appareil donne sur place, en quelques minutes, des indications suffisamment précises pour permettre un réglage effectif des vannes de chacun des trous de sondage et orienter les recherches pour la détection des inétanchéités quand le grisou capté vient de différents quartiers. C'est un appareil de contrôle qui n'a pas la précision d'un instrument de laboratoire.

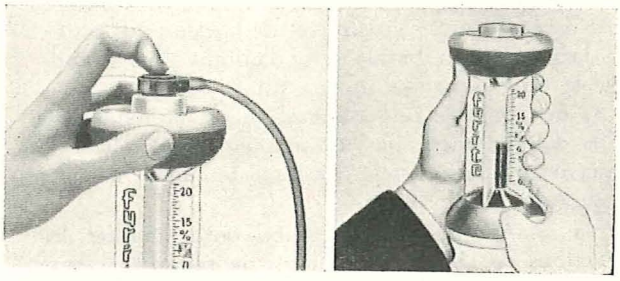


Fig. 9. — Maniement de l'indicateur.

d) *Mesure du débit.*

On mesure aussi le débit à chacun des sondages; à cet effet, on dispose à demeure un diaphragme dans la conduite à l'orifice des sondages et on mesure la différence de pression à l'aide d'un manomètre différentiel incliné qui amplifie cinq fois les dénivellations verticales du liquide (fig. 10).

On mesure avec suffisamment de précision des débits de l'ordre de 10 à 20 m^3/heure. En totalisant les débits mesurés à chacun des sondages, on trouve à quelques pourcents près le débit donné par le compteur à la station d'extraction-compression.

* * *

Ces mesures rapides et fréquentes de la qualité et de la quantité du mélange débité par chacun des sondages permettent de suivre très efficacement la vie de chacun des trous. Elles sont susceptibles de fournir des indications très intéressantes sur le

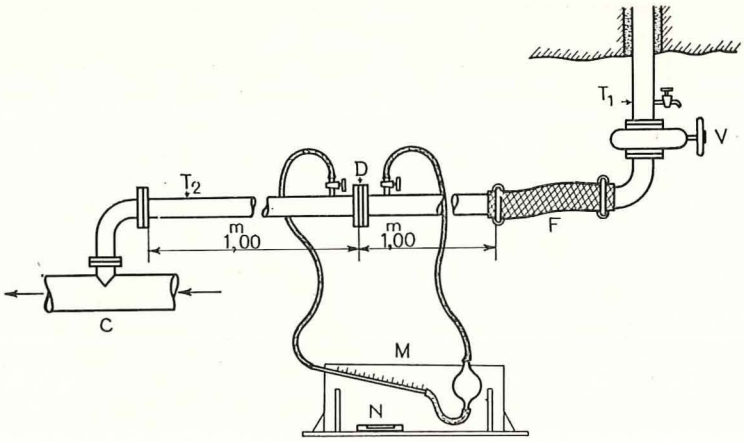


Fig. 10.

comportement des terrains et sur les phénomènes qui favorisent l'émission du grisou. Elles assurent le rendement optimum de l'installation de captage par un réglage précis de chacune des vannes. On utilise toujours la capacité de l'extracteur au maximum et le gaz a un pouvoir calorifique très constant.

Quand on capte dans des quartiers différents et que l'on constate une inétanchéité, un dosage dans le collecteur de chacun des quartiers oriente immédiatement les recherches. Le doseur d'oxygène est un appareil du plus haut intérêt en raison de sa maniabilité et parce qu'il donne une indication immédiate à chaque trou.

FACTEURS INFLUENCANT LE DEBIT DE GRISOU ET LA TENEUR EN CH_4 DU GAZ CAPTE

A) Dépression à l'orifice d'un sondage.

La différence de pression mesurée entre la galerie et la conduite collectrice d'un sondage varie suivant les mines, suivant les chantiers et même suivant les trous de sonde. Cette valeur ne caractérise pas une installation et ne peut servir d'élément de comparaison entre installations.

Cette mesure combinée à celle de la teneur en CH_4 du gaz capté peut donner des indications utiles sur l'étanchéité du réseau. Il faut règler la dépression à chaque sondage.

B) Variations de la pression barométrique.

Il est difficile de définir avec exactitude l'influence de la pression barométrique sur la teneur du gaz capté.

Les avis des ingénieurs praticiens du captage en Belgique diffèrent fortement.

Certains estiment que l'influence de la pression barométrique est négligeable, d'autres la considèrent comme prépondérante, d'autres estiment qu'une autorégulation de la teneur en CH_4 se produit par suite des variations de la dépression à l'orifice des trous de sonde, cette dépression étant fonction de la teneur en CH_4 du gaz contenu dans les conduites.

C) Dépression appliquée à l'extracteur.

Les courbes du débit et de la teneur en CH_4 en fonction de la dépression appliquée à l'extracteur donnent une idée générale de :

l'étanchéité du réseau,
l'étanchéité des sondages,
la résistance des réseaux de fissures amenant le grisou vers les sondages.

Les variations de la teneur en CH_4 entre le chantier et la surface montrent l'importance des rentrées d'air le long de la conduite en fonction des dépressions appliquées.

D) Production journalière du chantier.

Seuls les trous proches du front de taille semblent influencés par la production de charbon. A plus grande distance le débit se stabilise.

Pendant les jours de fête et de chômage, le débit des trous proches du front de taille diminue. Le gaz capté par ces trous est en majeure partie récolté dans les bancs formant le bas-toit de la couche en exploitation. Le comportement de ces bancs est fortement influencé par le cycle des travaux en taille. Dans un siège, le débit de grisou capté qui était de 260 m^3/h est tombé à 165 m^3/h après trois jours de chômage. Il est progressivement remonté à 240 m^3/h après la reprise.

E) Distance du front de taille.

En général, le débit d'un sondage donné est fonction de sa distance du front. Il passe par un maximum quand la distance est comprise entre 50 et 75 mètres et décroît ensuite lentement.

F) Longueur des trous.

Un trou court a une vie courte. A partir d'un certain moment, le gaz s'échappe aussi facilement vers le remblai que par le sondage. Ensuite, la recompression des bancs voisins de la couche exploitée suit le front de taille à une distance relativement courte, ce qui arrête pratiquement le dégagement de grisou.

Les longs trous débitent longtemps et loin en arrière des fronts. Le débit d'un trou n'est cependant pas proportionnel à sa longueur, mais au nombre de couches qu'il recoupe.

Plus un sondage recoupe de veines et veinettes grisouteuses, plus son débit augmente. Les sondages forés à proximité de la ligne de démarrage d'un chantier ont souvent une longue vie.

G) Les terrains.

L'émission de gaz est plus régulière dans les terrains schisteux qu'avec des stampes gréseuses. Quand les stampes sont gréseuses, la rupture des bancs se fait avec une certaine périodicité; elle influe sur la détente des terrains surincombants et donne lieu à des variations dans le débit de grisou en provenance de ces terrains.

L'exploitation d'une seule couche sous un faisceau produit un dégazage nettement inférieur à celui occasionné par l'exploitation de deux couches superposées sous le même faisceau. Quand la détente des terrains diminue, le débit de grisou provenant des terrains encaissants diminue. Dans une mine, des sondages forés à partir de la voie de tête d'un chantier ont eu un regain d'activité au passage d'une exploitation sous-jacente. Douze sondages qui ne débitaient plus ont à nouveau débité 140.000 m^3 de grisou par mois.

LE MATERIEL DE FORAGE

Les sondages en roche pour le captage du grisou sont en général exécutés avec la sondeuse Nüsse et Gräffer P IV/6.

Les outils de coupe sont habituellement des couronnes bi ou tri-étagées dont les taillants sont garnis de plaquettes en carbure de tungstène. La dis-

position des taillants est telle que la roche est entièrement débitée sur toute la section du trou et qu'il n'y a pas de carottes (fig. 11).

Ces outils donnent entière satisfaction en terrains tendres; dans les schistes homogènes on réalise des avancements de 35 cm/minute et dans les grès tendres on atteint encore 10 cm/minute. Ils ne conviennent pas pour la foration des bancs de grès durs et très durs qu'on rencontre en assez grande proportion dans les stampes des gisements houillers du sud de la Belgique.

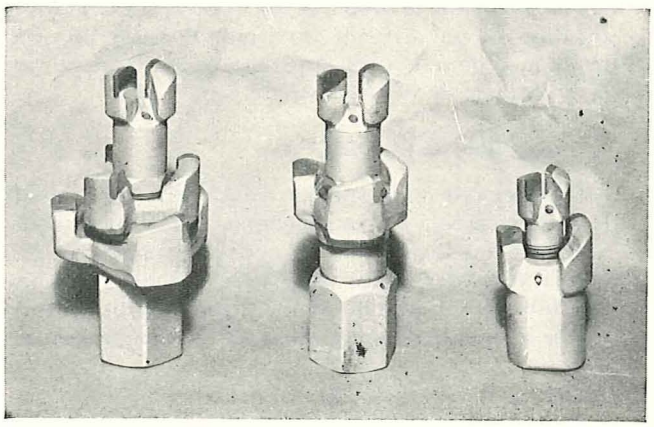


Fig. 11.

Le forage dans ces grès donne lieu à une usure excessive des taillants et de fréquents écaillages des plaquettes.

A la traversée de ces terrains, les avancements par poste ne sont que de quelques centimètres, voire même nuls.

Le prix du mètre foré devient rapidement prohibitif par suite de la forte augmentation des frais de salaires et d'outillage.

En grès dur, une couronne avec taillants en carbure de tungstène ne peut forer au maximum que 40 cm avant réaffûtage. Les temps morts de démontage et de remontage des barres pour le remplacement de la couronne deviennent considérables par rapport au temps de forage effectif.

En supposant la recoupe d'un banc de grès à 60 mètres de l'orifice du trou, les temps morts de remplacement de la couronne s'élèvent à 2 h 30 pour un temps de forage effectif de 30 à 40'.

En dehors des frais de salaires élevés pour un avancement très faible, il faut ajouter la consommation de couronnes et leur réaffûtage.

L'introduction des *couronnes diamantées* dans la technique du forage pour le captage du grisou ne vise pas à évincer les taillants à plaquettes en métal dur mais à créer un outil adapté aux terrains les plus durs.

Des essais très prometteurs ont été effectués au Charbonnage de Monceau-Fontaine avec la collaboration de la Société « Diamant Boart » et des résultats remarquables ont été obtenus avec les couronnes carottantes à concrétion diamantée normale.

Couronne carottante à concrétion diamantée normale.

Ces couronnes sont constituées de métaux frittés dans lesquels sont incorporés, de façon homogène, des grains de diamants de *dimensions bien déterminées.*

Pour ces couronnes, quand on utilise des déchets de diamants broyés et mélangés aux poudres métalliques constituant le liant, l'élément diamant n'est alors qu'un mélange « tout venant » de particules contenant des lamelles et des aiguilles de peu d'efficacité au forage. Elles se brisent rapidement pendant le travail et leurs débris ont un effet destructeur sur la couronne.

Dans les couronnes employées au Charbonnage de Monceau-Fontaine, les pierres ont été sélectionnées. Elles étaient toutes de forme cubique régulière et ont été calibrées (fig. 12). La partie active était constituée de pierres de petites dimensions auxquelles on a ajouté quelques diamants de garde de dimension plus grande, judicieusement incorporés dans la concrétion.

Ce sont des couronnes à usure totale qui conservent bien leurs diamètres intérieurs et extérieurs.

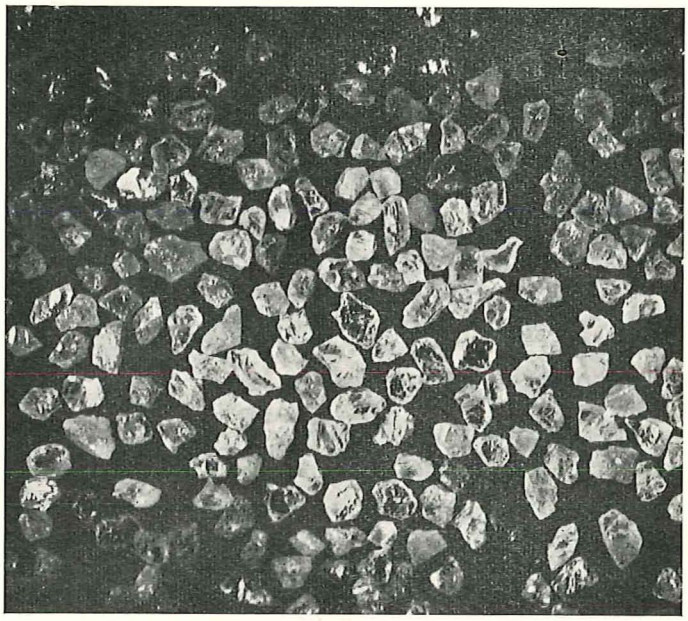


Fig. 12.

Les éléments actifs sont complètement protégés par la cuirasse du liant métallique, ce qui les rend très robustes (fig. 13). La mise en activité des éléments diamantés se fait d'une façon progressive. Ces couronnes sont moins sensibles aux chocs et aux excès de pression; elles peuvent supporter des sollicitations plus rudes que les couronnes à pierres serties en surface. Il n'est pas nécessaire de disposer d'une sondeuse sensible spécialement construite pour le forage au diamant.

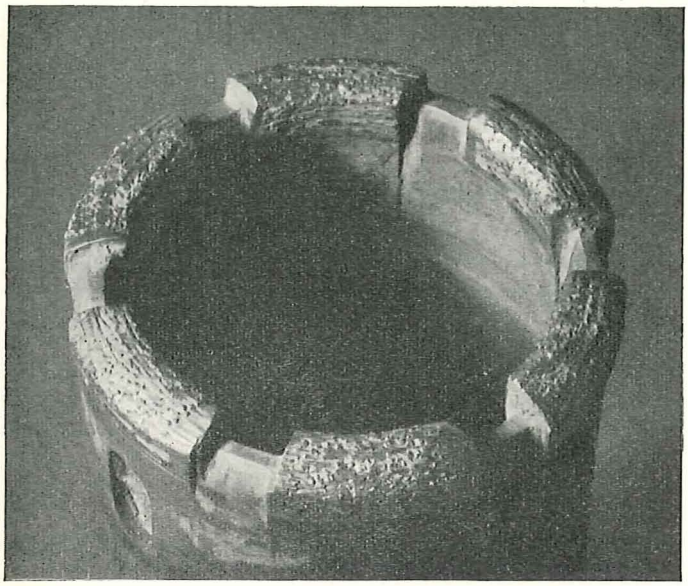


Fig. 13.

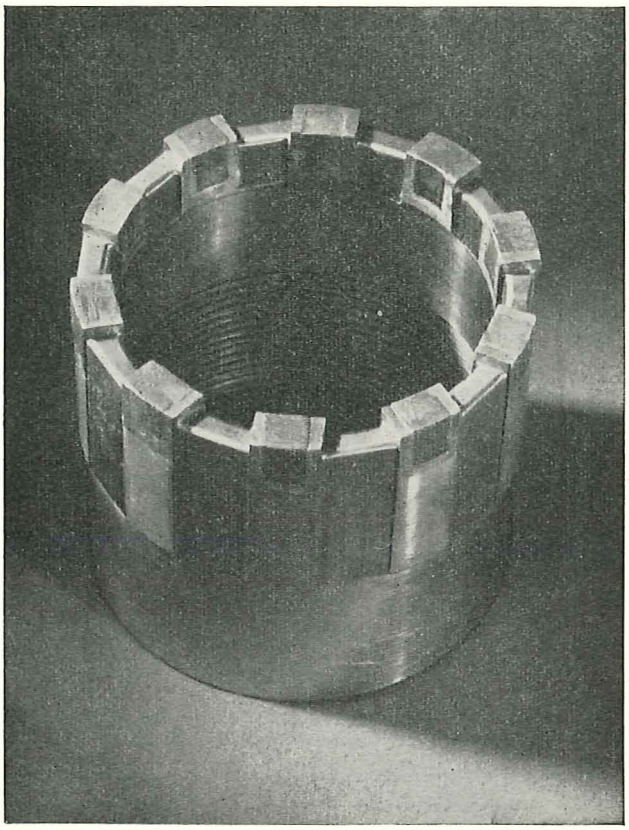


Fig. 14.

Les couronnes carottantes en concrétion diamantée normale se sont avérées très économiques pour le forage en grès, dans lequel elles donnent des avancements remarquables, de l'ordre de 4 à 5 cm/minute. Quoique plus robustes que les couronnes à pierres entières, elles exigent néanmoins d'être utilisées avec un certain soin.

Pour réduire encore le prix des couronnes et rendre celles-ci moins sensibles aux chocs, la « Diamant Boart » a construit des couronnes carottantes à segments de carbure de tungstène imprégnés de diamants.

Les grains de diamants calibrés et sélectionnés sont incorporés dans les segments en carbure de tungstène qui forme un liant extra dur (fig. 14).

Ces couronnes ont une usure excessivement faible; elles ont le grand avantage de pouvoir être utilisées sans la moindre préparation ou attention spéciale du personnel et permettent de réaliser des avancements de l'ordre de 2 cm/minute. Grâce à leur faible teneur en diamant, ces couronnes sont beaucoup moins chères.

A titre indicatif, nous reproduisons les prix comparatifs des différentes couronnes carottantes employées.

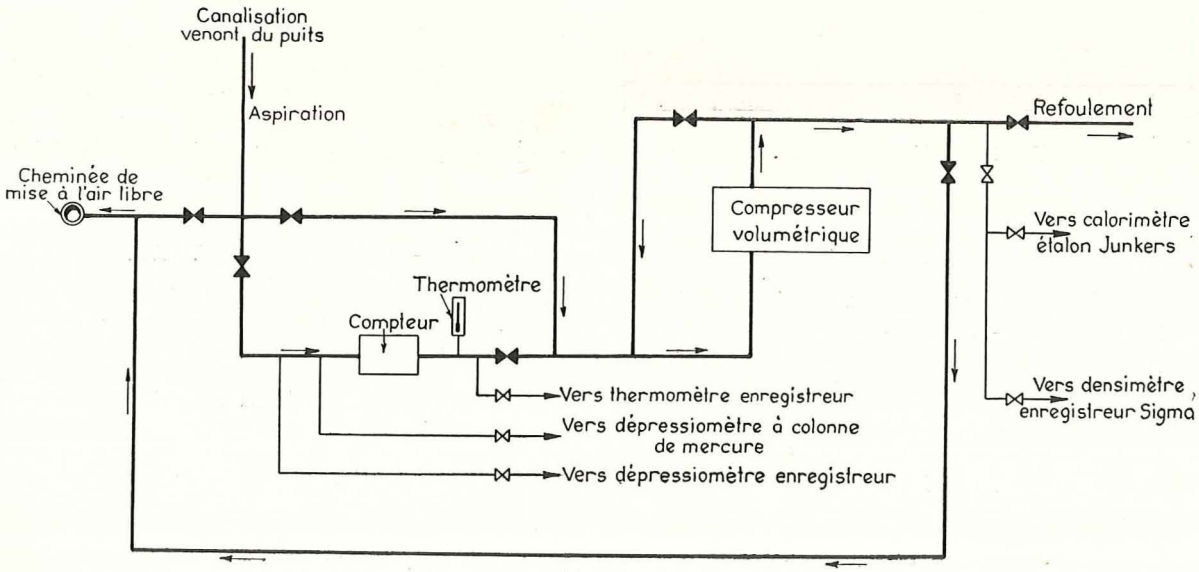


Fig. 15.

Couronne carottante avec une hauteur de concrétion de 17 mm, épaisseur de paroi de 11 mm : 18.040 F.

Couronne carottante avec une hauteur de concrétion de 10 mm, épaisseur de paroi de 8 mm : 10.320 F.

Couronne carottante à segments imprégnés de diamants : 5.480 F.

LA STATION D'EXTRACTION-COMPRESSION

La conduite collectrice du fond aboutit en surface à une petite station d'extraction-compression qui, en Belgique, est généralement équipée par les soins de la Société qui achète et transporte le grisou.

Cette station, bâtie un peu à l'écart des puits, est un bâtiment d'environ 10 m de longueur, 5 m de largeur et 4 m de hauteur.

La station comporte (fig. 15) :

1) un extracteur volumétrique, refroidi à l'eau et conçu pour la marche sans surveillance,
2) un compteur volumétrique,
3) un indicateur instantané et un appareil enregistreur de dépression à l'aspiration,
4) un thermomètre et un appareil enregistreur de la température du gaz lors de son passage dans le compteur,

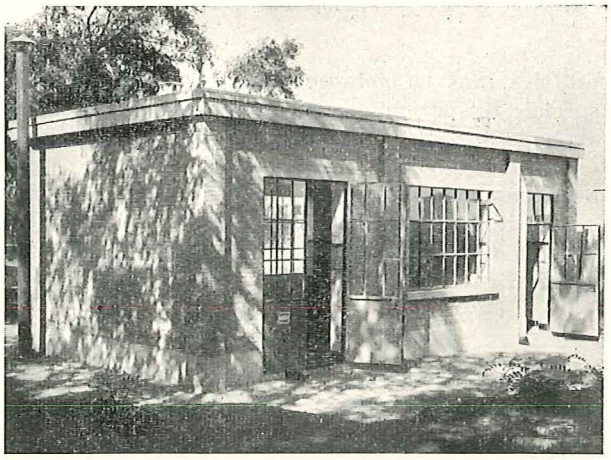


Fig. 16. — Vue extérieure.

5) un densimètre enregistreur pour déterminer la teneur en méthane du gaz capté ou un calorimètre enregistreur,
6) plusieurs sécurités et sonneries permettant le fonctionnement de l'installation sans surveillance permanente,
7) une cheminée de mise à l'air libre.

Des vannes permettent la mise à l'air libre du réseau collecteur du fond en deux points : avant son entrée dans la station et après l'extracteur-compresseur. Une dérivation permet de bypasser le compteur si c'est nécessaire.

La station (fig. 16 et 17) comporte en général deux locaux complètement séparés, le premier contient l'extracteur-compresseur et le compteur, le second les appareils de contrôle. Pour déterminer la teneur en CH_4, on emploie soit un densimètre soit un calorimètre enregistreur.

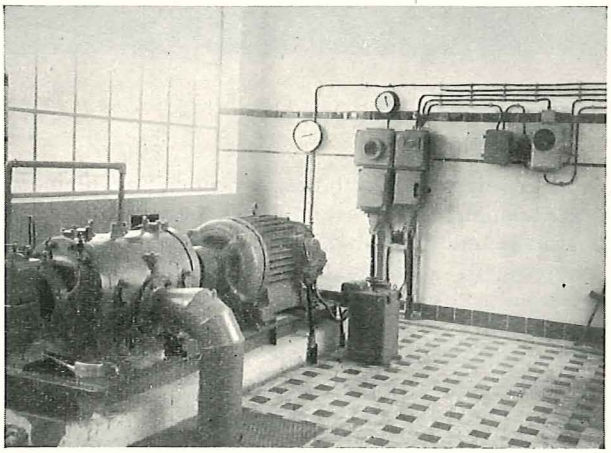


Fig. 17. — Vue intérieure.

La mise en régime du calorimètre dure entre 1 h et 1 h 30. Une variation brusque de la qualité du gaz ne s'accuse qu'au bout d'une heure, tandis qu'elle se marque après 10 à 15 minutes avec le densimètre.

Le densimètre doit être étalonné fréquemment — une fois par semaine — à l'aide d'un calorimètre Junkers de laboratoire. Dans les deux cas, il faut employer un calorimètre qui est un appareil à flamme. C'est pour cette raison que ces appareils sont placés dans un local annexe complètement séparé de la salle d'extraction. Comme le débit de

APERÇU DU DEVELOPPEMENT DU CAPTAGE DU GRISOU EN BELGIQUE

Années	Bassin du Hainaut			Bassin de Campine			TOTAL		
	nombre de sièges	grisou capté à 0° - 760 mm - 8500 cal en millions de m³		nombre de sièges	grisou capté à 0° - 760 mm - 8500 cal en millions de m³		nombre de sièges	total en millions de m³ à 8500 cal	
		au cours de l'année	total		au cours de l'année	total		au cours de l'année	total
1949	2	0,5	0,5	—	—	—	2	0,5	0,5
1950	7	13,5	14	3	3,5	3,5	10	17,5	18
1951	14	28	42	6	8	11,5	20	36	54
1952	22	44,5	86,5	6	11,5	23	28	56	110
1953	26	54	140,5	6	8	31	32	62	172

grisou capté dans un siège peut varier rapidement entre de larges limites, il est bon de pouvoir remplacer rapidement un groupe extracteur par un autre.

La Société Distrigaz a étudié un châssis standard sur lequel tous les groupes d'extraction-compression peuvent être montés de façon à éviter dans l'avenir le remplacement des châssis, qui exige un nouveau scellement des ancrages.

Le remplacement d'un groupe extracteur par un autre peut ainsi se faire très rapidement, ce qui permet d'aspirer et de comprimer le gaz dans les meilleures conditions économiques.

A la fin de l'année 1953, 32 sièges amenaient le grisou dans un délai rapproché dans deux nouveaux du Hainaut et 6 dans le bassin de la Campine. Les travaux sont en cours pour réaliser le captage du grisou dans un délai rapproché dans 2 nouveaux sièges du bassin de Mons.

1/3 du grisou capté et valorisé en Belgique provient d'une seule société.

1/2 du grisou capté et valorisé en Belgique provient de 2 sociétés (dont 11 sièges sont raccordés au réseau de valorisation).

Quand on envisage l'ensemble du grisou capté au cours des années 1949 à 1953, on constate une progression régulière du débit sensiblement proportionnelle au nombre de sièges qui pratiquent le captage (fig. 18).

Seul le bassin de Campine montre une diminution due au fait que certains sièges ont interrompu momentanément le captage au cours de l'année 1953. Deux d'entre eux ont cependant repris les travaux au mois de décembre 1953.

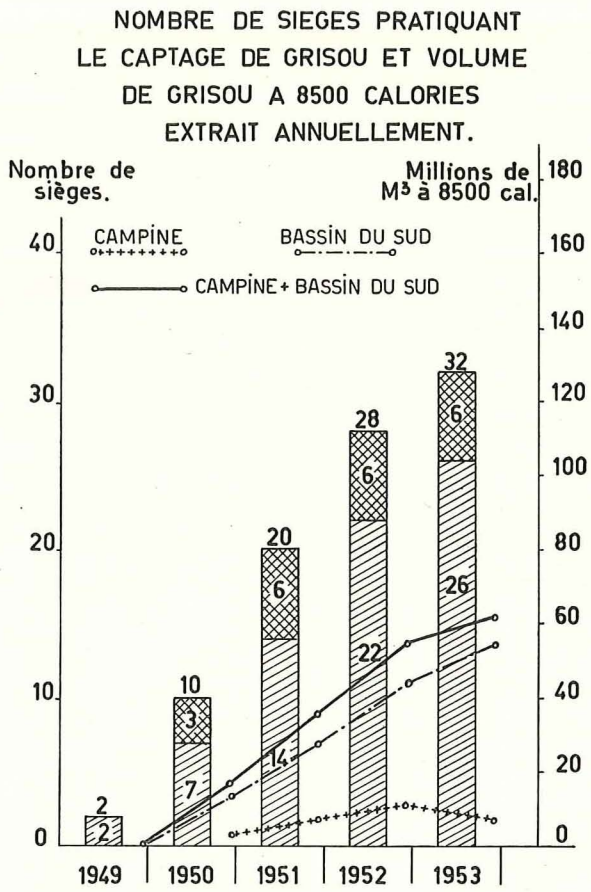


Fig. 18.

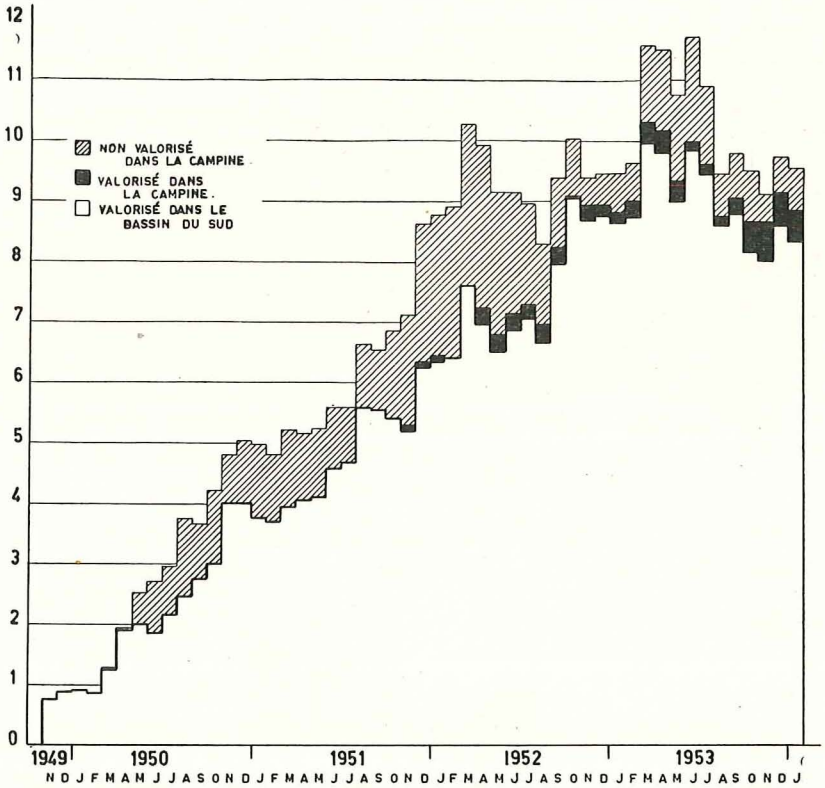


Fig. 19. — Volume mensuel de gaz capté en millions de m³ à 4.250 calories pour l'ensemble de la Belgique.

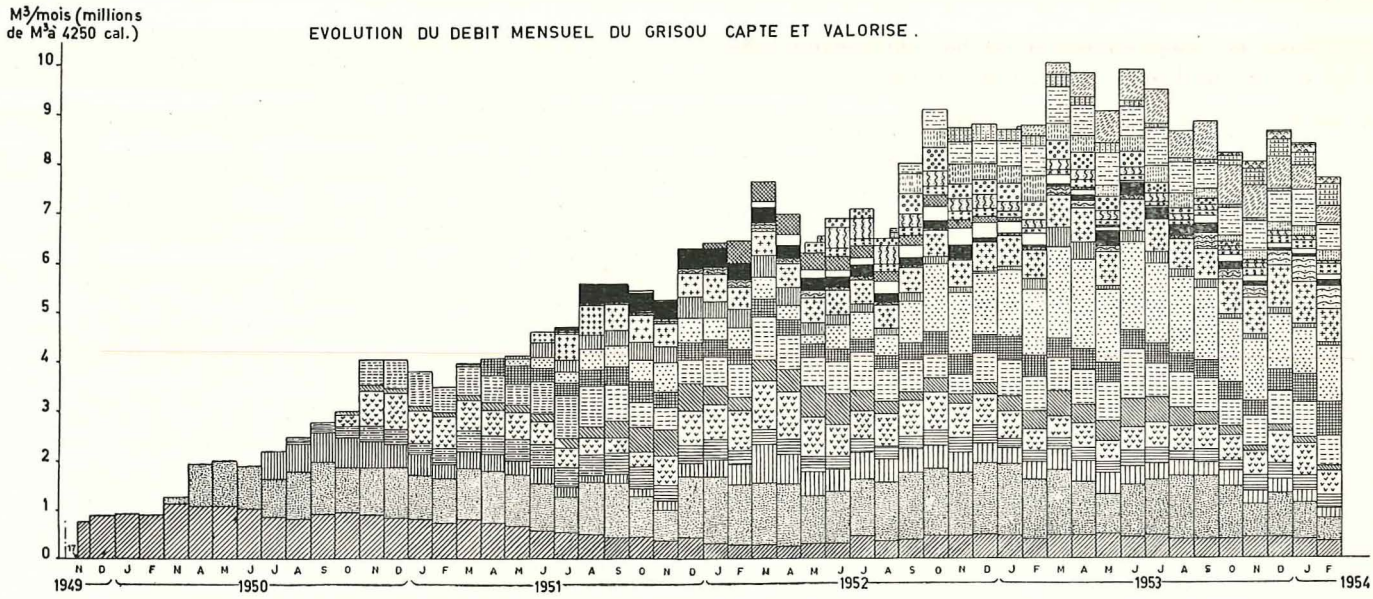


Fig. 20.

Le diagramme des débits mensuels ne montre pas une progression aussi régulière.

La partie blanche du diagramme représente le grisou capté et valorisé dans le bassin du Hainaut; les rectangles noirs : le grisou valorisé dans le bassin de Campine, les zones hachurées : le grisou rejeté dans l'air à la surface dans le bassin de Campine. La somme des rectangles noirs et hachurés donne l'ensemble du grisou capté et amené en conduite à la surface dans le bassin de Campine (fig. 19).

La courbe enveloppe présente deux maximums très distincts, l'un en mars-avril 1952, l'autre entre mars et juin 1953. Au cours de cette période, le gaz capté donne un débit mensuel voisin de 12 millions de m³ de gaz à 4250 calories, soit environ 200.000 m³ de grisou par jour dont 170.000 m³ environ ont été valorisés.

La quantité de grisou capté a fortement baissé au cours du second semestre de 1953 mais depuis le mois de décembre 1953, deux sièges des bassins de Campine et un siège du bassin de Hainaut ont repris le captage et on constate un relèvement lent du volume mensuel capté.

Quand on examine le débit mensuel siège par siège, on constate souvent des variations très importantes du débit (fig. 20).

La figure 21 indique pour chacun des sièges du

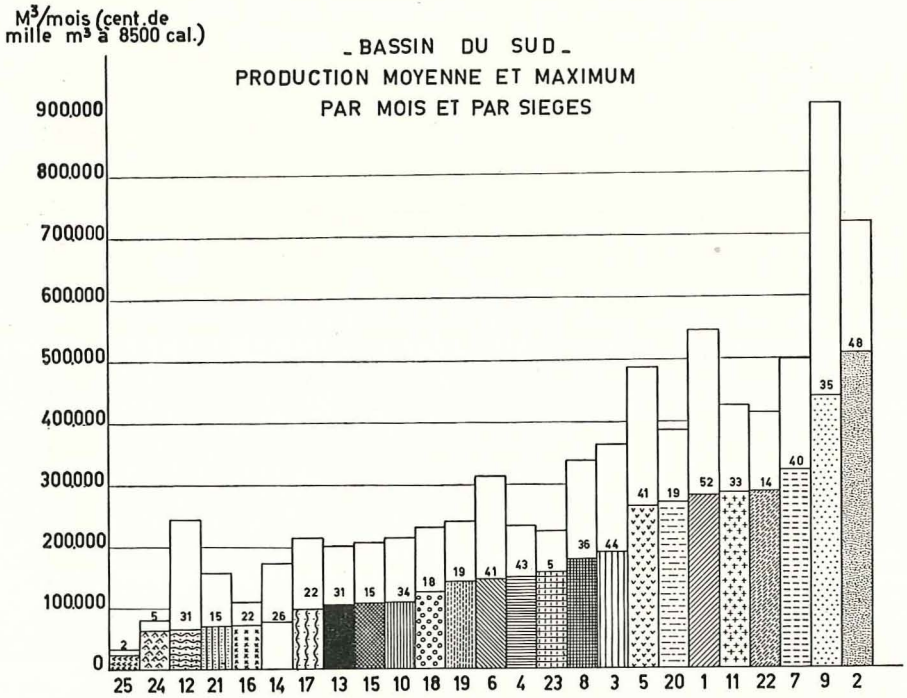


Fig. 21.

Hainaut la durée du captage, la production moyenne mensuelle de grisou et la production maximum mensuelle de grisou.

La qualité du gaz varie aussi dans de larges limites. La valorisation rationnelle sur place, c'est-à-dire au siège d'un charbonnage, présente certaines difficultés spécialement imputables à ces variations en quantité et en qualité.

La connexion des sièges intéressés par une canalisation collectrice augmente le volume disponible et permet de régulariser le débit et la qualité du gaz, ce qui facilite et étend le champ de ses utilisations industrielles.

La mine n° 9, par exemple, raccordée depuis 35 mois a eu un débit mensuel moyen de 450.000 m³ de grisou avec un maximum de 900.000 m³. Le débit maximum atteint 1,5 fois et très souvent 2 fois le débit moyen. On peut compter des variations du simple au quadruple entre les débits minimum et maximum de grisou capté à un siège.

Volume de grisou capté par tonne extraite.

Fig. 22 - colonne de gauche.

Chacun des points noirs indique un siège, la position de ce point en face de l'échelle donne le volume total de grisou capté par tonne extraite dans les chantiers où l'on capte.

Pour la plupart des sièges, ce volume se situe entre 20 et 40 m³ de grisou par tonne. Trois sièges se situent entre 50 et 60 m³, un siège à 80 m³ et un siège à 196 m³.

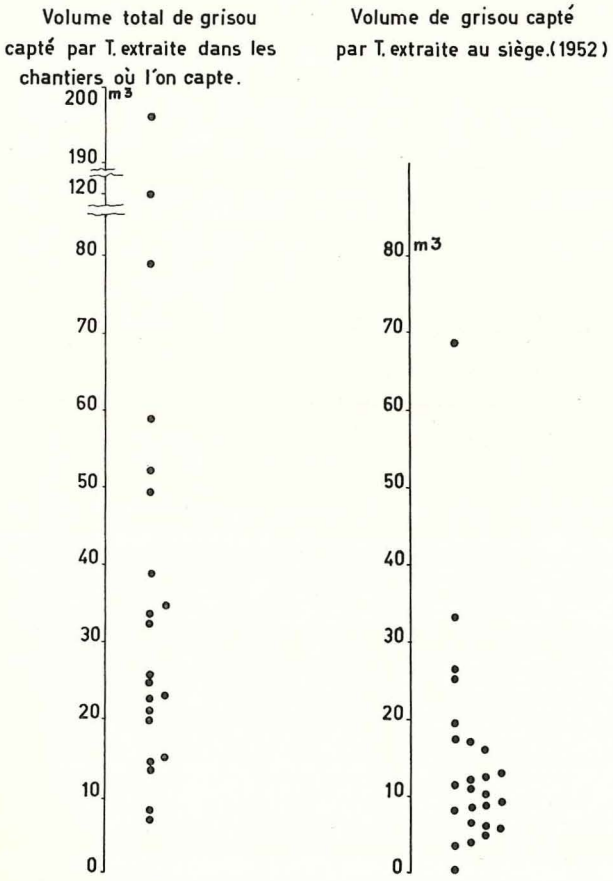


Fig. 22.

Dans la colonne de droite, les points noirs donnent de la même façon le volume de grisou capté par tonne extraite au siège.

Dans ce cas, le volume de grisou capté se situe pour la plupart des sièges entre 5 et 20 m³. Trois sièges captent entre 25 et 35 m³ de grisou et un siège environ 70 m³.

Ce débit de 70 m³ par tonne extraite au siège est à rapprocher du débit de 80 m³ par tonne extraite au chantier. Ceci montre que, dans ce siège, le captage du grisou est presque généralisé.

Dans beaucoup de sièges, les volumes de la 2me colonne sont nettement inférieurs à ceux de la première, ce qui montre que le captage n'est appliqué qu'à un certain nombre de quartiers généralement les plus grisouteux.

N° du siège	Volume de grisou capté par tonne extraite dans les chantiers où l'on capte pendant l'activité de ces chantiers	Volume total de grisou capté par tonne extraite dans les chantiers où l'on capte I	Volume total de grisou capté par tonne extraite au siège pour l'année 1952 II
8		6,80	6,30
14	12,00	20,00	6,00
18	21,00	22,50	6,00
7		23,50	16,00
23		26,50	—
9		33,00	17,50
20		34,00	19,50
4	19,00	35,50	11,50
19		39,00	9,50
22		50,00	—
24		53,00	—
1	48,50	59,50	12,00
2		79,00	69,00
6	102,00	119,00	17,00
11		196,00	26,00
3			25,50
5			33,50
10			8,50
12			3,50
15			8,50
16			10,50
17			11,50
21			11,00
13			13,00
I		8,00	—
II		10,50	0,50
V		14,50	—
IV		10,50	4,00
VI		23,00	4,50
III		15,50	8,50

Le débit de 196 m³ de grisou capté à la tonne se rapporte à un seul chantier tandis que pour l'ensemble du siège, ce débit tombe à 26,30 m³. Dans ce chantier, les trous ont plus de 100 m de longueur et traversent une zone dérangée très grisouteuse, ce qui explique ce débit anormalement élevé.

Dans certains chantiers, les sondages de captage restent en activité après l'arrêt de l'exploitation dans le chantier. C'est ainsi que dans deux cas, le volume du grisou capté après l'arrêt du chantier fut égal au grisou capté pendant la période d'activité du chantier.

Dans un siège, le volume du grisou provenant de sondages situés dans des chantiers arrêtés atteint 37 % du volume total capté au siège. Normalement le débit capté « a posteriori » se situe entre 5 et 7 % du volume total. La durée de ce dégagement après l'arrêt des chantiers est très variable. Le maximum observé a été de 36 mois.

Volume de grisou extrait par trou et par mètre de trou (fig. 23).

Chacun des points noirs indique un siège; la position de ce point en face de l'échelle donne le volume moyen de grisou capté par trou à ce siège.

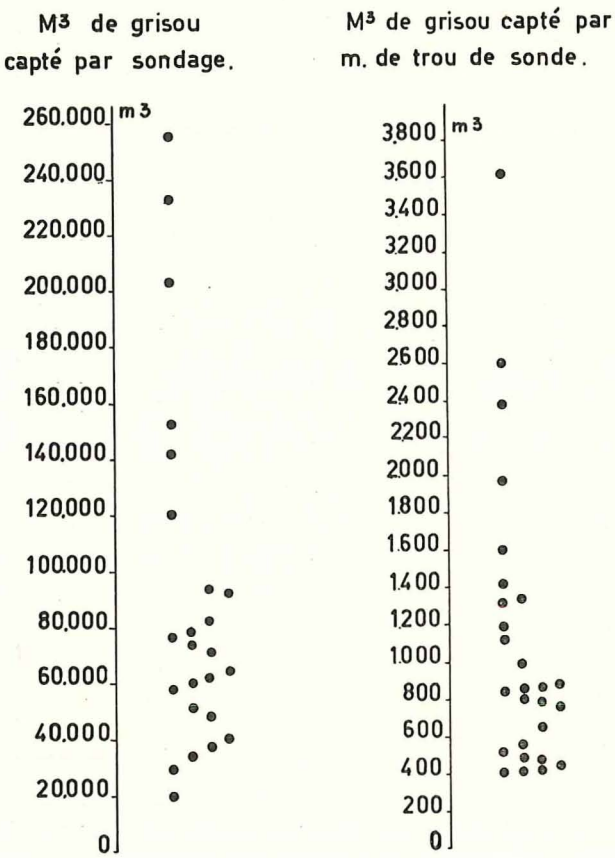


Fig. 23.

Il est en général compris entre 20.000 et 80.000 m³. Pour 3 sièges, il atteint de 120 à 150.000 m³ et pour 3 autres sièges, il est compris entre 200 et 260.000 m³. Dans un chantier, le grisou capté par sondage a atteint 500.000 m³.

La colonne de droite donne de la même façon le débit moyen par mètre de trou de sonde pour l'ensemble d'un siège. Ce débit varie en général entre 400 et 1600 m³, exceptionnellement pour un siège, il atteint 3600 m³.

La longueur moyenne des trous est 90 m dans le Hainaut, 50 m en Campine et 55 m dans la Ruhr.

Volume total capté en Belgique.

La fig. 24 donne par année le nombre de sièges pratiquant le captage et le total du grisou capté pour la Campine et les bassins sud *depuis le début* du captage en Belgique.

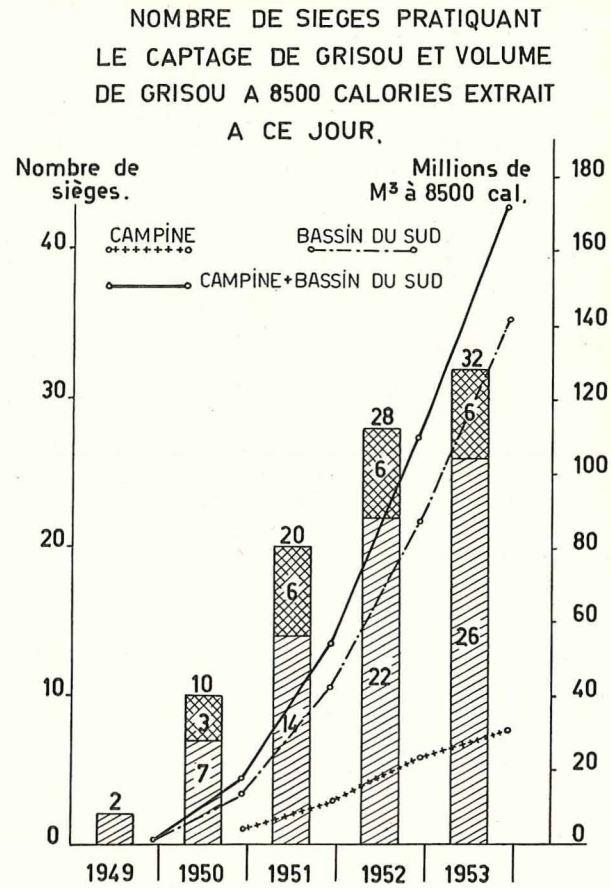


Fig. 24.

Vue d'ensemble du réseau de grisou.

La figure 25 indique le réseau d'interconnexion et de valorisation du grisou, les sièges raccordés et les centres d'utilisation.

PRIX DE REVIENT

Les frais de premier établissement comprennent :

1) les bâtiments pour extracteurs-compresseurs (dans les bassins du sud, ces extracteurs-compresseurs ne sont pas la propriété des charbonnages alors qu'en Campine, ils appartiennent aux charbonnages, parce que ceux-ci ne sont pas raccordés au réseau de Distrigaz);
2) la tuyauterie principale;
3) la pose de ces tuyauteries dans les puits et bouveaux principaux;
4) les sondeuses, les tiges de forage et les taillants, etc.;
5) les pompes d'injection d'eau de curage.

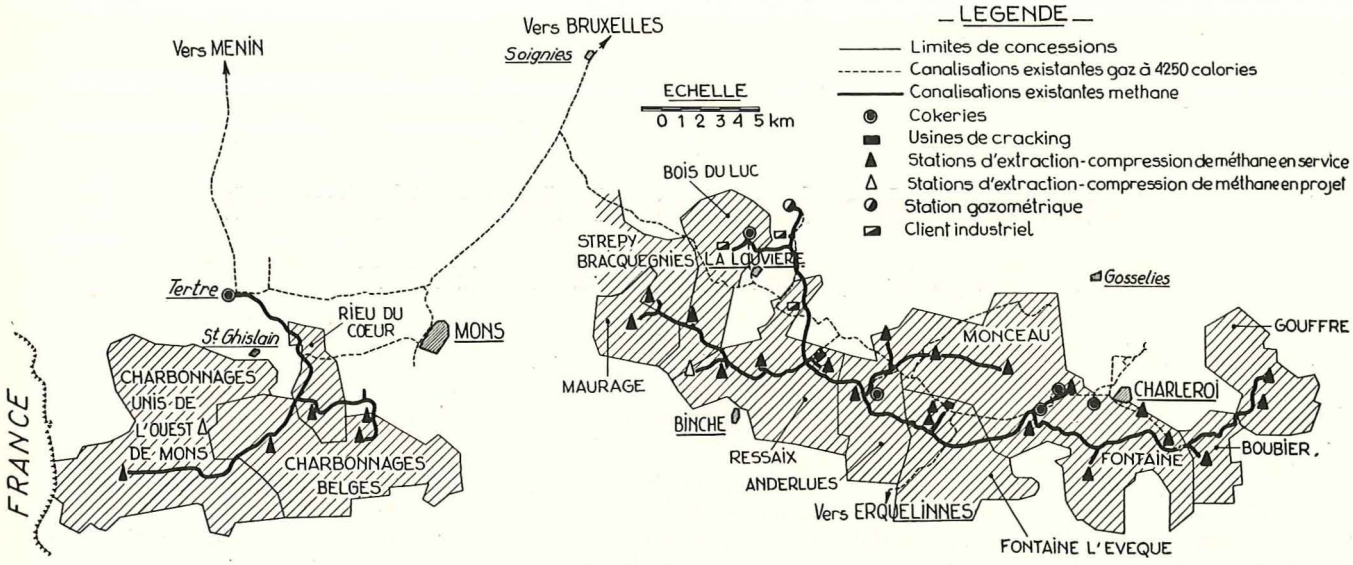


Fig. 25.

Ces frais s'établissent par siège entre 1.200.000 et 2.500.000 F suivant la profondeur des puits, l'éloignement des chantiers et le diamètre des tuyauteries.

Les temps d'amortissement sont en général évalués à 10 ans pour le matériel fixe, 5 ans pour le matériel mobile.

Les frais d'exploitation comportent :

1) les frais de foration : renouvellement et entretien des taillants, pièces de rechange de la sondeuse;
2) les salaires;
3) les frais de raccordement : tubage, ciment, vannes, raccords;
4) la consommation d'énergie.

Ils s'échelonnent entre 400.000 et 700.000 F par an.

Le prix de revient du m³ de grisou extrait à 0°, 760 mm et 8.500 calories dépend des frais de premier établissement, d'exploitation et surtout du débit des sondages. Il se situe entre 0,25 F et 0,75 F par m³, laissant en général un bénéfice appréciable à la vente.

Journées des épontes et du soutènement

organisées par INICHAR, les 2 et 3 juin 1955

SAMENVATTING

Men kent noch de oorzaak, noch het verloop van het verschijnsel dat door de mijnwerker aangeduid wordt door een van zijn uitwerkingen : de terreindrukkingen.

Algemeen wordt aangenomen dat de oorspronkelijke druk die in een maagdelijk terrein heerst uitgedrukt wordt door Hδ, waarin H de diepte en δ de gemiddelde dichtheid der rotsen voorstelt. Deze druk is ontzaglijk en bedraagt circa 200 atm op de diepte van 800 m.

Het eerste wonder van de mijn, dat de ontginning mogelijk maakt, is dat de natuur een overgroot gedeelte van die oorspronkelijke druk opslorpt en aan de mens slechts een betrekkelijke lichte taak overlaat. Geen enkele stutting zou aan de druk Hδ kunnen weerstaan en zelfs indien men kappen en stijlen zou kunnen vervaardigen die daartoe in staat waren, dan zou het gesteente zelf de eenheidsdruk, die daartoe zou nodig zijn, niet kunnen ondergaan zonder verbrijzeld te worden.

Er bestaat dus in de natuur een gelukkig mechanisme dat wij moeten trachten te begrijpen en te vatten om er voordeel uit te trekken.

In zekere zones, vooral op grotere diepte, is de intensiteit van de druk nochtans zodanig dat de wanden der galerijen in beweging komen, dat de sectie spoedig vermindert en de ondersteuning vervormd of vernield wordt.

Het voornaamste feit dat alle discussies beheerst is de wijziging die het regime der drukkingen ondergaat door het maken van holten in het gesteente.

De vorm en de uitgestrektheid van de geschapen holten speelt een belangrijke rol.

Schachten en steengangen vormen uithollingen waarvan de lengte zeer groot is ten opzichte van de sectie. Intuïtief voelt men aan dat het probleem der terreindrukkingen er zonder te grote moeilijkheden moet kunnen opgelost worden, hetgeen wel degelijk het geval is.

Rond deze draadvormige uithollingen vormt zich inderdaad een mantel van ontspannen gesteente dank zij de expansie in de richting van de holte.

De ontspanning van het gesteente verleente het de nodige stevigheid en in het gunstigste geval vormt deze mantel de enige bekleding. In de andere gevallen dient men hem inwendig te versterken door een aangepaste ondersteuning.

In de ongunstigste gevallen dient die ondersteuning continu te zijn en een hoge weerstand te vertonen. Dit is het geval voor de betonkokers in de Kempen. Maar zelfs in dit geval is de weerstand geboden door de bekleding zwak ten overstaan van Hδ en de natuur levert ook daar het grootste deel van de inspanning.

In de huidige omstandigheden is het vraagstuk van de stabiliteit van zulke holten dus oplosbaar. Wij wijden er slechts over uit ten einde de gunstigste voorwaarden tot het welslagen der toegepaste techniek op te sporen, want deze kan tot mislukking gedoemd worden door een ondoelmatige planning.

Het tweede type van uithollingen is de ontginningswerkplaats. Het meest karakteristieke geval voor de europese steenkolenmijnen is de vlakke langspijler.

Men staat hier tegenover een nagenoeg horizontale, rechthoekige uitholling, waarvan de hoogte zeer klein is ten opzichte van de oppervlakte.

Indien het vorige type van uitholling kon vergeleken worden met een draad, kan de holte geschapen door een ontginningswerkplaats, op dezelfde schaal, het best vergeleken worden met een blad karton. Intuïtief voelt men aan dat men hier met een uiterst broos stelsel te maken heeft en men zou op 't eerste zicht de vermetele beklagen die de verplettering waagt in een uitholling waarvan de meest kwetsbare wanden blootgesteld zijn aan de ontzaglijke druk Hδ.

Ook hier komt de natuur nogmaals ter hulp aan de mens. De ervaring bewijst dat men er in slaagt, door middel van een stutting waarvan de weerstand hoogstens 1 % van Hδ vertegenwoordigt, de terreindruk gedurende voldoende tijd weerstand te bieden.

Is de oorspronkelijke druk, en bijgevolg de diepte, bepalend voor de terreindruk en de terreinbewegingen ? Zonder twijfel speelt ze de voornaamste rol in de meeste gevallen. Nochtans stelt men vast dat men op geringe diepte soms uiterst slechte terreinen ontmoet en op grote diepte soms betrekkelijk goede.

De hoedanigheid van het gesteente rond de uitholling schijnt van kenmerkend belang te zijn. Zulks is geenszins verwonderlijk, vermits we door fotoelastische proeven weten dat de invloed van een holte steeds beperkt blijft tot een betrekkelijk beperkte ruimte.

Al deze overwegingen hebben het Nationaal Instituut voor de Steenkolennijverheid ertoe geleid meer van nabij de hoedanigheid van het nevengesteente te bestuderen als zijnde de bepalende factor van de houding der terreinen.

De huidige studiedagen sluiten aan op de studies over de terreindrukkingen in de werkplaatsen en in de galerijen, die het Nationaal Instituut voor de Steenkolennijverheid sinds zijn oprichting heeft ondernomen. Zij gaven aanleiding tot de Internationale conferentie van 1951, tot de studiedagen der drukmetingen in 1953, tot de studiedagen over de ondersteuning in een ontginningsgalerij in vlakke laag in 1954 en tot waarnemingen en proefnemingen in de mijn en in het laboratorium.

In het bekken van Charleroi zijn belangwekkende proeven in uitvoering in de kolenmijn van Monceau-Fontaine, op 1260 m diepte, waarover heden verslag zal uitgebracht worden.

In aansluiting met deze studiedag wordt een ondergronds bezoek gebracht aan de kolenmijn van Houthalen. De hoedanigheid van het nevengesteente der ontgonnen kolenlagen is er zeer slecht en er liggen bijgevolg ruime proefnemingsmogelijkheden open. Het Nationaal Instituut voor de Steenkolennijverheid heeft er waarnemingen uitgevoerd waarover U eveneens verslag zal uitgebracht worden.

* * *

Het programma der werkzaamheden omvat drie gedeelten :

1) Studies over de hoedanigheid der nevengesteenten.

2) De ondersteuning in de pijlers.

3) De ondesteuning van de galerijen.

Huidige aflevering van de Annalen bevat alleen het eerste gedeelte. De twee andere zullen in een volgend nummer verschijnen.

De studies die het voorwerp uitmaken van de uiteenzettingen, zijn de vrucht van het gezamenlijk werk van de ingenieurs van het Nationaal Instituut voor de Steenkolennijverheid, waaraan de ingenieurs der betrokken mijnen een waardevolle hulp verleenden.

ALLOCUTION D'OUVERTURE

par J. VENTER,

Directeur d'Inichar.

Messieurs,

Au nom d'Inichar, je vous souhaite la bienvenue à ces journées.

Les organisateurs sont très honorés que tant de compétences de l'industrie charbonnière soient présentes.

Je salue spécialement M. Meyers, Directeur Général des Mines, qui représente le Ministre des Affaires Economiques, et MM. Delarge et Schensky, qui représentent la Haute Autorité de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier.

Je salue aussi les délégués d'outre-frontières, qui sont d'éminents spécialistes en pressions de terrain et soutènement. Ce sont :

Pour la France : MM. Aucouturier, Bernière, Bihl, Camplo, Capela, Coeuillet, Driol, Estrabaud, Lancelle, Margerie, Pons, Saint Aroman, Schwarz, Thuillier.

Pour les Pays-Bas : MM. de Braaf, de Vooys, Hermès, Klopmans, Seldenrath.

Pour la Grande-Bretagne : MM. Carter, Longford Holt, Loxley, Mills.

Gentlemen, we are very glad to see you again in Belgium. As you know, this meeting is organised in French, but we do our best to give you the most important explanations in English. In any case you may speak English during the discussion.

Je salue également les représentants de l'Industrie Minière de la Sarre : MM. Drouin, Dupont, Schmidt Höhl, Serve, et ceux de l'Industrie Minière de la République fédérale allemande : MM. Beyer, Göbel, Jacoby, Jahns, Reichelt.

Sehr geehrte Herren, ich freue mich die deutschsprechende Mitglieder dieser Tagung zu begrüssen. Ich wiederhole was ich unseren englischen Kollegen gesagt habe, und nämlich dass Sie während der Diskussion in Deutsche sprechen können.

Et enfin, et cette fois au nom des participants, je note avec beaucoup de gratitude la présence de M. Hallez, remplaçant M. Evrard, Directeur Général de l'Université du Travail, retenu à Luxembourg. Inichar le remercie d'avoir bien voulu mettre à sa disposition pour cette journée du personnel dévoué et les très beaux locaux de l'Université.

* * *

On ne connait pas la cause et le processus du phénomène que le mineur désigne par l'une de ses manifestations : les pressions de terrain.

On estime généralement que la pression originelle régnant dans le massif inviolé s'exprime par $H\delta$, H étant la profondeur et δ la densité moyenne des roches. Cette pression est énorme et de l'ordre de 200 atm à 800 m de profondeur par exemple.

Le premier miracle de la mine, celui qui rend possible l'exploitation, c'est que la nature prévoyante absorbe une énorme partie de cette pression originelle, ne laissant plus à l'homme qu'une tâche relativement légère. Aucun soutènement en effet ne pourrait résister à la pression $H\delta$ et si, par hasard, des étançons et des bêles en étaient capables, les roches ne pourraient supporter sans être détruites les pressions unitaires qui devraient être mises en œuvre.

Il existe donc dans la nature un mécanisme heureux que l'homme doit s'efforcer de comprendre et de pénétrer pour en tirer parti.

Dans certaines zones qui se rencontrent surtout à grande profondeur, l'intensité des poussées est cependant telle que les parois des galeries entrent en mouvement, que les sections se contractent rapidement et que les soutènements sont déformés et brisés.

Le fait principal qui domine toutes les discussions, c'est la perturbation apportée dans le régime des pressions par la création de vides.

La forme et l'importance des excavations jouent un rôle important.

Les puits et bouveaux constituent des excavations dont la longueur est très grande par rapport à la section. On sent intuitivement que le problème des pressions de terrains doit être ici soluble sans de trop grosses difficultés et il en est bien ainsi.

Autour de cette excavation filiforme, il se produit en effet un manteau de roches détendues à la faveur d'une expansion vers le vide.

La détente de ces roches leur confère la solidité voulue et, dans les cas favorables, ce manteau constitue le seul revêtement. Dans les autres cas, il faut le renforcer artificiellement à l'intrados par un soutènement approprié.

Dans les cas très défavorables, ce soutènement doit être continu et à haute résistance ; ce sont les claveaux de Campine ; mais même dans ce cas, la résistance offerte par le soutènement est faible par rapport à $H\delta$ et la nature continue à faire la plus grosse part.

Dans les conditions actuelles, le problème de la stabilité de ces excavations est donc soluble. Nous ne nous en occuperons pas sinon pour rechercher les conditions favorables au succès des techniques mises en œuvre car elles peuvent être ruinées par un planning d'exploitation défectueux.

Le deuxième type d'excavation est celui du chantier en exploitation. Le cas le plus typique que l'on rencontre dans les mines de houille européennes est le chantier chassant en plateure.

On a affaire ici à une excavation à peu près horizontale, rectangulaire, et dont la hauteur est très faible par rapport à sa surface.

Si l'excavation précédente était assimilable au fil de fer, la présente est comparable, à la même échelle, à la feuille de carton. On a l'intuition d'un système bien fragile et l'on peut à première vue plaindre les audacieux qui osent risquer l'aplatissement dans cette excavation dont les parois les plus vulnérables paraissent exposées à la redoutable pression $H\delta$.

Ici encore cependant, la nature vient au secours de l'homme. L'expérience démontre qu'avec un soutènement de taille, de force modeste, représentant à peine 1 % de $H\delta$, on parvient à contenir la poussée pendant un temps suffisant.

La pression originelle, et partant la profondeur, est-elle déterminante dans les pressions et mouvements de terrain ? Elle joue sans aucun doute un rôle essentiel dans la plupart des cas. On constate cependant que des terrains à faible profondeur sont parfois exécrables et que d'autres à grande profondeur sont relativement bons.

Il semble qu'un facteur déterminant soit la qualité des roches au voisinage de l'excavation. Le fait n'a rien d'étonnant car nous savons maintenant, par les essais photoélastiques notamment, que la perturbation causée par la création d'un vide est limitée à un espace restreint.

Ce sont ces considérations qui ont conduit Inichar à étudier de près la qualité des épontes considérées comme facteur important du comportement des terrains.

Vous aurez l'occasion de juger du bien fondé de ces recherches, d'apprécier les résultats et de donner des avis autorisés.

La présente journée d'études fait suite aux travaux sur les pressions de terrains dans les chantiers et voies de chantier qu'Inichar poursuit depuis sa création. Ils ont donné lieu à la Conférence Internationale de 1951, à la Journée des mesures en 1953, aux Journées du soutènement dans une voie de chantier en plateure en 1954 et à des essais et expériences dans la mine et en laboratoire.

Ici même, dans le Bassin de Charleroi, un essai d'un vif intérêt est en cours actuellement au charbonnage de Monceau-Fontaine, à la profondeur de 1260 m. Vous en entendrez parler ce jour. Je tiens à signaler la collaboration intime et amicale qui existe pour cette étude entre les ingénieurs d'Inichar et ceux du charbonnage, inspirés à cet égard par leur dynamique Directeur-Gérant M. Ligny.

Cette journée est complétée par une visite du fond qui aura lieu demain matin à 9 h. au Charbonnage de Houthalen. La qualité des épontes des couches actuellement exploitées à ce charbonnage est très mauvaise et il y a donc là un champ d'expérience intéressant. Inichar y a effectué des études dont vous aurez la relation. Là aussi, les relations ont été cordiales et fructueuses et j'en remercie MM. Deltenre, Directeur-Gérant, et Roger, Ingénieur en Chef.

Je remercie également la firme britannique Dowty dont deux collaborateurs sont ici présents, et son sympathique agent belge, M. Beaupain. Ces messieurs nous ont fourni une aide précieuse et une série d'étançons dynamométriques à un prix très

bas, collaborant ainsi à une recherche scientifique dont vous apprécierez l'intérêt.

Pour ceux qui l'ignoreraient, le Charbonnage de Houthalen est situé sur la route nationale n° 15 de Hasselt à Eindhoven, à 12 km au nord de Hasselt.

Il y a 133 inscrits pour la visite du fond. Chacun est prié d'apporter ses vêtements, chaussures et chapeau. Le charbonnage fournira la lampe. Pour nos amis d'outre-frontières qui n'auraient pas tout le nécessaire, on trouvera sur place de quoi les équiper.

L'organisation de cette visite est assez compliquée en raison du grand nombre de participants. Des groupes ont été organisés. Chacun est prié de suivre l'ordre établi et de rester au contact de son chef de groupe.

* * *

Le programme des travaux comporte trois parties :

1) Etudes sur la qualité des épontes.
2) Le soutènement en taille.
3) Le soutènement en voie.

Les études faisant l'objet des exposés résultent d'un travail collectif des ingénieurs d'Inichar, auxquels les ingénieurs des charbonnages intéressés ont prêté une aide efficace.

Le présent numéro des Annales comprend uniquement la première partie. Les deux autres paraîtront dans la prochaine livraison.

* * *

PREMIERE PARTIE

ETUDES SUR LA QUALITE DES EPONTES

par P. STASSEN,
Ingénieur en Chef

A. HAUSMAN, Ingénieur Principal et R. LIEGEOIS, Ingénieur

au nom d'Inichar.

Lors de la construction d'un immeuble ou d'un édifice quelconque, on étudie soigneusement la nature et la qualité des roches sur lesquelles on va établir les fondations.

Dans le choix d'un soutènemenl de taille et plus encore dans celui d'un revêtement de voie, on s'est, jusqu'à présent, trop peu soucié de la qualité des roches qui devaient servir de fondation au soutènement.

Pour choisir judicieusement le soutènement le plus efficace d'une excavation, il paraît donc indispensable de connaître d'une façon aussi précise que possible les qualités mécaniques des roches en place entourant l'excavation.

Au cours des visites des travaux souterrains, nous avons tous eu l'occasion d'observer l'enfoncement des étançons dans le mur ou dans le toit des couches, la pénétration des montants des cadres dans la sole des galeries, la fracturation et la flexion des bancs de roches entourant les excavations, mais nous disposions de peu de données chiffrées pour apprécier l'importance des charges qui causaient ces désordres.

Quand nous constations des désordres de ce genre, nous étions enclins à parler de fortes pressions de terrains, confondant souvent les fortes pressions de terrains avec la très mauvaise qualité des roches.

Il est vrai que, dans les études en matière de pressions de terrains, les chiffres cités par différents auteurs, sur les propriétés physiques des roches du houiller telles qu'elles résultent d'essais en laboratoire, étaient susceptibles de nous donner la plus grande confiance sur l'aptitude de ces roches à supporter les charges. Les résistances données sont de 400 à 800 kg/cm^2 pour le schiste et de 700 à 1400 kg/cm^2 pour le grès, à la compression simple.

En admettant une surface de base de 100 cm^2 pour un étançon (les pieds des étançons ont en général une section supérieure comprise entre 120 et 160 cm^2) on était en droit d'attendre pour le plus mauvais schiste une résistance 400 kg $\times$ 100 = *40 tonnes*.

Une mesure globale des qualités mécaniques d'une roche en place, qui traduit le mieux son comportement sous la réaction du soutènement, paraît être sa résistance au poinçonnage.

Au cours de ces dernières années, divers essais ont été effectués dans les différents bassins houillers d'Europe occidentale.

Depuis un an et demi, Inichar a entrepris une vaste campagne de *mesure systématiques* à ce sujet. Plus de 250 mesurages au mur de couche ont été effectués dans plus de 40 tailles des bassins de Campine, Liège et Charleroi. Les couches choisies

se répartissent de façon assez uniforme sur toute la hauteur de l'assise de Charleroi ; elles s'échelonnent à des profondeurs variant de 250 à 1260 mètres.

A l'occasion de ces mesures, des échantillons de roches ont été prélevés aux mêmes endroits.

Des essais de rupture à la compression simple ont été exécutés au laboratoire sur ces échantillons et les résultats comparés à ceux obtenus par poinçonnage.

Dans le but de déceler les facteurs influençant les résistances mécaniques de roches ayant apparemment la même nature pétrologique macroscopique, Inichar a entrepris des examens pétrologiques en lames minces pour essayer d'établir une relation entre la résistance d'une roche et sa composition minéralogique.

Cet exposé comprend trois chapîtres :

1) *Essais de poinçonnage*
   a) Matériel utilisé
   b) Classification des murs
   c) Commentaires des essais
      — Pénétration profonde et mur très tendre
      — Charge de poinçonnage
      — Influence de divers facteurs sur la résistance des murs au poinçonnage
         1) Temps de découverte
         2) Eau et humidité
         3) Durée d'application d'une charge
         4) Forme de la surface d'appui
         5) Dimensions de la surface d'appui
         6) Semelles en bois
         7) Epaisseur des bancs de roches
         8) Etreinte latérale
         9) Profondeur
      — Conclusions

2) *Essais de compression simple sur cubes de roches*

3) *Etudes pétrographiques*
   a) Prélèvement d'échantillons
   b) Méthodes d'investigation
   c) Premiers résultats d'un examen sous le microscope de lames minces
      — Examen proprement dit
      — Influence de divers facteurs sur la résistance des murs au poinçonnage
      — Conclusions
   d) Bibliographie

Conclusions

Discussion.

I. — ESSAIS DE POINÇONNAGE

a) Matériel utilisé

Les essais de poinçonnage ont été effectués au moyen d'une presse hydraulique dynamométrique Dowty.

Cet appareil est analogue à un étançon ordinaire qui se compose essentiellement de deux tubes en

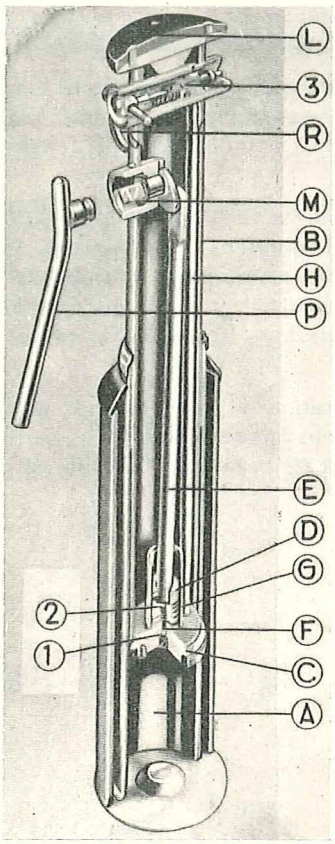


Fig. 1. — Etançon hydraulique Dowty.

acier très solides qui coulissent l'un dans l'autre (fig. 1).

Le tube inférieur A est fixe ; le tube supérieur B qui forme réservoir d'huile se termine à la base par un disque C entouré d'un anneau en caoutchouc synthétique, qui forme joint. Une pompe actionnée par un levier à main permet de faire passer l'huile du fût supérieur dans le fût inférieur à travers le disque C, ce qui donne lieu au déploiement de l'étançon.

Un tube H fait communiquer le fût inférieur avec la face interne d'une soupape à ressort située sous la tête de l'étançon. La résistance du ressort est telle que, lorsque la charge supportée par l'étançon dépasse 20 tonnes, la soupape s'ouvre et l'huile repasse du tube inférieur dans le réservoir. Dès que la charge retombe en dessous de 20 tonnes, la soupape se referme et le coulissement s'arrête. Pour la dépose de l'étançon, le siège de cette soupape est relié au maillon extérieur R. Une traction sur ce maillon ouvre la soupape et provoque l'affaissement du fût supérieur.

Dans la presse utilisée, le levier de la pompe a été démultiplié ; la vitesse de déploiement a été fortement réduite. Il est donc possible, en actionnant la pompe à main, d'obtenir un préserrage de 20 tonnes (fig. 2).

La presse est équipée d'un manomètre gradué en tonnes, branché sur le tube H reliant les deux fûts.

La presse est très maniable et facile à transporter dans les chantiers ; elle ne permet d'appliquer

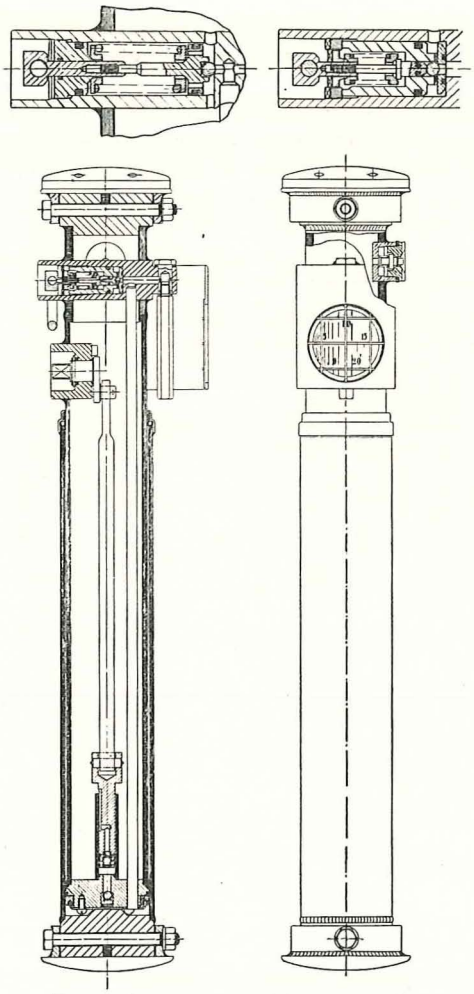


Fig. 2. — Presse dynamométrique Dowty pour le poinçonnage des épontes.

qu'une charge de 20 tonnes mais cette charge est bien suffisante car, ainsi que nous le verrons dans la suite de l'exposé, les murs qui ne sont pas poinçonnés à 20 tonnes avec les pieds des étançons habituellement en service peuvent être considérés comme bons.

Une graduation de 2 en 2 millimètres a été gravée sur le fût supérieur de la presse, ce qui permet de lire immédiatement la pénétration dans le mur. En effet, pour mesurer la résistance d'un mur, on place sur la tête de l'étançon un vaste plateau de façon à éviter le poinçonnage du toit et on donne un préserrage de 1 à 2 tonnes. On continue à pomper et si l'étançon pénètre dans le mur, la pénétration est directement égale à l'allongement de l'étançon. A chaque instant, on peut lire sur le cadran du manomètre, la charge appliquée, et sur la graduation du fût la pénétration de l'étançon.

Cet appareil est extrêmement simple et robuste et les mesures ainsi effectuées ne nécessitent aucun appareil de précision.

Grâce à un système de rallonges rapidement ajustables, on peut, avec deux presses, couvrir toute la gamme d'ouverture des couches entre 0,65 m et 2 m. La petite presse a une extension maximum de 17 cm et la grande de 35 cm.

Il est très important de remarquer qu'au cours des essais de poinçonnage, ce n'est pas la pesée du toit qui donne la mise en charge de la presse mais l'effort appliqué par l'opérateur. Cet effort peut donc être appliqué en un temps très court. Un essai dure de 5 à 30 minutes suivant la nature de la roche. On peut donc aisément réaliser 6 à 10 essais de poinçonnage au cours d'un poste le long d'un même front de taille.

Pour apprécier la résistance d'un mur de couche dans une taille déterminée, on ne peut se contenter d'un seul essai. Il est indispensable d'effectuer une série d'essais tous les 10 ou 20 mètres le long du front de taille et, localement, d'effectuer quelques essais perpendiculairement au front, dans les différentes allées (allée d'abattage, de transport ou de passage).

Il y a lieu de noter très soigneusement les conditions dans lesquelles les essais s'effectuent pour apprécier correctement les mesures.

Des résultats apparemment différents concordent parfois parfaitement si on tient compte de certains facteurs qui peuvent faire différer les mesures, tels que l'épaisseur de faux mur enlevée par l'ouvrier abatteur, l'état d'humidité du sol, l'allée où les mesures sont effectuées, etc.

Dans certains cas cependant, les différences de résistance apparues le long du front de taille sont dues à une modification de la nature pétrographique du mur.

Il est bien évident que la nature pétrographique d'un mur peut varier rapidement, même dans l'étendue d'une concession. Les sédiments détritiques constituant le terrain houiller étant pour la plus grande partie d'origine fluviatile, les bancs de roches ont des allures lenticulaires et on conçoit aisément que l'on observe des variations latérales plus ou moins rapides du facies des murs et des toits des couches. Un mur schisteux tendre, plus ou moins épais, peut disparaître en biseau et faire place à un gréseux, ou vice versa. Il est donc indispensable de surveiller régulièrement la nature lithologique des épontes et d'adapter le soutènement en conséquence.

Les essais ont été généralement exécutés en adaptant à la presse un pied identique à celui des étançons utilisés en tailles. Ce changement de pied se fait sans aucune difficulté car le pied et la tête de la presse sont amovibles.

Les pieds des étançons métalliques employés en Belgique ont une section ronde, carrée ou rectangulaire et leur surface est généralement comprise entre 120 et 165 cm^2.

Quelques étançons du type léger employés en couches minces ont une section de 90 à 100 cm^2.

b) Classification des murs

Un mur est considéré comme poinçonné sous une charge déterminée lorsque la presse s'enfonce d'*au moins 10 centimètres sous cette charge.*

Comme la force de la presse dont nous disposons est limitée à 20 tonnes, nous avons classé les murs en cinq catégories, respectivement limitées pour les quatre premières à 5, 10, 15 et 20 tonnes ; la der-

nière comprend tous les murs dont la résistance est supérieure à 20 tonnes.

Le tableau I résume l'ensemble des observations. La colonne de droite de ce tableau donne les limites de la classification néerlandaise ainsi que la qualification correspondante des murs.

c) Commentaires des essais

Ce chapître est consacré aux commentaires d'une série de courbes de pénétration en fonction de la charge, relevées au cours des essais. L'influence de différents facteurs sur le comportement des roches du mur est mise en évidence par divers exemples.

TABLEAU I.

		Charges supportées par la roche lors du poinçonnage $\frac{P}{S} = \frac{P}{120\ cm^2}$	Coefficient néerlandais $\alpha = 2{,}5 \frac{P\ (P \text{ en tonnes})}{S\ (S \text{ en } cm^2)}$
		↑	$\alpha > 0{,}8$ très bon
	38 t	320 kg/cm²	$0{,}5 < \alpha < 0{,}8$ bon
	24 t	200 kg/cm²	$0{,}3 < \alpha < 0{,}5$ normal
75 % des murs sont poinçonnés pour une charge inférieure à	20 t	< 165 kg/cm²	
55 % des murs sont poinçonnés pour une charge inférieure à	15 t	< 125 kg/cm²	
45 % des murs sont poinçonnés pour une charge inférieure à	10 t	< 90 kg/cm²	$0{,}1 < \alpha < 0{,}3$ mauvais
20 % des murs sont poinçonnés pour une charge inférieure à	5 t	< 40 kg/cm² ↓	$\alpha < 0{,}1$ très mauv.

La Station de recherches des Mines d'Etat néerlandais a également effectué de nombreuses mesures systématiques de la résistance des murs de couches dans les quatre mines d'Etat du Limbourg néerdais. Les ingénieurs ont classé les murs d'après un coefficient caractéristique α établi par la formule

$$\alpha = 2{,}5 \frac{P}{S},$$

P exprimant en tonnes la charge nécessaire pour poinçonner le mur avec un pied de section S exprimée en cm². On remarque que les mailles du classement sont plus larges.

D'après cette classification, 55 % des murs prospectés en Belgique doivent recevoir la qualification de mauvais et très mauvais. La charge minimum enregistrée fut de 14 kg/cm², ce qui correspond à $\alpha = 0{,}04$.

Sur tous les diagrammes, nous avons porté :
en ordonnée, la charge en tonnes
et en abscisse, la pénétration dans le mur en millimètres.

Pénétration profonde et mur très tendre.

Voici un exemple de pénétration profonde sous très faible charge (fig. 3) (il s'agit de la couche Brose au charbonnage de Monceau-Fontaine). Trente-cinq centimètres de faux mur tendre ont été enlevés par les abatteurs et malgré cela, le mur sur lequel posent les étançons est poinçonné à 2 ou 3 tonnes. La pénétration se poursuit encore jusqu'à 34 centimètres de profondeur (limite d'extension de la presse) sous une charge voisine de 5 tonnes. On peut donc dire qu'il y a sous cette couche un mur de très mauvaise qualité de plus de 70 centimètres d'épaisseur.

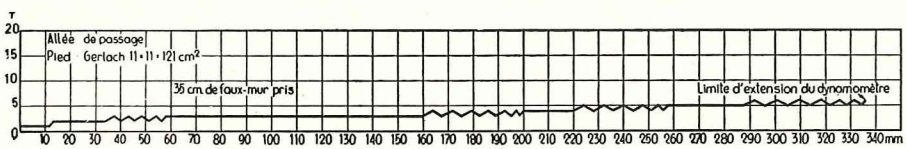


Fig. 3. — Pénétration profonde.

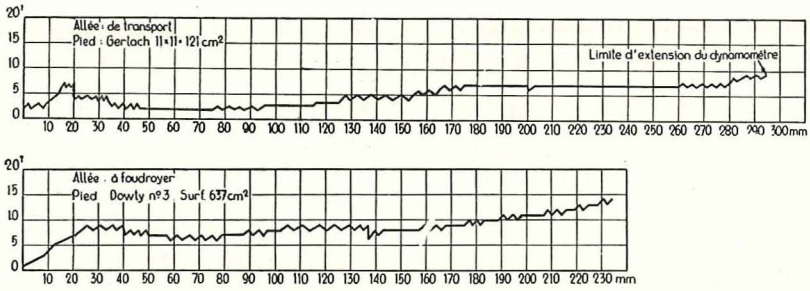


Fig. 4. — Pénétration profonde, même avec un pied de grande surface.

La figure 4 montre un autre cas de pénétration très profonde, même avec un pied de grande surface.

Avec un pied Gerlach de 121 cm², la presse pénètre jusqu'à 15 cm de profondeur, pour une charge inférieure à 5 tonnes, et jusqu'à 30 cm pour une charge inférieure à 10 tonnes.

Dans le même mur, avec un pied circulaire de 640 cm², la presse pénètre de 190 mm pour une charge inférieure à 10 tonnes et de 230 mm pour une charge inférieure à 15 tonnes.

Dans ces deux expériences, l'essai a été interrompu parce que la presse avait atteint sa limite d'extension. Avec une presse à plus grand développement, la pénétration eut encore été plus profonde.

Charge de poinçonnage.

Dans beaucoup de cas, on constate que la charge monte rapidement jusqu'à un maximum, puis cède brusquement lors du poinçonnage et de la fracturation de la roche autour du pied de l'étançon (fig. 5, courbe II).

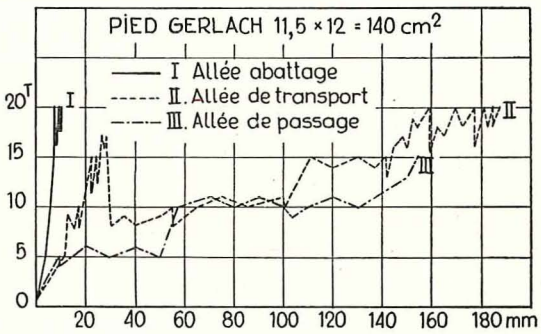


Fig. 5. — Influence du temps de découverte.

Que faut-il choisir pour caractériser le mur : « la charge maximum ou la charge sous laquelle la pénétration se poursuit profondément ».

Nous avons négligé le maximum. En effet, quand la courbe présente une pointe aiguë, nous avons constaté que la forte charge était obtenue grâce à l'existence d'une croûte dure superficielle peu épaisse de 2 à 3 centimètres maximum. Dès que cette croûte est brisée, la pénétration se poursuit profondément sous faible charge. Comme la cohésion de cette roche dure mais mince est fréquemment détruite par les coups des marteaux piqueurs et qu'elle peut être facilement altérée par l'eau et l'air, ainsi que nous allons le voir dans un instant, il est préférable de ne pas en tenir compte pour qualifier le mur.

Sur la figure 5, courbe II, on observe une pointe suivie d'une chute brusque de la charge. Le mur est poinçonné à 17 tonnes après pénétration de 25 mm et la charge retombe brusquement à 7 tonnes. La pénétration se poursuit sous une charge voisine de 10 tonnes, jusqu'à 100 mm de profondeur.

Dans le classement, ce mur est considéré comme ayant une résistance au poinçonnage comprise entre 10 et 15 tonnes.

Dans ce cas, il serait illusoire de prendre la résistance de la croûte superficielle pour caractériser le mur.

Influence de divers facteurs sur la résistance des murs au poinçonnage.

1) *Temps de découverte.*

Nous avons presque toujours remarqué une différence de résistance du mur entre l'allée d'abattage et l'allée de transport ou de circulation. La résistance du mur s'altère progressivement avec le temps de découverte. Ce phénomène a été observé de façon remarquable dans 9 tailles où des essais faits, suivant une section transversale de la taille, dans des allées différentes, donnent des résultats variant du simple au double et même du simple au triple. En voici un exemple.

Dans la couche 68 à Beeringen, trois essais faits à 5 mètres de la tête de taille dans les allées d'abattage, de transport et de passage donnent les diagrammes I, II et III (fig. 5).

Le mur résiste à 20 tonnes dans l'allée d'abattage, est percé à 15 tonnes puis à 10 tonnes dans l'allée de transport et cède à 5 tonnes dans l'allée de passage.

Nous venons de dire que, dans le classement, ce mur est considéré comme ayant une résistance au poinçonnage comprise entre 10 et 15 tonnes.

2) *Eau et humidité.*

L'eau altère la résistance de tous les schistes houillers mais elle a une action très rapide sur certains et très lente sur d'autres. Nous avons constaté par exemple qu'un gros morceau de schiste

compact était retransformé en une argile malléable en moins d'une 1/2 heure. D'autres schistes peuvent rester 48 heures dans l'eau et ne présenter que des altérations très superficielles.

Dans 7 couches, l'action de l'eau est tellement rapide qu'on mesure des résistances variant du simple au quadruple suivant que le mur est mouillé ou sec.

Les mesures effectuées dans la couche 10 au charbonnage de Houthalen mettent clairement en évidence l'altération du mur de cette couche par l'eau (fig. 6). Le diagramme I a été relevé dans

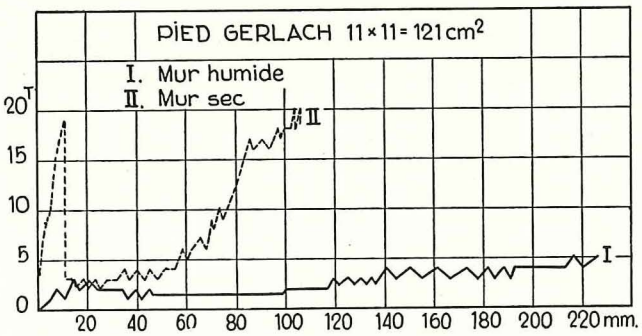


Fig. 6. — Influence de l'eau — action lente.

l'allée à foudroyer à un endroit où le mur était humide. L'étançon s'enfonce de 23 cm sous une charge inférieure à 5 tonnes. Le diagramme II a été relevé sur le même mur sec. La croûte superficielle est poinçonnée aux environs de 20 tonnes, puis la charge retombe brusquement à 3 tonnes. La pénétration se poursuit jusque vers 10 centimètres tandis que la charge remonte à 20 tonnes. L'humidité qui altérait le mur provenait d'une eau filtrant à travers le charbon et les roches depuis les morts-terrains probablement. Dans ce cas de nouveau, la pointe de charge à 18 tonnes ne peut caractériser le mur.

Dans une autre couche, le mur sec résistait à 20 tonnes. Le fait de verser quelques cm³ d'eau autour du pied de la presse faisait instantanément retomber la charge à 15 et même 10 tonnes.

Le diagramme fig. 7 montre les variations de résistance du mur chaque fois qu'on y verse un peu d'eau.

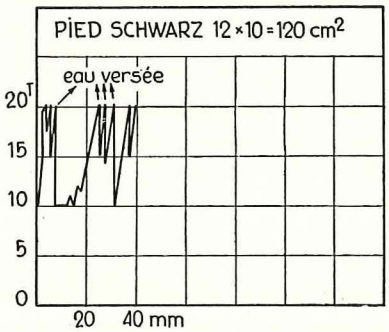


Fig. 7. — Influence de l'eau — action rapide.

Le mur résiste à 20 tonnes. Une minute après avoir vidé de l'eau, la charge tombe brusquement à 15 tonnes. Une pellicule de 1 mm s'hydrate et flue sous l'effet de la charge. En remettant la presse en charge on remonte à 20 tonnes, mais en versant à nouveau un peu d'eau, la pellicule suivante s'hydrate, flue à son tour et la charge retombe à 10 tonnes. L'épaisseur du mur altéré par l'eau est cette fois plus importante et il faut une pénétration de 25 mm pour remonter à 20 tonnes. En répétant ces opérations, le mur s'hydrate de plus en plus profondément et la charge retombe successivement à 15 tonnes, 14 tonnes, 10 tonnes, etc...

Deux jours d'arrêt dans ce chantier où l'air de ventilation était chaud et humide avaient eu pour effet de faire pénétrer les étançons jusqu'à 20 centimètres dans le mur alors qu'en semaine, du fait de la progression rapide de la taille, on n'observait aucune pénétration.

3) *Durée d'application d'une charge.*

La charge supportée par un mur peut diminuer quand on maintient une forte charge appliquée pendant un temps suffisant. Lors des essais de poinçonnage, le cédage du mur peut se faire soit brusquement, et on observe alors une large fracturation de la roche autour du pied, soit très lentement et très progressivement, on observe alors un fluage de la roche, complètement pulvérisée tout autour du pied de l'étançon. Le temps d'application d'une charge élevée doit donc être pris en considération dans certains cas.

La figure 8 donne l'exemple d'un mur qui a cédé brusquement après avoir tenu une charge de 20 ton-

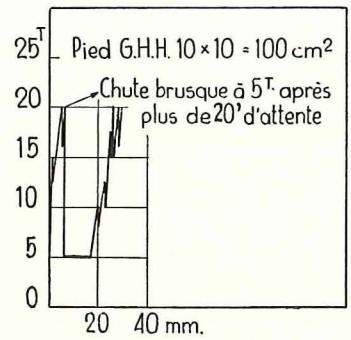


Fig. 8. — Influence de la durée d'application de la charge — cédage brusque avec large fracturation.

nes pendant une demi-heure. Celle-ci est tombée à 5 tonnes, puis remontée à 20 tonnes pour une pénétration totale de 25 mm. Il s'agit ici d'un bon mur.

La figure 9 donne le cas d'un mur où la diminution de charge est lente et progressive en fonction du temps, par suite du fluage de la roche pulvérisée sous le pied de l'étançon. Que ce soit à 15 tonnes ou à 20 tonnes, le mur ne tient pas la charge. La presse pénètre très lentement et se décharge aussi très lentement.

Au cours des décharges successives, on constate une expulsion continue de roche finement pulvérisée

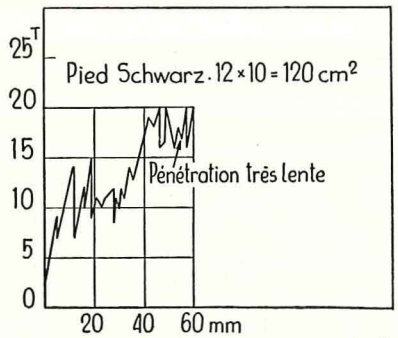


Fig. 9. — Influence de la durée d'application de la charge — cédage lent et progressif avec fluage de la roche.

autour des bords du pied de la presse. En consacrant une temps suffisant, la pénétration se serait poursuivie d'une façon continue entre 16 et 20 tonnes.

4) *Forme de la surface d'appui.*

La résistance unitaire au poinçonnage d'une roche de qualité bonne ou moyenne varie avec la forme du pied de l'étançon. Plus une des dimensions de la surface est petite par rapport à l'autre, plus la roche flue aisément latéralement. La section circulaire est la meilleure et la section en rectangle allongé la plus pénétrante.

Un plateau circulaire de 470 cm² de section ne s'enfonce pas sous la charge de 20 tonnes alors qu'un morceau de plate-bêle Ougrée de section égale mais rectangulaire (13 × 35,5 cm²) s'enfonce au même endroit sous une charge de 15 tonnes. Dans le premier cas, la roche supporte une charge de 42 kg/cm² sans se rompre et dans le second cas, elle cède sous la charge de 32,5 kg/cm².

La figure 10 représente les courbes d'enfoncement obtenues dans les deux cas. Le mur est mauvais.

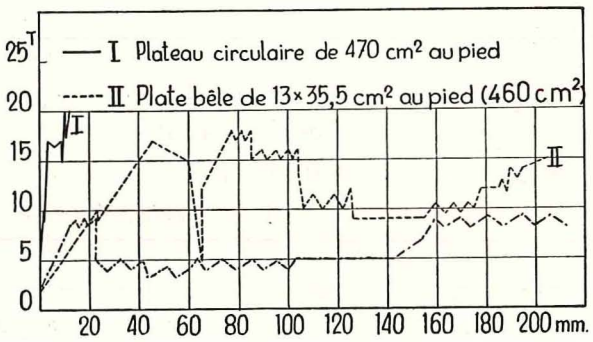


Fig. 10. — Influence de la forme de la surface d'appui.

Sans plateau, avec un pied Gerlach de 11 × 11 = 121 cm², le mur est poinçonné à 10 tonnes à une profondeur de 20 mm, puis la charge retombe à 4 tonnes. Elle varie entre 4 et 5 tonnes jusque 150 mm de profondeur, puis entre 8 et 9 tonnes jusque 200 mm (l'essai a été arrêté à la limite d'extension de la presse).

Avec le plateau circulaire, après 10 mm d'enfoncement, le mur tient la charge de 20 tonnes sans trace de détérioration.

Avec le plateau rectangulaire (morceau de bêle Ougrée), la charge augmente progressivement jusque 17 tonnes. A ce moment, la pénétration de la plate-bêle dans le mur est de 40 mm et le mur est percé. La charge tombe à 5 tonnes. L'enfoncement se poursuit jusque 230 mm sous des charges variant entre 10 et 15 tonnes. L'enfoncement de la plate-bêle Ougrée dans le mur a provoqué un soufflage important du mur sur toute la largeur de l'allée (fig. 11).

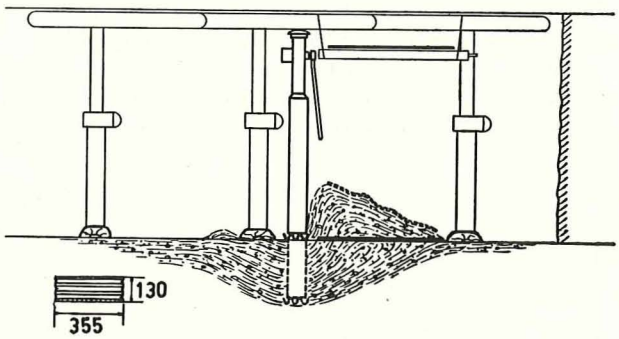


Fig. 11. — Exemple de soufflage sous l'application d'une force verticale.

Au cours de cette expérience, nous avons pu observer le soufflage caractéristique d'une roche tendre sous l'application d'une roche verticale. La presse était placée dans l'allée de transport, à côté d'une file d'étançons posés sur plates-bêles en bois (fig. 11). Au fur et à mesure de l'enfoncement du plateau rectangulaire, la roche du mur fluait latéralement sous celui-ci et soulevait la courroie des plates-bêles sur lesquelles posait le soutènement. La roche fluait plus facilement du côté front que vers l'arrière parce que la plate-bêle en bois posée sous les étançons de la taille s'opposait, dans une certaine mesure, au fluage de la roche de ce côté. A la fin de l'essai, le plateau occupait la position en pointillé figurée sur le croquis.

Des essais comparatifs de résistance de mur au poinçonnage faits au même endroit avec, comme poinçon, d'une part un pied d'étançon ordinaire et, d'autre part, un morceau de profil de cadre T-H, type 21 kg/m, donnent les résultats suivants :

TABLEAU II.

N° des essais comparatifs	Charges en kg/cm² supportées par la roche avant de céder avec	
	Pied d'étançon	Pied de cadre T-H type 21 kg/m
1	> 800	600
2	410	200
3	60	60
4	41,5	40
5	41,5	40

Nous remarquons que, pour les roches de qualité bonne ou moyenne, la charge unitaire au moment de la rupture est plus grande avec une surface carrée

qu'avec un profil T-H mais la différence est faible pour les roches tendres.

Les mauvaises roches fluent avec une telle facilité que l'influence de la forme du poinçon est négligeable et c'est pour cette raison que, dans la règle énoncée plus haut, il a été fait abstraction des roches très peu résistantes.

5) *Dimensions de la surface d'appui.*

Pour des poinçons de même forme, la résistance unitaire de la roche à la pénétration augmente avec la surface du poinçon sauf dans le cas de très mauvais terrains où elle est pratiquement invariable.

Le résultat de plusieurs essais faits au même endroit avec des pieds d'étançon de même forme mais de surface différente sont donnés au tableau III.

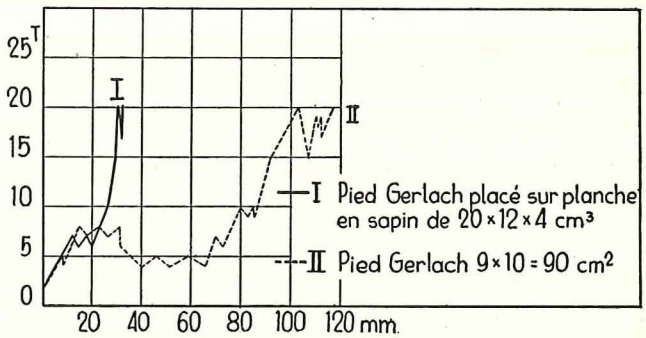


Fig. 12. — Influence des planchettes en bois : murs de bonne et moyenne qualité.

pour atteindre 20 tonnes à 10 cm de profondeur. Avec une planchette de sapin de 20 × 12 × 4 cm³

TABLEAU III.

N° de l'essai	Essai I		Essai II		Augmentation de surface	Augmentation de résistance
	Surface du pied cm²	Résistance mesurée en kg/cm²	Surface du pied cm²	Résistance mesurée en kg/cm²		
1	50	200	90	222	80 %	11 %
2	50	200	90	222	80 %	11 %
3	90	55	240	83	166 %	51 %
4	120	16	640	14	433 %	0 %
5	120	42	640	42	433 %	0 %

Dans les essais 1 et 2, le mur est de bonne qualité, dans l'essai 3, de qualité moyenne. La résistance unitaire au poinçonnage augmente avec la surface d'appui.

Dans les essais 4 et 5, le mur est de mauvaise qualité, la résistance unitaire n'augmente pas avec la surface d'appui.

Pour pénétrer dans le mur, le pied de l'étançon doit faire fluer la roche latéralement. Pour une même roche, ce fluage sera d'autant plus difficile que la surface appliquant la charge sera plus grande parce que le chemin à parcourir par les particules de roches pour se libérer de la pression est plus grand.

Cela se vérifie pour les murs de bonne et de moyenne qualité mais pour les mauvais murs, la différence est nulle ou négligeable. Ceci semble devoir être attribué au fait que les mauvaises roches fluent avec une telle facilité que l'influence de la grandeur des surfaces est pour ainsi dire nulle.

6) *Semelles en bois.*

Une planchette carrée en bois, placée sous le pied d'un étançon dans le but d'augmenter sa surface d'appui, est efficace lorsque le mur est bon ou moyennement bon ; elle est inefficace sur un mur très mauvais.

La figure 12 donne les courbes relevées dans une couche à mur moyennement bon, avec et sans planchette sous le pied de l'étançon. Sans planchette, l'étançon a pénétré de 8 cm sous une charge de 7,5 à 5 tonnes, puis celle-ci a augmenté rapidement (240 cm²), malgré l'écrasement de la planchette, la charge de 20 tonnes a été atteinte après 3 cm d'enfoncement.

La figure 13 donne les mêmes courbes relevées dans une couche ayant un mur très mauvais. Sans planchette, l'étançon s'enfonce à 20 cm de profondeur sous une charge d'abord égale à 5 tonnes, puis

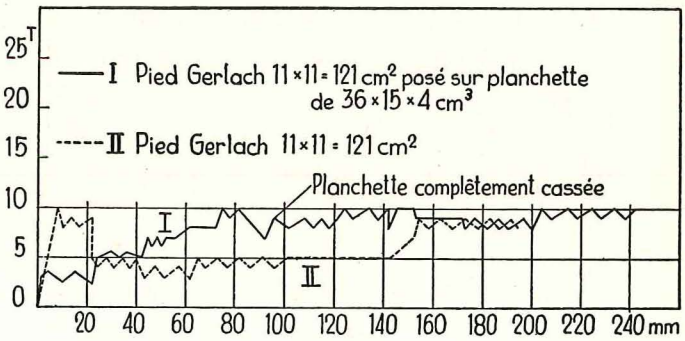


Fig. 13. — Influence des planchettes en bois : mauvais murs.

à 8 tonnes. Avec une planchette en sapin de 36 × 15 × 4 cm³ (540 cm²), l'étançon s'est enfoncé jusque 24 cm de profondeur sous une charge inférieure à 10 tonnes. L'influence de la planchette est négligeable.

Le mur étant très mauvais, lors de l'application de la charge au centre de la planchette par le pied de l'étançon, le mur flue des deux côtés suivant la petite dimension et la planchette plie et casse.

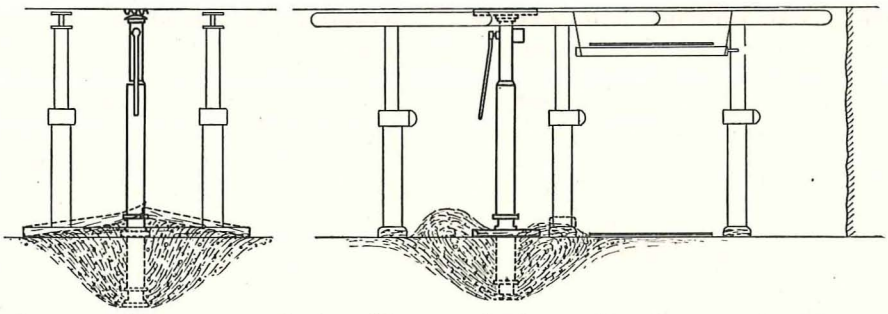


Fig. 14. — Deuxième exemple de soufflage sous l'application d'une force verticale — Rupture d'une semelle en bois sous l'action du soufflage.

Ici encore, nous avons remarqué le soufflage provoqué par l'application d'une force verticale sur un mauvais mur (fig. 14).

Le soutènement de la taille posait sur des plates-bêles en bois de 15 cm de diamètre, disposées longitudinalement.

La presse posée sur une planchette de 540 cm² de section était placée dans l'allée de passage. Comme dans l'exemple cité précédemment, la roche a flué sous la planchette à mesure de son enfoncement et a provoqué un soufflage du mur tel que la plate-bêle en bois a été soulevée et s'est brisée au milieu de sa portée entre deux étançons.

La figure 15 donne l'exemple du poinçonnage d'une plate-bêle de 15 cm de diamètre, sur laquelle posaient deux étançons de la taille.

La presse s'imprègne d'abord dans la plate-bêle. A 4 tonnes, la plate-bêle casse ; à 8 tonnes, elle est écrasée complètement et à 10 tonnes, elle est cisaillée par le pied de l'étançon comme à l'emporte-pièce. A ce moment, la pénétration est de 80 mm. L'étançon continue à s'enfoncer dans le mur jusque 310 mm sous des charges voisines de 10 tonnes. Un des morceaux de la plate-bêle a été entraîné vers le bas par le pied du dynamomètre et l'étançon voisin qui posait dessus a basculé. L'autre étançon a été desserré.

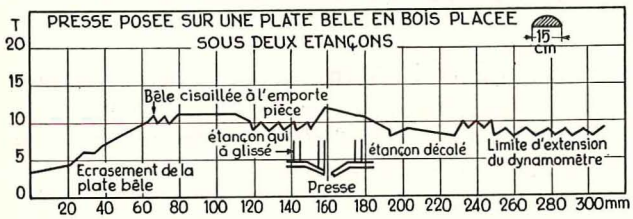


Fig. 15. — Influence des plates-bêles.

Les plates-bêles ne sont pas meilleures que les planchettes carrées de 20 × 20 × 4 cm par exemple, et augmentent la consommation de bois. Leur emploi entraîne aussi des frais de transport qui ne sont pas négligeables. Les gros bois légèrement équarris constituent une semelle plus solide qui peut être appréciée pour certains mauvais murs.

7) *Epaisseur des bancs de roches.*

A composition minéralogique égale, les murs feuilletés résistent moins bien que les murs constitués d'un banc épais et compact.

Les joints de stratification constituent des surfaces de glissement de moindre résistance qui permettent un fluage plus aisé de la matière. Les tensions de traction et de cisaillement, qui apparaissent en bordure de la surface d'appui et sont maximum dans le banc supérieur, sont mieux absorbées par un banc épais et compact que par des bancs minces qui cassent de proche en proche à mesure que l'appui pénètre.

8) *Etreinte latérale.*

Un étançon pénètre plus facilement dans le mur lorsque celui-ci est détérioré à proximité immédiate. On constate un fluage latéral facile de la roche sous l'effet de la charge appliquée sur la presse et la résistance au poinçonnage peut être fortement réduite.

La figure 16 montre deux diagrammes de poinçonnage obtenus sur le même mur.

La coupe I est relative à un mur qui a été détérioré par le rabot à une trentaine de centimètres du pied de la presse. Le mur est poinçonné sous une

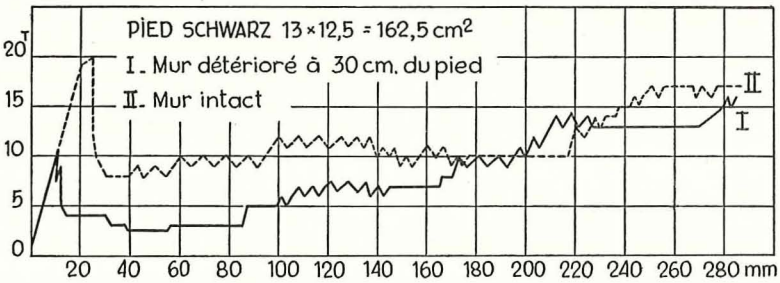


Fig. 16. — Influence de la suppression de l'étreinte latérale.

charge de 10 tonnes. Celle-ci tombe brusquement entre 3 et 4 tonnes et reste constante jusqu'à enfoncement de 90 mm. Elle augmente alors lentement à mesure que l'étançon pénètre dans le mur. Elle atteint 10 tonnes pour une pénétration de 200 mm et 15 tonnes pour 280 mm (essai arrêté à la limite d'extension de la presse).

La courbe II correspond à un mur resté intact sur une assez grande surface autour du pied de la presse.

Après une pénétration de 25 mm, le mur est poinçonné à 20 tonnes. La charge tombe brusquement à 8 tonnes. Elle reste voisine de 10 tonnes jusqu'à une pénétration de 220 mm, puis augmente progressivement jusque 17 tonnes pendant que la presse s'enfonce jusqu'à 285 mm (limite de son extension).

9) *Profondeur.*

La qualité des roches diminue généralement avec la profondeur.

Le tableau IV donne les caractéristiques des murs étudiés répartis en deux groupes, l'un comprenant les couches situées de 250 à 760 m de profondeur, l'autre celles de 700 m à 1.260 m.

De 700 à 1260 m de profondeur, 30 % des couches ont donc un mur qui offre une résistance au poinçonnage inférieure à 5 tonnes alors qu'il n'y en a que 5 % de 250 à 700 m.

Ce tableau n'a qu'une valeur indicative. Il est évident qu'il existe des murs très solides à 1000 m de profondeur et des murs tendres à 400 m. Il semble cependant que la fréquence des murs solides diminue avec la profondeur.

TABLEAU IV.

Situation des couches en profondeur	% du nombre total de murs de chaque groupe de couches ayant une résistance au poinçonnage supérieure ou égale à :			
	20 t	15 t	10 t	5 t
Groupe I 20 couches de 250 à 700 m	35	45	75	95
Groupe II 22 couches de 700 à 1260 m	27	36	50	70

Conclusions.

Des conclusions très importantes concernant le soutènement des tailles et des galeries découlent des observations qui précèdent :

1) Les qualités mécaniques propres des roches du houiller qui déterminent leur comportement sous la réaction du soutènement sont en général inférieures à celles qu'on leur prêtait. Elles dépendent avant tout de leur nature (ce facteur est étudié dans le 3e chapitre), de la profondeur et de leur stratification (lits minces superposés ou banc épais et compact). Le soutènement en taille ou en voie de taille mal adapté pénètre dans le mur ou dans le toit, détruit la cohésion de la roche et engendre de grands désordres.

2) Des facteurs extérieurs tels que le temps de découverte ou l'action de l'eau altèrent parfois très rapidement la résistance de la roche. Un soutènement doit être conçu en fonction des altérations possibles de la roche, surtout quand il a un caractère assez permanent.

3) La résistance de la roche diminue avec la durée d'application de la charge.

4) Pour les murs de bonne et moyenne qualité :

a) la forme de la surface d'appui sur la roche a une grande importance. Plus la surface s'écarte de la forme circulaire ou carrée, plus faible est la résistance unitaire de la roche.

b) la résistance unitaire augmente avec la surface d'appui.

Pour les roches de très mauvaise qualité, par contre, la forme et la grandeur de la surface d'appui semblent avoir peu d'influence sur leur résistance unitaire. La portance de l'appui augmente seulement proportionnellement à sa surface d'assise.

Dans les mauvais terrains, il sera donc absolument indispensable d'adopter des soutènements à très larges bases de façon à diminuer la pression unitaire.

II. — ESSAIS DE COMPRESSION SIMPLE SUR CUBES DE ROCHES

Quand on consulte les études relatives aux propriétés des roches du terrain houiller (études de Philips en Grande-Bretagne, de Müller, Nebelung et Welter en Allemagne), on trouve, pour la résistance à la compression, les valeurs reprises au tableau V :

Ces essais ont été effectués sur des cubes de 2,5 cm de côté dont les faces soumises à la compression avaient été préparées spécialement.

Dans les essais avec plaque dont les dimensions latérales étaient égales à deux fois la hauteur, les expérimentateurs allemands ont obtenu la moyenne élevée de 884 kg/cm^2.

On admet aussi que la résistance de la roche en place est généralement supérieure. Si l'on trouve par exemple que 1 dm^3 de schiste houiller donne à la presse une résistance à la compression de 40 tonnes, on admet que ce cube en place offre une résistance au poinçonnage plus élevée car l'étreinte et les frottements latéraux s'ajoutent à sa résistance propre. Dans ses conclusions, Philips dit d'ailleurs « Les résultats obtenus au laboratoire fournissent une échelle relative de résistance. Les résistances

TABLEAU V

PHILIPS	Résistance en kg/cm²	
Nature de la roche	perpendiculaire à la stratification	parallèle à la stratification
Grès	700 à 1400	500 à 1100
Schiste	400 à 800 (valeurs pour 6 échantillons)	250 à 550
Charbon	30 à 400	

NEBELUNG ET WELTER
Résistance moyenne à l'écrasement de 3 schistes 346 kg/cm²

MUELLER
a trouvé pour un schiste 811 kg/cm²

réelles « in situ » sont plus grandes encore par suite des étreintes ».

Pour éclairer cet aspect de la question, des essais de compression simple ont été faits en laboratoire sur des cubes de roche de 2,5 cm de côté, roche dont on avait déjà mesuré la résistance au poinçonnage. Ces essais comparatifs n'ont pu être exécutés que sur 16 échantillons de mur (16 sur 43), les dimensions des échantillons prélevés ne permettant pas toujours le débitage de cubes de 2,5 cm de côté. La synthèse des résultats des deux mesures est donnée dans le tableau VI.

TABLEAU VI.

Charges supportées par la roche lors du poinçonnage	Charges supportées par la roche soumise à un essai de compression sur un cube de 2,5 cm de côté
> 165 kg/cm²	> 500 kg/cm²
entre 125 et 165 kg/cm²	> 350 kg/cm²
entre 90 et 125 kg/cm²	> 250 kg/cm²
entre 40 et 90 kg/cm²	> 150 kg/cm²
< 40 kg/cm²	voisin de 60 kg/cm²

Ces résultats prouvent que :

1) La résistance au poinçonnage est toujours inférieure à la résistance à la compression simple obtenue sur un cube de 2,5 de côté. Celle-ci vaut toujours au moins deux fois la première.

   Une étude théorique du phénomène permet de trouver une explication dans les tensions de traction et de cisaillement qui interviennent à la bordure de la surface d'appui et la faible résistance des roches in situ, à la traction.

2) Près de 75 % des murs prospectés ont une résistance à la compression inférieure à celle donnée comme résistance minimum des schistes houillers par les auteurs cités ci-devant.

3) L'essai de compression simple donne un classement relatif des roches identique à celui de l'essai de poinçonnage sauf pour les roches qui s'altèrent très rapidement à l'eau. L'eau d'arrosage, employée pour le sciage de la roche, suffit pour désagréger l'échantillon.

TABLEAU VII.

Comparaison des essais de poinçonnage et de compression simple.

Couche	Charbonnage	Résistance au poinçonnage	Résistance à la compression	Observations
19-53/19	Houthalen		55 kg/cm²	Essais au mois de décembre 1954.
19-37/19	Houthalen	P < 40 kg/cm²	52 kg/cm²	Partie inférieure de la taille
10-60/10	Houthalen		143 kg/cm²	
Brose	Monceau-Fontaine		60 kg/cm²	
Querelle	Monceau-Fontaine		échantillon détruit	en cours de préparation
64 63/64N	Beeringen		171 kg/cm²	
7	Limbourg-Meuse	40 kg/cm² < P <	154-237 kg/cm²	
33	Limbourg-Meuse	90 kg/cm²	230 kg/cm²	
68	Beeringen		25 kg/cm²	Echantillon altéré par eau de sciage
Folle-Emprise	Monceau-Fontaine	90 kg/cm² < P < 125 kg/cm²	286 kg/cm²	
8 Paumes	Gouffre	125 kg/cm² < P < 165 kg/cm²	60 kg/cm²	Echantillon altéré par eau de sciage
19-53/19	Houthalen		676 kg/cm²	Essai en mars 1955
19-37/19	Houthalen		178 kg/cm²	Echantillon altéré par eau de sciage
19	Limbourg-Meuse	P > 165 kg/cm²	643-490 kg/cm²	
Veine Sud	Monceau-Fontaine		400 kg/cm²	
Gros Pierre	Gouffre		517 kg/cm²	

9 échantillons de charbon de la veine 70 à Beeringen donnent une résistance à la compression simple comprise entre 275 et 465 kg/cm².

Le tableau VII permet de comparer les résistances au poinçonnage et à la compression simple.

On remarque que les échantillons des roches rapidement altérées par l'eau ont une faible résistance à la compression.

A titre d'exemple, citons :

1) La couche 68 à Beeringen :
   Le mur sec a une résistance supérieure à 20 tonnes.
   Le mur humide a une résistance égale à 10 tonnes.
   Le mur mouillé a une résistance inférieure à 5 t.
   L'essai de compression simple ne donne que 25 kg/cm².
2) La couche 27 à Limbourg-Meuse :
   Le mur sec a une résistance supérieure à 20 tonnes.
   L'eau transforme rapidement la roche en une argile malléable.
   L'essai de compression simple donne 60 kg/cm².
4) Des essais de compression simple effectués sur neuf échantillons de charbon de la veine 70 à Beeringen ont donné une résistance comprise entre 275 et 465 kg/cm².

On remarque donc que ce charbon a une résistance supérieure à plus de 50 % des murs. Il existe donc beaucoup d'argiles plus tendres et plus molles que certains charbons, spécialement les charbons gras de Campine à forte teneur en matières volatiles.

* * *

Il serait intéressant de faire des essais analogues dans les différents bassins houillers et de comparer les résultats.

Au cours de nos récentes visites à l'étranger, nous avons prélevé des échantillons de roches et effectué des essais de compression sur cubes de 2,5 cm de côté.

Voici les résultats obtenus :

Bassin de la Ruhr

Veine Sonnenschein, siège Mansfeld : 1350 kg/cm²
Veine Präsident, siège Sachsen : 1250 kg/cm²
Veine 18, siège Sachsen : de 300 à 400 kg/cm²
Veine Finefrau, siège Heinrich : de 250 à 300 kg/cm²
Veine Finefrau à 1 mètre sous le mur (banc sur lequel posent les cadres de la voie) : 980 kg/cm²
Veine Karel I, siège Blumenthal (il s'agissait d'une intercalation de 1,50 m à 2 m d'épaisseur entre deux couches) : 125 kg/cm²

Bassin du Limbourg néerlandais

Veine VI, mine Mauritz : 350 kg/cm²
Veine Steinknipp, mine Orange Nassau : 260 kg/cm²

Il serait intéressant de faire un grand nombre d'essais similaires dans les différents bassins houillers, non seulement sur les roches des murs mais sur les roches des stampes, et de comparer les résultats.

Pourquoi des grès ayant un aspect extérieur presque identique ont-ils une résistance à la compression, les uns de 500 kg/cm² et les autres de 1300 kg/cm² ? Pourquoi des schistes macroscopiquement semblables ont-ils une résistance au poinçonnage, les uns de 30 kg/cm² et les autres de 300 kg/cm² ? Pourquoi certains schistes résistant bien au poinçonnage s'hydratent-ils facilement et rapidement alors que d'autres moins résistants sont moins sensibles à l'eau ?

C'est dans l'intention d'éclairer ces problèmes qu'Inichar a entrepris l'étude lithologique des roches des murs de couches.

Les études ne sont encore qu'à leur début mais il nous a paru intéressant de faire connaître le programme d'ensemble des recherches envisagées et les résultats des premières investigations microscopiques.

M. Liégeois, Ingénieur à Inichar, présente dans le troisième chapitre les résultats des premières recherches dans ce domaine.

III. — ETUDES PETROGRAPHIQUES

Cette note comprend :

a) des considérations sur le prélèvement des échantillons;
b) une revue des différentes méthodes d'investigation qui s'offrent aux pétrographes, pour l'étude des roches argileuses tout spécialement;
c) les premières observations tirées de l'examen microscopique de lames minces de roches.

A) Prélèvement d'échantillons.

Afin de compléter les essais de poinçonnage, Inichar a décidé de faire des essais de compression sur cubes et des études pétrographiques.

Dans ce but, il est donc indispensable de prélever, lors des essais de poinçonnage, des échantillons de roches suffisamment gros pour disposer des matériaux nécessaires aux autres essais envisagés.

Comme les phénomènes qui nous préoccupent sont très complexes, on ne peut négliger aucune observation les concernant. Les prélèvements d'échantillons de roches seront accompagnés d'une description aussi détaillée que possible des circonstances de lieu et de temps, par exemple :

le bassin charbonnier et le nom du siège
le nom de la couche
le numéro et l'emplacement de la taille
la profondeur
le lieu de prélèvement par rapport aux voies d'accès au chantier et au front de taille
l'allure des terrains (plateures, dressants, plis, proximité d'une faille)
la vitesse d'avancement de la taille
l'exploitation a-t-elle lieu en terrain vierge ou d'autres couches ont-elles été exploitées à proximité au-dessus ou en dessous;

des remarques relatives à la nature des épontes en indiquant
   leur état de fissuration,
   la nature fossilifère, charbonneuse,
   l'épaisseur des bancs constituant le toit et le mur,
   la nature des joints de stratification.

TABLEAU VIII.

Etude microscopique des épontes.

Charbonnages	*Couches*	*Poinçonnage kg/cm²*	*Compression kg/cm²*	*% grains*	*% matrice*	*Sphéricité*	*Arrondi*	*Classement des grains*	*Dimensions*	*Minéralogie*	*Texture*	*Nom de la roche*
Beeringen	60, taille 1	< 40	—	—	—	—	—	mauvais	quartz < 30 μ souvent < 5 μ	quartz, minéraux des argiles	charbon abondant, lité	schiste charbonneux
Houthalen	60/10	< 40	143	—	—	—	—	—	quelques microns	quartz, charbon	stratification apparente	charbon quartzeux
Houthalen	53/19 déc.	< 40	55	—	—	—	—	—	quelques microns	quartz, minéraux des argiles	stratification apparente	schiste charbonneux
Houthalen	37/19	< 40	52	—	—	—	—	—	quelques microns	quartz, minéraux des argiles	phyllites orientées suivant la stratification	schiste très charbonneux
Monceau-Fontaine	Brose	< 40	60	—	—	—	—	—	quelques microns	quartz, minéraux des argiles, carbonate	stratification apparente	schiste charbonneux
Monceau-Fontaine	Querelle	< 40	—	—	—	—	—	—	quelques microns	minéraux des argiles	phyllites orientées suivant la stratification, perpendiculairement et obliquement	schiste argileux
Monceau-Fontaine	Inconnue	< 40	—	—	—	—	—	—	quelques microns	minéraux des argiles	phyllites orientées suivant la stratification	schiste argileux
Beeringen	63/64 N	40 < P < 90	171	< 50	> 50	0,5	0,3	mauvais	quartz < 0,1 mm, souvent < 30 μ micas < 0,1 mm	quartz, muscovite, minéraux des argiles	stratification nette, débris charbonneux, phyllites parallèles et perpendiculaires à la stratification	schiste quartzeux charbonneux
Beeringen	75/S	40 < P < 90	—	< 80	> 20	0,5	0,1	mauvais	quartz 0,1 mm et plus micas < 0,4 mm	quartz, muscovite, minéraux des argiles	charbon abondant en tous sens, stratification peu visible, grains noyés	schiste quartzeux charbonneux
Houthalen	21/22	40 < P < 90	—	—	—	—	—	—	— —	——	——	schiste charbonneux
Limbourg-Meuse	7	40 < P < 90	154 237	—	—	—	—	—	— —	quartz, minéraux des argiles	stratification nette, interstratifications charbonneuses, phyllites orientées suivant la stratification et perpendiculairement	schiste quartzeux charbonneux
Limbourg-Meuse	33	40 < P < 90	—	—	—	—	—	—	quartz < 3 μ	quartz, minéraux des argiles	stratification très nette, charbon abondant, lité	schiste charbonneux et quartzeux
Limbourg-Meuse	17	40 < P < 90	—	—	—	—	—	—	quartz < quelques microns	quartz, minéraux des argiles	orientation des phyllites suivant la stratification et obliquement	schiste charbonneux et quartzeux
Beeringen	Jadot	90 < P < 125	—	—	—	—	—	—	micas, quartz < 0,1 mm	——	——	schiste argileux et charbonneux (filaments)
Beeringen	68	90 < P < 125	25	10	90	—	—	mauvais	quartz < 20 μ micas < 0,1 mm	quartz, muscovite, matrice argileuse	phyllites orientées suivant la stratification et perpendiculairement	schiste quartzeux (et charbonneux)
Limbourg-Meuse	27	125 < P < 165	60	25	75	—	—	mauvais	quartz < 30 μ micas < 0,1 mm	——	phyllites orientées suivant la stratification; fins débris charbonneux rares	schiste très quartzeux
Beeringen	75/taille S	> 165	—	95	5	0,7	0,3	bon	quartz < 0,1 mm, micas < 0,2 mm	quartz, muscovite, matrice argileuse, pyrite	quartzitique	quartzite micacé gris avec passées charbonneuses ou sulfureuses
Beeringen	Lohest II	> 165	—	90	10	0,5 à 0,7	0,3 à 0,5	mauvais	quartz < 0,1 mm, micas < 0,2 mm	quartz, longues paillettes de micas, matrice argileuse	stratification nette	quartzite micacé gris à rares traces végétales charbonneuses
Limbourg-Meuse	2	> 165	643 490	> 25	< 75	0,5	0,1 à 0,3	mauvais	quartz < 60 μ micas < 0,2 mm	quartz, muscovite, minéraux des argiles	phyllites orientées suivant la stratification et perpendiculairement	schiste très quartzeux
Houthalen	61/30	> 165	—	20 à 50	50 à 80	0,5	0,3	mauvais	quartz < 0,1 mm, souvent < 60 μ micas < 0,1 mm	quartz, muscovite, minéraux des argiles	——	schiste très quartzeux charbonneux

	Gouffre (Carabinier)	8 Paumes	> 165	—	—	—	—	—	—	quelques microns	quartz, minéraux des argiles	phyllites ori. sui. la stratification	schiste très quartzeux
	Gouffre 10 Gros Pierre	Gros Pierre	> 165	517	80	20	0,5	0,1 à 0,3	moyen	quartz < 60 μ micas < 0,2 mm	—	roche homogène; traces de charbon en des sens divers	quartzite argileux micacé
Charbonnages étrangers	Mansfeld Zonnestein		—	1530	85	15	0,7	0,3	bon	quartz < 0,1 mm,	quartz, feldspath, muscovite, chlorite, quartzite, schiste, phyllites	mosaïque; peu de charbon	sub-grauwacke
	Sachsen Präsident		—	1250	75 à 80	20 à 25	0,5 à 0,7	0,3	mauvais	quartz < 0,1 mm, souvent < 60 μ micas < 250 μ	quartz, feldspath, muscovite quartzite, carbonate, phyllites	stratification nette; peu de charbon	sub-grauwacke
	Sachsen 18 voie de tête		—	300 à 400	10	90	0,7	0,3	mauvais	quartz < 60 μ micas < 200 μ	quartz, muscovite, carbonate, tourmaline, phyllites	phyllites orientées suivant la stratification et perpendiculairement	schiste quartzeux, charbonneux
	Heinrich Finefrau Voie de base 1 m sous la mer		—	980	50	50	0,5 à 0,7	0,3	mauvais	quartz < 0,4 mm micas < 0,7 mm	quartz, feldspath, muscovite biotite, quartizite, schiste, carbonate, phyllites	stratification apparente	sub-grauwacke
	Heinrich Finefrau		—	250 à 300	—	—	—	—	—	quelques microns	minéraux des argiles	phyllites orientées suivant la stratification et obliquement	schiste argileux
	Blumenthal Karel I		—	125	—	—	—	—	—	quelques microns	quartz, minéraux des argiles	phyllites orientées suivant la la stratification et perpendiculairement	schiste quartzeux

Lors de l'essai de poinçonnage, on notera exactement la façon dont la roche est détruite sous la presse (large fissuration, fluage, présence d'eau, etc...).

B) Méthodes d'investigation.

Pour étudier les roches argileuses, le pétrographe a recours à différentes méthodes d'analyse [11] (1).

Analyse chimique.

L'analyse chimique quantitative consiste à détruire les combinaisons d'une substance afin de libérer les éléments qui la composent et de les préparer sous une forme telle qu'on puisse les peser. Le procédé est généralement laborieux et délicat.

Lorsque l'analyse porte sur une combinaison unique, les éléments se déterminent généralement sans ambiguïté et le poids des fractions de chaque élément ne laisse aucun doute.

Mais si l'on analyse globalement des roches argileuses, on se heurte à des difficultés théoriquement insurmontables : plusieurs éléments : le silicium, l'aluminium, l'oxygène, se répartissent dans différentes combinaisons dont la formule chimique n'est pas encore exactement connue; l'illite par exemple, est un silicate hydraté, complexe potassique de composition variable en ces éléments.

Dans ces conditions, il devient impossible de définir la composition minéralogique de la roche à partir de l'analyse chimique globale.

L'emploi de réactifs permettant d'isoler ou de détruire l'un ou l'autre minéral ne paraît pas avoir donné les résultats que l'on escomptait.

La méthode chimique a donc pour elle deux inconvénients majeurs. D'abord, elle est lente et les causes d'erreurs sont nombreuses par suite de l'extrême division des particules (2). Ensuite, en admettant que l'analyse détermine avec exactitude les proportions des principaux éléments et des éléments accessoires, il reste illusoire de reconstituer virtuellement la roche à partir des données de l'analyse chimique parce que les minéraux constituants ont des formules chimiques variables dans lesquelles les rapports entre éléments ne sont pas connus à priori.

L'examen de lames minces sous le microscope.

Cette étude vise principalement à la détermination des minéraux et à la définition de la texture et de la structure (3).

Elle exige la préparation de coupes minces de 0,03 mm d'épaisseur et dont la surface de l'ordre de quelques cm² dépend de l'hétérogénéité de la matière. La préparation d'une telle lame occupe pendant une heure un opérateur expérimenté.

L'examen de la lame par transparence en lumière parallèle ou convergente et à l'aide d'un polariseur ou deux polariseurs croisés à des grossissements de quelques dizaines à quelques centaines de fois conduit à une connaissance précise des propriétés optiques et cristallographiques des minéraux. Ces propriétés sont très bien connues à l'heure actuelle pour les minéraux suivants qui entrent dans la composition des roches stériles du Houiller :
quartz, feldspath, muscovite, biotite, chlorite, carbonates, etc...

Comme les propriétés optiques varient en fonction de la composition chimique et que l'intégration est possible au microscope, la composition chimique globale de la roche peut se déduire de l'examen optique. Mais la chose la plus importante apparaît tout de suite : c'est la forme sous laquelle les éléments constitutifs sont emprisonnés dans le sédiment.

L'étude pétrographique sous le microscope a le grand avantage de faire apparaître chaque minéral en particulier à la place qu'il occupe dans le matériau, avec ses contours et ses relations de voisinage.

L'examen des lames minces permet donc de définir la texture et la structure d'une roche.

Les premiers essais entrepris par Inichar l'ont été sur des coupes minces et nous vous donnons in fine quelques remarques tirées des premières observations.

Analyse thermique.

L'analyse thermique vient en aide au pétrographe parce qu'elle permet de déterminer les minéraux ténus qui sont engagés dans un mélange. Cette méthode développée principalement à l'intention des céramistes utilisant le kaolin trouvera peut-être un débouché nouveau dans l'inventaire des roches stériles du Houiller. Rappelons brièvement en quoi elle consiste, quels préparatifs elle exige et ce qu'on peut en attendre pour le problème en cause.

On chauffe un four graduellement de 20° C à 1100° C de telle façon que le diagramme d'élévation de température soit représenté par une droite (fig. 17).

On place dans le four un peu de poudre minérale étudiée et une substance inerte. Au moyen de deux couples thermo-électriques et d'un galvanomètre, on enregistre sous forme de courbe différentielle l'écart de température entre la substance inerte et le minéral. Cet écart provient de la perte

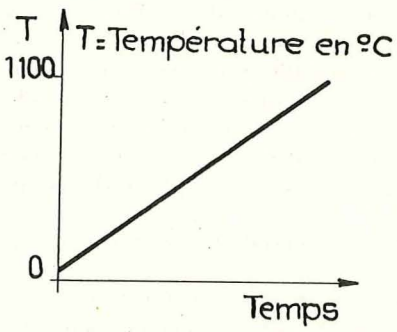


Fig. 17. — Diagramme d'élévation de la température du four.

(1) Les chiffres entre crochets renvoient à la bibliographie in fine.

(2) On admet que l'argile moyenne contient 50 % au moins de grains plus petits que 4 à 5 microns.

(3) Texture : mode d'arrangement des minéraux dans une fraction homogène de la roche.
Structure : mode d'arrangement des fractions homogènes entre elles.

d'eau imbibée et d'eau de constitution ou d'un changement de phase du minéral. Il correspond à une réaction exothermique (crochet vers le haut du diagramme) ou endothermique (vers le bas).

On a établi des diagrammes caractéristiques des différents minéraux des argiles déterminés préalablement sans ambiguïté par une autre méthode (fig. 18). L'analyse qualitative de poudres obtenues par le traitement de schistes ou d'argiles s'obtient par la superposition éventuelle de ces diagrammes de base.

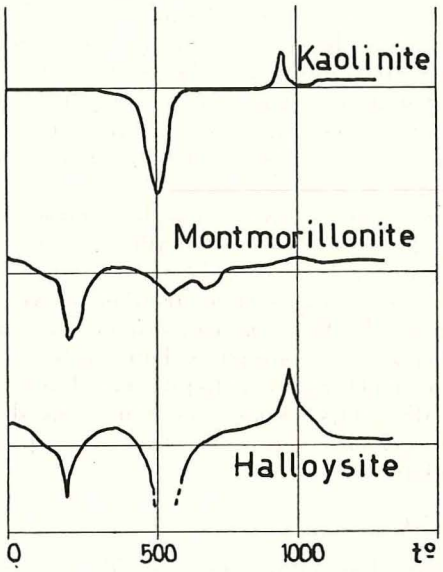


Fig. 18. — Aspect des courbes d'analyse thermique différentielle de trois minéraux d'occurrence fréquente dans les argiles.

Lorsque les conditions opératoires sont identiques, l'importance des déviations notées sur le graphique varie avec les proportions des différents constituants, ce qui permet une analyse quantitative approchée. Au moyen de l'appareil appelé thermo-balance, on peut enregistrer d'une façon continue la perte de poids de l'échantillon au fur et à mesure de l'élévation de température. On dispose ainsi d'un contrôle intéressant des résultats obtenus par le déchiffrement du diagramme température-temps.

La préparation des poudres demande plusieurs jours. Plus de trente échantillons de roches particulièrement argileuses provenant des murs de couches étudiés, ont été broyés au cylindre, puis tamisés sur une toile à trous carrés jusqu'à l'obtention de 15 à 20 grammes de produit de dimensions inférieures à 43 microns. Dilué dans un liquide peptisant, le produit est agité pendant une heure puis livré pendant 24 heures à la sédimentation différentielle. Les plus fines particules encore en suspension à ce moment sont siphonées, floculées, filtrées, séchées et rebroyées afin de supprimer les agrégats.

Les analyses thermiques sont en cours.

Diagrammes de poudres aux rayons X.

Les rayons X ont un pouvoir séparateur nettement supérieur à celui des instruments d'optique tels que le microscope du pétrographe. Soumis aux rayons X, un minéral les diffracte par toutes ses faces. Si l'on recueille sur un film photographique les taches provoquées par cette diffraction, on obtient en quelque sorte l'image du réseau cristallin du minéral. Cette méthode est applicable à une poudre [1]. Le dépouillement des résultats se fait pour une poudre inconnue par comparaison avec des diagrammes typiques, éventuellement par superposition de diagrammes pour des poudres complexes.

L'étude des argiles par la spectrographie de rayons X exige une mise au point méticuleuse des dispositifs expérimentaux.

Analyse physique.

Elle repose sur une désagrégation mécanique et chimique préalable. Elle a pour but de compléter l'analyse d'une roche par des indications relatives aux propriétés physiques des constituants, en particulier, la densité, l'absorption, la charge électrique. Les propriétés physiques des fines particules demandent encore à être précisées par des recherches sur la floculation, la peptisation, etc... L'analyse physique comme les autres méthodes d'étude des minéraux fins prendra sans doute un nouvel essor prochainement à cause du problème d'épuration des eaux usées qui se pose à l'industriel. On souhaite que les résultats soient en même temps profitables à l'étude des roches argileuses des terrains houillers.

Choix des méthodes.

L'examen microscopique conduit à une connaissance approfondie de la nature des roches. Il est presqu'immédiat et ne nécessite pas de matériel encombrant ou délicat.

L'analyse thermique demande plus de temps et la mise au point consciencieuse d'appareils résistant mal aux perturbations telles que les vibrations et les variations brusques de la température ambiante. Son intérêt réside dans la détermination des minéraux fins des schistes argileux.

L'emploi des rayons X permettra éventuellement de contrôler et de préciser les indications fournies par l'analyse thermique.

Nous remercions vivement les professeurs et assistants des Instituts de Géologie et Minéralogie d'avoir bien voulu nous accorder leur aide précieuse pour la réalisation de notre programme de travail.

C) Premières observations tirées de l'examen microscopique de lames minces.

L'examen proprement dit

Nous avons examiné sous le microscope une quarantaine de lames minces taillées dans les roches des murs de différentes couches de houille. Sur la base de ces observations, nous avons attribué aux roches un nom qui entre dans la nomenclature généralement admise des sédiments sableux, silteux et argileux (4) [6].

(4) Sables : 2 mm à 60 microns; silts : 60 microns à 4 microns; argiles : 4 microns à 0,25 microns.

A cet effet, nous distinguons dans les roches deux fractions essentielles : *les grains* d'une part; *la matrice* d'autre part, à laquelle s'ajoute le ciment éventuel.

La matrice est constituée par la masse des minéraux argileux si petits (quelques microns) que leurs propriétés optiques sont masquées par leur superposition dans une lame mince normale (30 microns d'épaisseur). Ces minéraux argileux se sont déposés en même temps que les grains plus gros qui y sont en quelque sorte enchâssés. Sur le bord des lames minces, le relief des minéraux argileux est généralement discernable quand on emploie l'objectif à immersion d'huile (5). L'estimation du pourcentage de grains et de matrice est facilitée par l'emploi de la charte de M. Folk (fig. 19) [3].

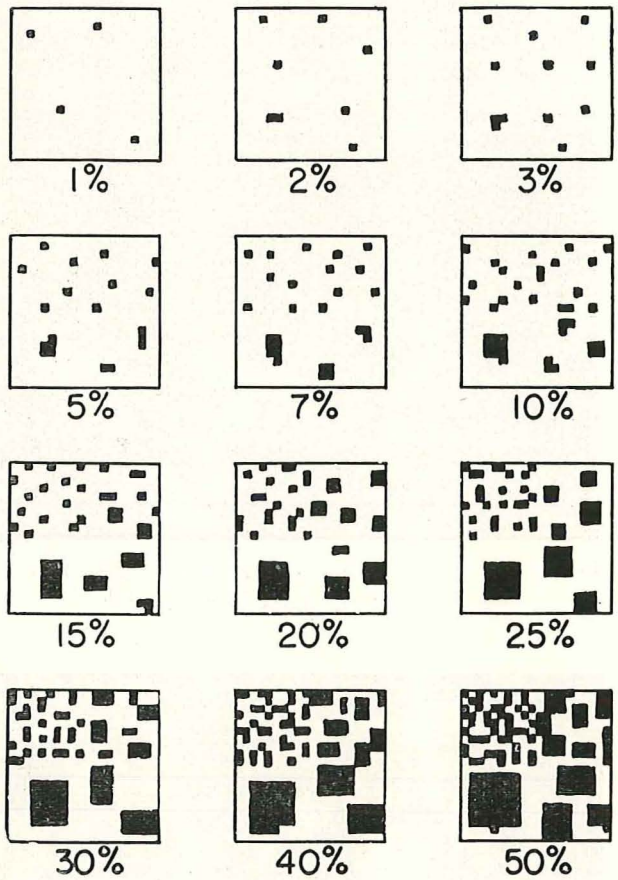


Fig. 19. — Tableau utilisé pour estimer la proportion de grains et de matrice (d'après Fold [3]).

Les grains présentent des degrés d'*arrondi* et de *sphéricité* variables d'une roche à l'autre. L'indice de sphéricité est d'autant plus élevé que la section du grain est proche d'une circonférence.

L'indice d'arrondi mesure globalement l'usure des angles, les indices faibles caractérisant des grains

(5) L'apparence de relief d'un minéral est due à la différence entre l'indice de réfraction de ce minéral et celui du milieu dans lequel il se trouve. Les lames minces sont collées au baume de canada (indice 1,54).

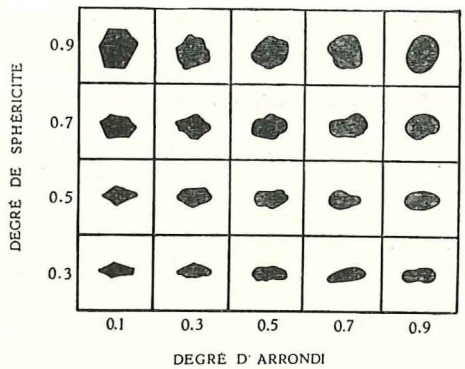


Fig. 20. — Degré de sphéricité et degré d'arrondi (d'après Krumbein et Sloss [5]).

anguleux (fig. 20, tableau proposé par Krumbein et Sloss [6]).

Lorsque tous les grains ont la même dimension moyenne, on admet que le classement est bon exactement comme s'il s'agissait du résultat d'un triage parfait, d'un setzage prolongé (fig. 21).

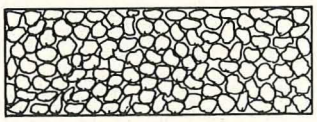


Fig. 21. — Bon classement des grains.

Le classement devient mauvais avec l'augmentation de la proportion de grains déclassés (fig. 22).

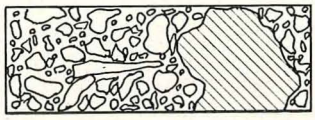


Fig. 22. — Mauvais classement des grains.

Fig. 23. — Monceau-Fontaine - Follemprise - 20 cm sous la veine. Quartzite micacé gris-stratification apparente x 70 - Nicols croisés.

Le plus souvent, la stratification apparaît à l'examen microscopique par suite de l'orientation des minéraux dans une direction préférentielle. Sur la photographie fig. 23, on observe très bien que les grains de quartz et de mica sont allongés environ à 45° par rapport aux bords. De plus, on note une alternance de lits clairs et de lits sombres. Il s'agit bien de la stratification. Instinctivement, on voudrait tourner la photo de 45° pour que la roche paraisse dans son état de dépôt naturel. C'est pourquoi le cadre des photos suivantes sera découpé parallèlement et perpendiculairement à la stratification (fig. 24).

La photographie fig. 25 montre à suffisance l'alternance de lits argileux et de passées charbonneuses. Dans le cas de la photo fig. 26, la stratification est encore soulignée par la présence de lits quartzeux (clairs) dans le schiste charbonneux.

L'absence de stratification correspond à une texture en mosaïque. La texture de l'échantillon fig. 27 est proche de ce cas.

Influence de divers facteurs sur la résistance des murs au poinçonnage.

Nous avons introduit quelques caractéristiques pétrographiques des roches dans le tableau déjà présenté par MM. Stassen et Hausman aux chapitres relatifs à la résistance des roches au poinçonnage et à la compression (Tableau VIII).

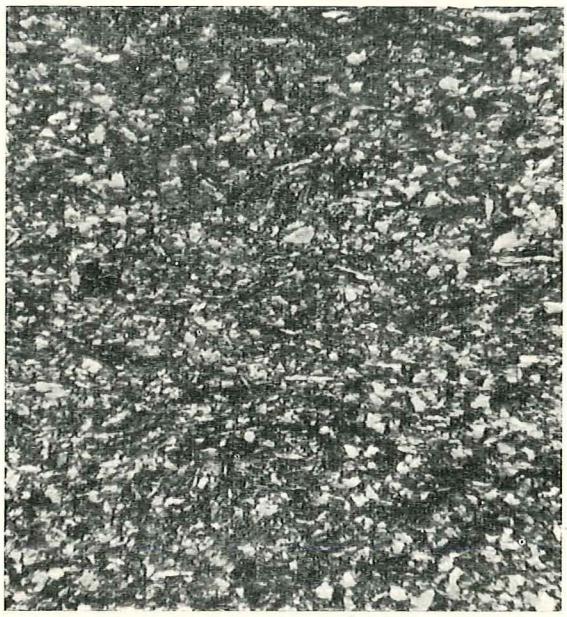


Fig. 24. — Limbourg-Meuse. N° 2. Schiste très quartzeux - x 70 Nicols croisés.

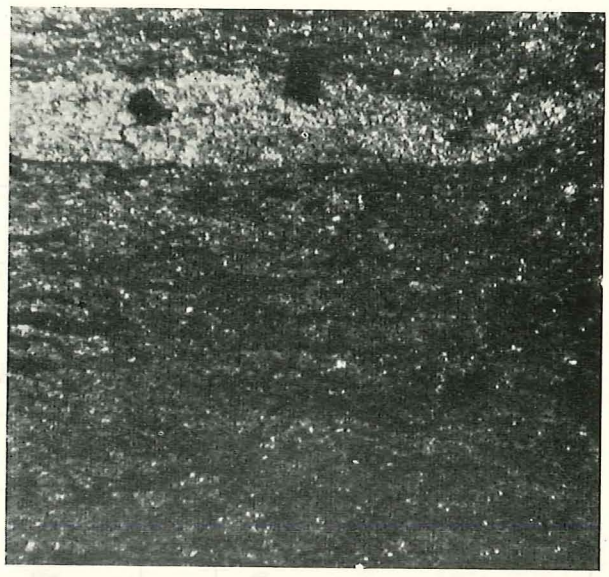


Fig. 26. — Monceau-Fontaine - Siège n° 4 - couche Brose - Schiste charbonneux x 70, lumière parallèle.

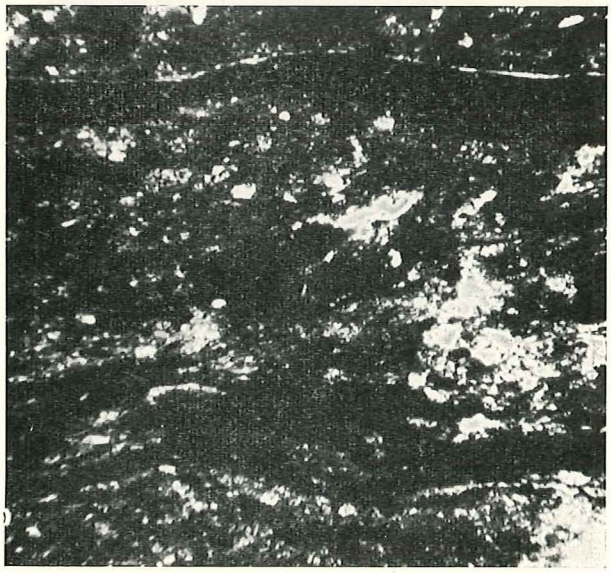


Fig. 25. — Houthalen 37/19. Schiste très charbonneux - x 70 Lumière parallèle.

Fig. 27. — Mansfeld - mur. Sub-grauwacke - x 70 Nicols croisés.

Bien que les résultats de nos recherches portent sur un nombre limité de cas et que l'échantillonnage soit réduit, il est possible, semble-t-il, d'énoncer déjà quelques règles au sujet des relations entre la composition minéralogique des roches et leur texture d'une part, et leurs qualités physiques en grand d'autre part.

1) *La grosseur des grains.*

Les roches les plus grossières et aussi les plus résistantes ont des grains de la granularité des sables (diamètre moyen supérieur à 60 microns). La plupart des grains quartzeux des autres roches appartiennent à la catégorie des silts.

2) *Proportion relative de grains et de matrice.*

D'une manière générale, la résistance augmente avec la proportion de grains (le plus souvent quartzeux).

Par exemple, un quartzite argileux (grès) (photo fig. 28) résiste mieux qu'un schiste argileux (photo fig. 29).

Toutefois, si les grains de quartz sont complètement isolés les uns des autres par la matière argileuse, la proportion de quartz peut être abondante sans que la résistance s'en trouve accrue.

3) *Le degré d'arrondi et de sphéricité des grains.*

Le degré d'arrondi des grains ne dépasse pas 0,5 même dans les roches très quartzeuses et tombe souvent à moins de 0,3 dans les roches argileuses.

Les roches les plus quartzeuses sont aussi celles dont le degré de *sphéricité* est le plus élevé : 0.7, tandis que les schistes quartzeux présentent des grains souvent allongés.

4) *Le classement des grains.*

Le classement des grains des roches étudiées est presque toujours mauvais, rarement médiocre.

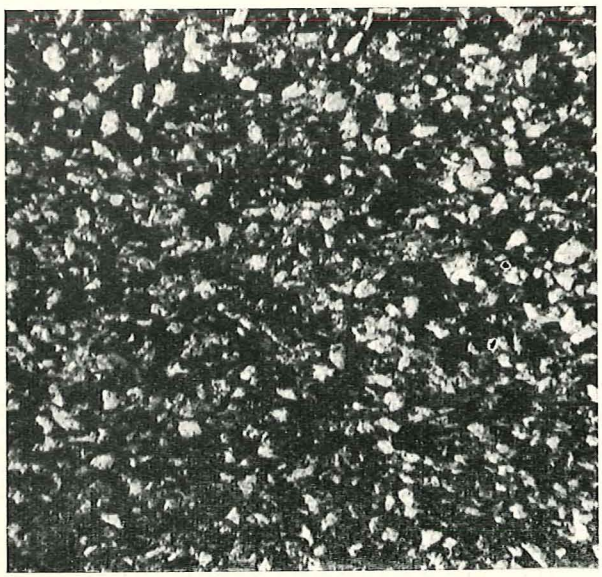


Fig. 28. — Le Gouffre n° 10 - Gros Pierre - Quartzite argileux micacé - x 70 Nicols croisés.

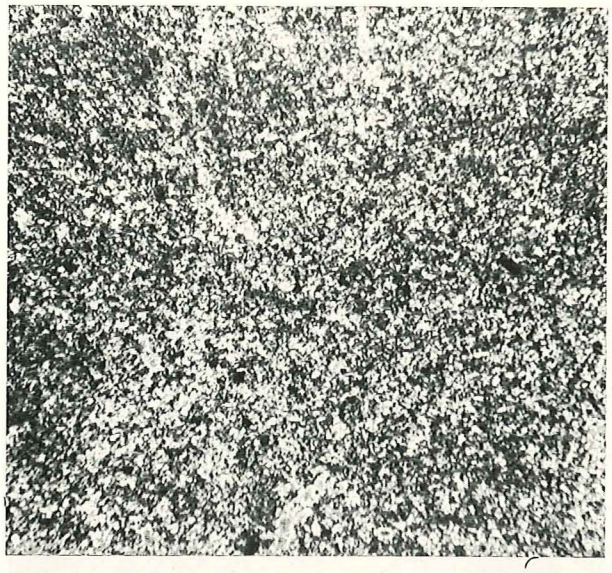


Fig. 29. — Monceau-Fontaine - Siège n° 4 - Querelle - Schiste argileux - x 70 Nicols croisés.

5) *Texture et structure.*

La stratification apparaît dans la plupart des lames examinées et le charbon s'étale suivant la stratification dans plusieurs cas (photos fig. 25 et 26). Ailleurs, les traces charbonneuses bifurquées, les tissus végétaux conservés indiquent que les débris de plantes ont été enfouis in situ ou bien se sont frayé un chemin dans la roche après le début de sa consolidation (sols de végétation).

De toute façon, les roches charbonneuses résistent mal aux sollicitations probablement à cause de leur hétérogénéité. Lors de la préparation des lames minces dans le baume mou, les échantillons fragiles se disloquent à l'endroit des débris charbonneux.

La texture dite en mosaïque est probablement excellente mais rare (photo fig. 27).

— Les paillettes de *micas* ont une extension longitudinale remarquable comparativement à leur largeur et à la dimension moyenne des grains de quartz, dans les quartzites micacés (photos 23 et 24). Ces derniers résistent mieux semble-t-il que les autres roches.

— Les phyllites s'orientent le plus souvent selon la stratification mais ce n'est la règle que pour la majorité des phyllites; un certain pourcentage s'oriente perpendiculairement aux premières et même, dans certaines lames, les phyllites sont orientées à 45° environ en sorte qu'il existe dans ces cas, une triple orientation préférentielle. Ce phénomène qui intéresse toute la masse des argiles joue peut-être un rôle dans le comportement sous des poussées orientées (photo 29) [2].

6) *Composition minéralogique.*

Contrairement à ce qu'on pourrait penser, certains murs ont des *constituants minéralogiques* nombreux et instables tels que la biotite ou les feldspaths (un plagioclase maclé est nettement visible

au centre de la photo fig. 30; à peu de distance, une plage de carbonate).

La présence et le mode d'arrangement de ces minéraux sont les indices d'un dépôt relativement rapide. Or, les roches qui se sont formées à partir de ces dépôts paraissent avoir un bon comportement

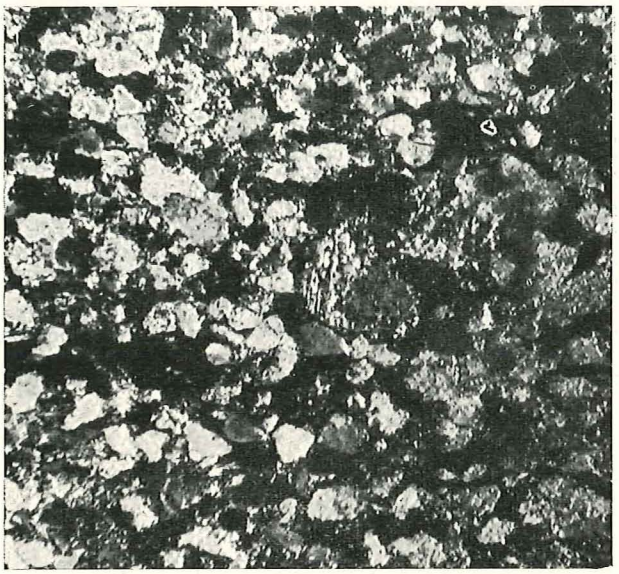


Fig. 30. — Präsident - Sub-grauwacke - x 70 lumière parallèle.

dans la mine. Si cette constatation se vérifiait, l'étude paléostratigraphique des stampes houillères deviendrait, pour l'exploitant, d'une utilité immédiate.

D'une façon générale, les roches des murs, très semblables à l'œil nu, révèlent à l'examen microscopique une étonnante diversité.

Conclusions.

De toutes ces remarques fondées sur un petit nombre d'observations, nous ne déduirons aucune conclusion définitive. Nous voulons néanmoins attirer l'attention sur la diversité des matériaux naturels sur lesquels nous appuyons les étançons dans la mine.

Quoique différents sous divers aspects des matériaux de construction artificiels, les matériaux naturels sont soumis à des efforts identiques sinon plus violents dans les exploitations charbonnières.

On devrait attacher autant d'importance à la connaissance de ces matériaux qu'on développe d'ingéniosité pour améliorer le soutènement proprement dit. (Lors de l'élévation d'un barrage en travers d'une vallée, ne se soucie-t-on pas en même temps de la qualité du béton mis en œuvre et de la résistance des roches sur lesquelles l'édifice est construit ?).

Or, la littérature géologique de notre pays n'est pas riche dans le domaine de la pétrographie des stampes du Houiller [9].

Il appartient donc à l'ingénieur du fond de faire part des difficultés qu'il rencontre, de diffuser ses observations et réflexions relatives au comportement des épontes dans les chantiers d'exploitation. Seul un travail d'équipe dans ce domaine d'actualité est susceptible de conduire rapidement à une solution acceptable au problème du soutènement et du comportement des épontes.

D) Bibliographie.

[1] BRASSEUR H. Les rayons X et leurs applications. *Editions Desoer.* — Liège 1945.

[2] FICKERT R. Boden physikalisches Untersuchungen der württembergischen Knollenmergel und ihre Bedeutung für den Ingenieurbau. *Mitteilungen aus dem Mineralogisch-Geologischen Institut der Technischen Hochschule in Stuttgart.* 1938.

[3] FOLK R.L. A comparison chart for visual percentage estimation. *Journal of sedimentary Petrology* - Vol. 21, n° 1 - mars 1951.

[4] INICHAR. Conférence Internationale sur les pressions de terrains et le soutènement dans les chantiers d'exploitation. Liège 1951.

[5] KRUMBEIN W.C. Thin-section mechanical analysis of indurated sediments. *The journal of Geology* - vol. XLIII, n° 5 - 1935.

[6] KRUMBEIN W.C. and SLOSS L.L. Stratigraphy and sedimentation — *Freeman & C°*; San-Francisco, 1951.

[7] PHILIPS D.W. Les roches houillères : leurs propriétés et leur influence dans le problème du soutènement. - *Annales des Mines de Belgique* - tome XXXIX - 3e livraison, p. 581/616 - Bruxelles 1938.

[8] Dr. RUSSEL B. Travis. Classification of rocks. *Quarterly of the Colorado School of Mines* - vol. 50, n° 1, janvier 1955.

[9] SCHEERE J. Contribution à l'étude lithologique du terrain houiller de Belgique. *Vol. jubil. Victor van STRAELEN* - tome I, Bruxelles 1954.

[10] STASSEN P. Quelques wash-outs et dédoublements de couches dans le terrain houiller de la Campine et les enseignements que l'on peut en tirer. *Ann. Soc. Géol. de Belg.* - tome LXXII, pp. B 389-420, Liège - 1949.

[11] URBAIN P. Introduction à l'étude pétrographique et géochimique des roches argileuses. *Hermann et Cie*, éditeurs, Paris 1937.

[12] Dr. Sc. VAN WATERSCHOOT VAN DER GRACHT W.A.J.M. EN MEDEWERKERS. - Uitkomsten van nieuwe geologisch-palaeontologische onderzoekingen van den ondergrond van Nederland, *Mededeling van de Geologische Stichting*, série C-II-2, n° 1 - Maastricht 1942.

CONCLUSIONS.

Au cours des conférences auxquelles nous avons assisté ces dernières années et au cours des visites des travaux que nous avons faites dans l'ensemble des bassins d'Europe occidentale, nous avons très souvent constaté que les mineurs ne parlaient pas le même langage. Au point de vue découpe du gisement et planning d'exploitation par exemple, ce qui était prôné d'un côté était considéré comme hérésie de l'autre. Au point de vue soutènement de galeries, on trouve dans la Ruhr des bouveaux de très grande section à 900 mètres et même 1000 mètres de profondeur, revêtus de cadres rigides qui n'ont subi aucune déformation, alors qu'en Campine à 700 et 800 mètres de profondeur on est obligé

d'utiliser un revêtement continu à haute résistance, constitué de claveaux de béton.

Nous pensons que le comportement si différent du terrain houiller d'un bassin à l'autre, et parfois d'un groupe de mines à l'autre, est dû en majeure partie à la *qualité des roches de l'ensemble des stampes.*

Inichar a entrepris une étude des murs de couches mais cette étude devrait être étendue à l'ensemble des stampes en commençant par celles qui encadrent directement les couches (5 mètres au toit, 5 mètres au mur par exemple).

On rencontre dans tous les bassins houillers des couches à mur tendre de 10, 20, 30 centimètres d'épaisseur. Ceux-ci peuvent peut-être poser un problème délicat pour le soutènement des tailles, mais si ces bancs tendres, relativement minces, sont encadrés de roches solides qui résistent à 500 et 1000 kg/cm^2, le problème du soutènement des voies d'accès (bouveaux et voies de chantier) ne présentera que peu de difficultés.

Au contraire, dans une mine où les roches sont tendres sur plusieurs mètres d'épaisseur et facilement altérables par les agents atmosphériques, le soutènement des voies pourra constituer le problème capital pour la rentabilité de l'exploitation.

Dans le cas de roches tendres, toute la découpe du gisement, tout le planning d'exploitation sont conditionnés par la tenue du réseau de galeries, elle-même fonction de la qualité des roches (1).

L'étude de la qualité des roches constituant les stampes est susceptible de fournir des indications sur les méthodes d'exploitation à adopter dans tel gisement ou dans tel faisceau de couches.

Les essais de poinçonnage des murs et des toits donnent des indications sur l'architecture et la densité de soutènement à adopter et sur la possibilité d'adapter les étançons à la nature des épontes (2).

L'appareillage nécessaire aux essais de poinçonnage est simple et d'un emploi facile. Cependant, pour que les mesures soient réellement fructueuses, il est nécessaire de les compléter par des observations détaillées faites sur place.

Les essais de compression simple sur cubes semblent donner une échelle de résistance analogue à celle obtenue par les essais de poinçonnage, sauf pour les roches facilement altérables par l'eau. Si cette règle se confirme, on pourrait connaître facilement, par des essais de laboratoire, l'aptitude d'une roche à supporter les charges transmises par les éléments de soutènement. L'altérabilité d'une roche au contact de l'eau et de l'air humide est, en effet, facile à déterminer. Il suffit de plonger un échantillon dans l'eau en surface et d'observer la façon dont il s'altère et le temps nécessaire à sa désagrégation (en surface, en profondeur, etc...).

Quant aux examens pétrographiques, ils ont pour but d'essayer de dégager des critères simples permettant de classer facilement les schistes et les grès houillers à première vue si monotones et qui peuvent avoir cependant des propriétés mécaniques si différentes. Ces critères auraient l'avantage de s'appliquer non seulement aux roches des murs mais à celles de toutes les stampes.

(1) Nous en reparlerons dans la troisième partie.

(2) Ce sujet sera traité dans la deuxième partie.

* * *

DISCUSSION

M. SCHWARTZ. — Plusieurs mesures ont-elles été faites pour déterminer l'influence sur la résistance au poinçonnage de la détérioration de la roche du mur (suppression de l'étreinte latérale) à proximité du pied d'un étançon ?

M. HAUSMAN. — Trois essais ont bien mis en évidence l'influence de ce facteur. La classification d'un mur suivant une résistance déterminée à 1 t près est impossible. Les mesures diffèrent d'un point à l'autre de la taille. Cependant, en notant avec attention tous les facteurs qui peuvent faire différer les mesures : épaisseur de faux mur enlevé par l'ouvrier, humidité du sol, allée de travail, etc..., on constate souvent une concordance entre les différents essais et on peut facilement caractériser la résistance d'un mur à 5 t près.

M. SCHWARTZ. — Les résultats dépendent de la façon dont on fait les mesures. On devrait s'entendre sur la manière de les effectuer. Je suggère une rencontre entre spécialistes des différents pays pour mettre au point des méthodes standards.

M. VENTER. — Inichar serait très heureux de coordonner ses recherches avec celles des autres pays. Il y aurait beaucoup à gagner à standardiser les méthodes de mesures.

UN AUDITEUR. — Les mesures effectuées sont-elles relatives à une couche ou à des couches différentes dans des gisements différents ?

M. HAUSMAN. — Les essais ont été faits dans des couches réparties de façon assez uniforme sur toute la hauteur de l'assise de Charleroi, dans les bassins de Campine, Liège et Charleroi. Elles s'échelonnent à des profondeurs variant de 250 à 1260 m.

M. de CROMBRUGGHE. — Quelle base avait le dynamomètre ?

— A-t-on trouvé une différence suivant que la base était concave ou convexe ?

— Avec quelle rapidité la charge était-elle appliquée ?

M. HAUSMAN. — Le dynamomètre était muni d'un pied identique à celui des étançons utilisés dans la taille où les essais avaient lieu.

Lors des essais, on a utilisé des étançons à base plate, convexe et concave mais aucune comparaison systématique n'a eu lieu pour déterminer la valeur relative de ces trois types de base. Il semble cependant qu'au point de vue pénétration il n'y ait pas de différence essentielle entre les trois types.

— La mise en charge était rapide. L'origine des mesures était prise pour un préserrage de la presse d'environ 2 t. En principe, la charge était appliquée par paliers de 5 t, avec un arrêt de 3' à 5' à chaque multiple de 5 t. Suivant que l'étançon ne pénétrait pas du tout ou pénétrait profondément, un essai durait de 20' à 40'.

M. SCHENSKY. — Des essais ont-ils été effectués avec semelles en acier ?

M. HAUSMAN. — Plusieurs essais ont été effectués sur semelles en acier mais nous avons montré que, dans un cas, le mur était tellement mauvais qu'un plateau de plus de 600 cm^2 s'enfonçait à plus de 10 centimètres dans le mur pour une charge inférieure à 10 t.

M. SCHENSKY. — Signale que d'excellents résultats ont été obtenus avec des semelles métalliques. La forme ronde est idéale. Dans les tailles à forte densité de soutènement, on utilise la forme elliptique pour gagner de la place. Pour les murs tendres, la forme concave de la surface d'appui de l'étançon lui donne une meilleure stabilité. Les bords pénètrent d'abord dans le mur et l'étançon s'enfonce plus verticalement.

M. STASSEN. — En faisant des essais avec des surfaces concaves, nous avons constaté un fluage de la roche dans la calotte. Dans le cas de mur tendre la boule de roche comprimée dans la calotte était devenue plus dure que la 1oche originelle du mur.

M. DUPONT. — Une mesure varie extrêmement d'un endroit à un autre, les murs diffèrent d'un massif à l'autre à même profondeur. Il semble qu'il y ait une modification pétrographique.

Il y aurait intérêt à faire des essais sur le mur d'une même couche à des profondeurs différentes.

M. STASSEN. — Ces essais figurent en première place dans le programme de mesures que s'est fixé Inichar.

M. BIHL. — Le mur a été considéré dans toutes ces mesures comme un élément isolé. Il semble pourtant que mur, toit et charbon font un ensemble dont il ne faudrait pas dissocier les éléments. A-t-on étudié l'enfoncement de l'étançon à qualité égale de toit et de charbon ? De même, dans l'étude des caractéristiques d'une roche, a-t-on tenu compte de sa réaction au choc explosif ? On constate une grande différence suivant que les galeries sont traitées au continuous miner ou à l'explosif. Il y a une différence dans l'état de fissuration des roches suivant le traitement qu'elles ont subi.

M. STASSEN. — L'étude des caractéristiques d'un mur a été faite en mesurant sa résistance au poinçonnage le long du front de taille. La pénétration dans le toit a été systématiquement évitée en appliquant sur la tête de la presse une large surface d'appui. L'abattage à l'explosif n'était réalisé que dans deux des chantiers où les essais de poinçonnage ont eu lieu.

M. CARTER. — Je remercie le Directeur de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière d'avoir fait parvenir à Sir Harold Roberts H.M., Inspecteur en Chef des Mines, une invitation à participer à la Journée de Charleroi consacrée aux problèmes du contrôle du toit.

Nous sommes d'accord sur les mots d'introduction à la Conférence « La qualité des roches conditionne le soutènement, mais, inversément, celui-ci influence la qualité du terrain ».

Nous avons toujours considéré la résistance du mur à la pénétration des étançons comme une chose de première importance. Dans le rapport annuel de l'Inspecteur en Chef pour 1950, il est signalé que dans plus de 25 % des cas (sur 400 essais effectués) une pénétration à au moins 5 cm de profondeur eut lieu avant d'avoir une résistance de 5 tonnes. En effet, dans plusieurs cas, la résistance était si faible qu'on pouvait déplacer les étançons en arrachant quelques pierres. Dans plusieurs cas, l'augmentation de la surface de contact entre l'étançon et le mur a apporté une amélioration. De plus, il n'est pas désirable d'utiliser des étançons très résistants sur des murs mous, car, à cause de la pénétration, leur résistance globale sera moindre que celle d'étançons coulissant sous une charge ne donnant pas lieu à pénétration.

Si la pénétration est inévitable, il peut être avantageux que le pied de l'étançon ait une surface concave dans le but d'assurer une pénétration normale et d'éviter un enfoncement oblique.

Il est cependant important de déterminer la résistance du mur quand la taille a suffisamment progressé plutôt qu'en période de démarrage.

Je suis heureux qu'on ait accordé maintenant de l'intérêt à la possibilité de pénétration des étançons dans les bancs tendres du toit.

M. JAHNS. — La résistance des épontes des couches et particulièrement la portance des murs est, dans la Ruhr également, l'objet d'amples recherches.

Pour le choix des méthodes de recherches, nous nous sommes inspirés des considérations suivantes :

1) lors des essais sur les matériaux, on doit s'efforcer d'imiter aussi fidèlement que possible les conditions de sollicitations qui se présentent dans l'utilisation pratique. Pour mesurer la résistance des bancs de roche en taille, il faut donc autant que possible charger ces bancs comme ils le sont par les pieds des étançons ou les plateaux d'appui;

2) quand un pied d'étançon a pénétré dans le mur, il apparaît souvent dans la roche voisine de l'endroit de rupture des fissures qui peuvent avoir 0,50 m de longueur. On doit donc admettre que toute la dalle de roche délimitée par ces fissures a contribué par sa résistance à s'opposer à la pénétration de l'étançon. En conséquence, l'essai doit être réalisé de façon à faire participer toute la dalle de roche, ce qui n'est en général possible que quand l'essai est exécuté au fond, en lieu et place;

3) la résistance de la roche à mesurer est sujette à des variations locales importantes.
En conséquence, il faut exécuter un grand nombre d'essais dans une taille, de telle façon que la moyenne des mesures isolées constitue une valeur suffisamment précise;

4) la résistance de la roche en place en taille diminue rapidement pendant les premières heures après sa découverte; elle peut parfois tomber à la moitié de la valeur initiale.
En conséquence, lors des essais, il faut connaître et indiquer le temps qui s'est écoulé entre le moment de la découverte et celui de l'essai.

Pour établir une moyenne, on ne peut prendre en considération que les mesures isolées qui ont été faites après un même temps de découverte.

Les conditions qui ressortent des points 2, 3 et 4 ne peuvent être remplies que lorsque l'essai est exécuté au fond et dans la taille.

Aussi longtemps qu'on ne connaît pas exactement l'influence sur les propriétés des roches de l'enlèvement de l'échantillon hors du massif de roche et celle du temps de découverte, les essais de laboratoire sur des échantillons de roches remontés au jour ne pourront pas remplacer les mesures au fond.

5) Les étançons, les cadres et certains éléments de soutènement peuvent, suivant leur mode de construction ou leurs conditions d'emploi, exercer sur les roches des efforts qui peuvent atteindre quelque 100 tonnes. En conséquence, l'appareillage d'essais doit être en état d'exercer et de maintenir des efforts de cet ordre de grandeur.

6) Dans la réalité (et lors des mesures on s'efforce de reproduire aussi exactement que possible les conditions de la réalité), la charge sur les étançons ne monte que très lentement. Par exemple, on constate souvent une augmentation de charge de 24 tonnes en 8 heures, ce qui représente 50 kg à la minute.

Comme on ne peut consacrer un temps aussi long aux essais, on a décidé, après quelques essais préliminaires, de faire monter la charge appliquée aux plateaux en moyenne de 4 t par minute. Les recherches effectuées jusqu'à présent, montrèrent, contrairement à notre attente, que cette augmentation du temps de mise en charge n'exerçait aucune influence apparente sur la résistance des roches. Il serait cependant souhaitable que cette observation soit confirmée par de nouvelles recherches.

7) Lorsqu'on se sert de l'appareillage capable d'exercer un effort de 120 tonnes, les essais sont longs et peu commodes. Puisque d'après le point 3, il faut effectuer dans chaque taille beaucoup de mesures, il serait nécessaire de concevoir un appareillage de mesures plus simple. Le moyen le plus pratique qui se présente consiste à réduire la dimension des plateaux d'essais et ainsi la valeur absolue de la charge.

8) Lors de l'emploi de plateaux plus petits, les conditions d'essais s'écartent des conditions de la pratique; il faut d'abord rechercher l'influence que la dimension des plateaux peut avoir sur les résultats des mesures de résistance.

Les essais réalisés dans ce but, avec des plateaux de 0.09 à 1000 cm², sont presque achevés.

La fig. 31 montre les résultats de quelques séries d'essais de ce genre qui ont été exécutés sur le mur de couches dans des tailles en activité. Sur l'axe des ordonnées, on a porté la charge de rupture spécifique en kg/cm²; sur l'axe des abscisses, le logarithme des surfaces des plateaux d'essais. Chaque cercle blanc sur la figure indique la moyenne arithmétique des résultats de plusieurs mesures (ordinairement 10 à 20).

Les points obtenus par des essais sur la même roche avec des plateaux de dimensions différentes ont été réunis par une courbe. Sur la courbe 1, on voit

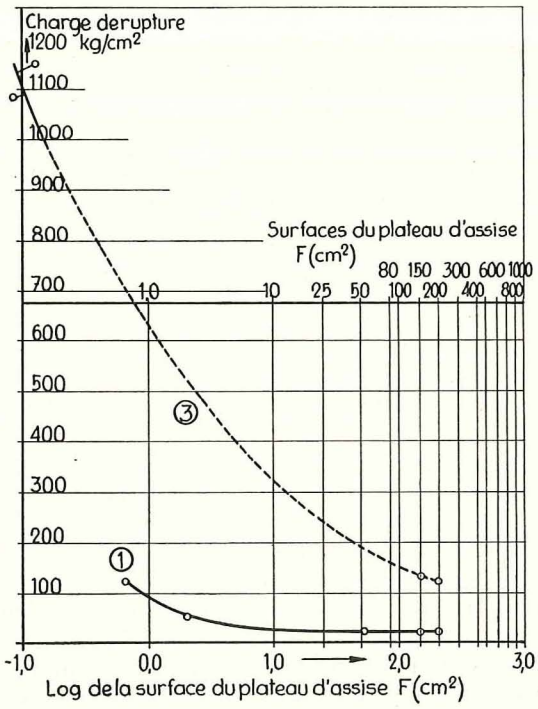


Fig. 31. — Charge de rupture (kg/cm²) de bancs de roche en place au fond en fonction de la grandeur F (cm²) de la surface chargée.

1) que la résistance spécifique de la roche est de 122 kg/cm² pour une surface de plateau de 0,64 cm²,
2) que la résistance descend jusqu'à 22 kg/cm² pour des plateaux de 200 cm². La résistance spécifique diminue quand la dimension du plateau augmente.

Sur la courbe 3 relative à une autre roche, on observe :

1) une résistance spécifique supérieure à 1000 kg/cm² pour des plateaux de 0,09 cm²,
2) une résistance de 122 kg/cm² seulement pour des plateaux de 200 cm².

La charge de rupture des roches dépend donc fortement des dimensions des plateaux.

Tous les essais effectués jusqu'à présent sont concordants et bientôt, il sera possible d'une façon générale, de déterminer, à partir de mesures effectuées avec des plateaux de petites dimensions, c'est-à-dire avec un appareillage peu encombrant et de faibles charges, la charge de rupture que l'on peut obtenir avec de grands plateaux.

Des exposés intéressants et riches en enseignements des différents orateurs, je puis admettre que vous travaillez depuis longtemps, probablement depuis plusieurs années, le problème de la mesure de la portance des roches. Lorsqu'il y a deux ans, j'ai voulu publier les premiers résultats de mes recherches dans ce domaine, j'appris que des recherches identiques avaient aussi été effectuées en Grande-Bretagne et en Hollande depuis plusieurs années déjà. Nous avons ainsi, au moins dans 3 ou 4 pays, indépendamment les uns des autres et sans le savoir, effectué inutilement en double ou en triple beaucoup de recherches et de mesures. C'est pourquoi, Monsieur le Dr. Venter, j'ai accepté très cordiale-

ment votre aimable invitation à participer à ces journées.

Qu'il me soit permis, avec mes remerciements pour les enseignements acquis au cours de cette journée, d'exprimer le vœu que des réunions de ce genre, sur des problèmes communs, aient lieu plus souvent et peut-être même annuellement. J'ai la conviction qu'une collaboration confiante serait fructueuse pour tous les participants.

M. HERMES. — Dès 1946, on fit aux Mines d'Etat des essais pour déterminer la force portante des plaques de base des étançons. Depuis 1948, la Station de recherches a exécuté, en collaboration avec les Mines d'Etat, plus de 2000 essais dans 60 tailles différentes.

L'appareillage utilisé à cet effet est simple. La charge est obtenue à l'aide d'un vérin hydraulique à la base duquel on dispose le plateau d'appui à essayer. Le vérin est calé au toit par des pièces intermédiaires et un plateau à joint sphérique. La surface du plateau d'appui au toit est choisie pour éviter sa pénétration dans le toit.

La pénétration dans le mur est mesurée au moyen d'une lunette (un théodolite par ex.) en visant un repère fixé près de la base du vérin. On peut mesurer la pénétration à une fraction de mm près.

Les essais ont été exécutés principalement avec des plaques de base rondes de différentes grandeurs. Les résultats des mesures ont été dépouillés par la Section Statistique des Mines d'Etat. Seuls les résultats obtenus avec les plaques rondes ont été soumis à ce dépouillement.

Les conclusions tirées de ces recherches sont les suivantes :

1) La force portante des plaques de base rondes est proportionnelle au carré du diamètre, donc à la surface.

   Ce point a été établi d'une manière irréfutable par voie statistique. Au début, cette conclusion a été controversée étant donné que dans le cas de matières granuleuses, telles que le sable, on constate que la force portante augmente proportionnellement à la 3e puissance du diamètre.

2) La dispersion des forces portantes trouvées dans une même taille avec une même plaque n'est pas symétrique. La dispersion ne devient symétrique que si on considère les logarithmes des forces portantes.

3) En augmentant le diamètre de la plaque de base, on observe généralement une décroissance de la variation de la force portante. Si les murs des tailles sont secs, la grandeur de cette variation semble à première vue uniquement fonction de la moyenne géométrique des forces portantes de la plaque utilisée dans une taille déterminée.

4) La dispersion étant connue, on peut tracer un nomogramme qui permet de déterminer la surface à adopter pour une plaque de base ronde pour éviter la pénétration des étançons dans le mur sauf un pourcentage donné (10 à 20 % par exemple).

   A cet effet, il suffit de connaître la résistance moyenne du mur à l'enfoncement et la moyenne des charges maximums portées par les étançons.

D'après les essais effectués, les murs des tailles ont été classés en différentes catégories d'après leur force portante.

En appelant k, la force portante du mur en kg/cm², on détermine le coefficient $\alpha = k/400$ (kg/cm²) qui caractérise le mur.

Pour k compris entre	α est compris entre	Etat du mur
0 - 40 kg/cm²	0 et 0,1	très mauvais
40 - 120 kg/cm²	0,1 - 0,3	mauvais
120 - 200 kg/cm²	0,3 - 0,5	moyen
200 - 320 kg/cm²	0,5 - 0,8	bon
> 320 kg/cm²	> 0,8	très bon

La plupart des murs des tailles investigués avaient des forces portantes comprises entre 40 et 200 kg/cm², c'est-à-dire un coefficient α compris entre 0,1 et 0,5 (mauvais à moyen).

Les essais ont aussi mis en évidence l'influence défavorable, sur la résistance d'un mur, de la présence d'une passée de veine dans le mur. La qualité du mur peut être influencée, même quand cette passée se trouve à 1 mètre sous le mur de la couche.

L'eau (eau d'injection ou d'arrosage utilisée dans la lutte contre les poussières) a aussi une influence très défavorable sur la force portante des murs et spécialement quand ceux-ci ont déjà une faible résistance à la pénétration (coefficient α petit).

Ceci est en relation avec la nature pétrologique du mur et dépend probablement de la nature plus ou moins schisteuse de la roche.

L'injection d'eau en veine en mouillant le mur peut faire tomber sa résistance à la moitié de celle du mur sec.

Les conclusions énoncées ci-dessus se rapportent uniquement à des plaques d'appui rondes. Actuellement, nous effectuons des recherches sur des plaques d'appui de différentes formes et sur la force portante des étançons Titan très largement employés dans les Mines d'Etat et qui ont une plaque de base d'une forme très spéciale.

Dès que les recherches seront terminées, nous avons l'intention d'en publier les résultats.

Journées techniques sur les applications du caoutchouc dans les mines de houille

organisées les 2 et 3 mai à Liège, durant la Foire Internationale

---

SAMENVATTING

Het Internationaal Rubberbureau is een uitbreiding van de Nederlandse Rubber Stichting, te Delft, tot de landen behorend tot de geographische zone waarin die stichting, ingevolge een akkoord tussen gelijkaardige internationale organismen, zijn taak van propaganda en voorlichting inzake het gebruik van natuurlijke rubber uitoefent. De belgische afdeling verzekert die taak in België, in Kongo en in het Groot-Hertogdom.

In het raam van zijn technische voorlichtingstaak heeft de belgische afdeling van het Internationaal Rubberbureau de technische studiedagen over de toepassingen van rubber in de steenkolenmijnen ingericht.

Het doel van deze studiedagen was hoofdzakelijk de fabrikanten en leveranciers van rubbermateriaal enerzijds en de ingenieurs en technici der mijnen anderzijds, bijeen te brengen om samen de toepassingsmogelijkheden van rubber in de mijnnijverheid te bestuderen. De transportbanden vormden er het voornaamste onderwerp van de mededelingen.

De volgende uitstekend gedocumenteerde uiteenzettingen werden voorgedragen door specialisten van verscheidene nationaliteiten :

— *Inleiding, met film over rubber, door C. Belderbos (België);*

— *De transportbanden in de belgische mijnen door P. Stassen (België);*

— *Het gebruik van rubber in de steenkolenmijnen, door F.C.M. Wijffels (Nederland);*

— *Vertikale transportbanden in rubber, door P. Wolff (Frankrijk);*

— *Brandvrije transportbanden, door A. Andrien (België);*

— *Moderne dynamische methoden voor de beproeving van brandvrije ondergrondse transportbanden door F. Bernhardt (Duitsland);*

— *Vervoer met transportbanden en extractie door middel van skips in een steenkolenmijn van 12.000 nettoton per dag. Kostprijs en onderhoud, door A. Roche (Frankrijk);*

— *Rubberdichtingen voor kokerleidingen, door P. Ledent (België);*

— *De behoeften aan rubber van de belgische mijnnijverheid, door P. Hansroul (België);*

— *Het technisch gespecifieerd natuurlijk rubber, door C. Belderbos (België).*

De deelnemers aan de studiedagen bezochten de bovengrondse transportbandinstallaties tussen de bedrijfszetels van de kolenmijnen Gosson-Kessalles; zij werden er rondgeleid door de Heer R. Dessard, Beheerder-Zaakvoerder van de vennootschap, die tevens een uiteenzetting gaf over het uitbreidingsontwerp van de installatie. Deze bestaat op het huidig ogenblik uit een band met twee draagriemen voor het ge-

lijktijdig vervoer van ruwe kool en wasserijstenen over een totale afstand van 925 m. De rubberband werd geleverd door de belgische nijverheid en geeft volledige voldoening. De Heer Dessard deed opmerken dat de inbedrijfstelling van de transportbandinstallatie niet alleen economische voordelen, (vermindering van personeel en van de wagenkosten, regelmatigheid van vervoer en extractie) maar ook niet te verwaarlozen sociale voordelen voor het personeel opleverde (lichter werk, minder gevaar, mogelijkheid werklieden met gedeeltelijke arbeidsongeschiktheid te werk te stellen).

Het doel beoogd door de inrichters van de studiedagen over de toepassingen van rubber in de steenkolenmijnen, werd ten volle bereikt. Het lijdt geen twijfel dat de contacten die tussen fabrikanten en leveranciers van rubberproducten enerzijds en de ontginners anderzijds gelegd werden, zeer vruchtbaar zijn geweest. De talrijke vragen die aan de voordrachtgevers gesteld werden en de levendige besprekingen die na de meeste lezingen plaats vonden bewijzen het ten overvloede.

INTRODUCTION

L'Office International du Caoutchouc est le prolongement de l'Institut Rubber Stichting de Delft, Pays-Bas, dans les pays appartenant à la zone géographique dans laquelle cet Institut, à la suite d'un accord entre les organismes internationaux similaires, exerce son activité de propagande et d'information relative à l'emploi du caoutchouc naturel. La Section Belge assume cette tâche en Belgique, au Congo et au Grand-Duché.

C'est dans le cadre de ses activités d'information technique que la Section Belge de l'Office International du Caoutchouc a organisé les Journées techniques sur les applications du caoutchouc dans les mines de houille.

Le but des Journées était de réunir fabricants et fournisseurs de matériel en caoutchouc d'une part, ingénieurs et techniciens des mines d'autre part, pour étudier ensemble les possibilités d'application du caoutchouc dans l'industrie minière. La courroie transporteuse était le sujet principal des communications.

Des exposés très documentés furent présentés par MM. C. Belderbos, Directeur de la Section Belge de l'Office International du Caoutchouc, P. Stassen, Ingénieur en Chef à l'Institut National de l'Industrie Charbonnière, F.C.M. Wijffels, Ingénieur en Chef aux Mines d'Etat néerlandaises, Chef du Service de Recherche et de Documentation minières, P. Wolff, Chef des Services d'Etudes des Etablissements Hutchinson, Paris, A. Andrien, Ingénieur en Chef aux Usines Englebert et Cie, Liège, F. Bernhardt, Ingénieur à la Phœnix-Gummiwerke A.G. Hambourg, A. Roche, Ingénieur Divisionnaire, Chef des Services Généraux du siège de Merlebach (Charbonnages de France), P. Ledent, Ingénieur Principal à l'Institut National de l'Industrie Charbonnière, et P. Hansroul, Ingénieur Principal du Fond à la S.A. des Charbonnages de Beeringen

Les participants aux Journées ont visité les installations de surface de transport par courroies entre sièges de la S.A. des Charbonnages de Gosson-Kessales. Ils ont été guidés par M. R. Dessard, Administrateur-Gérant de la Société, qui leur a également fait un exposé sur les projets d'extension de cette installation. L'installation actuelle comprend notamment un convoyeur à deux brins porteurs pour le transport simultané de charbon brut et des schistes de lavoir sur une distance totale de 925 m. La bande en caoutchouc fournie par l'industrie belge donne complète satisfaction. M. Dessard a fait remarquer que la mise en exploitation de l'installation de transport par courroies n'a pas uniquement des avantages économiques (diminution de main-d'œuvre et de frais de garage de wagonnets, régularité d'extraction et de déblocage, etc.) mais qu'elle a eu également une répercussion sociale non négligeable pour le personnel (travail moins lourd et moins dangereux, possibilité de mettre au travail des ouvriers invalides).

Le but que les organisateurs des Journées sur les applications du caoutchouc dans les mines de houille s'étaient proposé a été entièrement atteint. Il n'y a pas de doute que les contacts entre fabricants ou fournisseurs et utilisateurs du matériel en caoutchouc ont été des plus fructueux. Les questions posées aux conférenciers et les discussions très animées qui ont eu lieu après la plupart des communications en ont été la meilleure preuve.

La présente livraison contient les exposés de MM. Stassen, Ledent et Bernhardt.

Les autres communications seront publiées ultérieurement.

* * *

Les convoyeurs à courroie dans les mines belges

par P. STASSEN,

Ingénieur en Chef à l'Institut National de l'Industrie Charbonnière.

SAMENVATTING

De transportbanden worden in de mijnen hoofdzakelijk gebruikt voor het ondergronds vervoer in de ontginningsgalerijen en in de pijlers en voor het bovengronds vervoer in de wasserijen en zeverijen, het vervoer tussen schachten en wasserijen en voor het vervvoer der stenen op de storten.

Bijgaande tabellen en diagramma's geven de ontwikkeling weer van het gebruik van transportbanden voor het ondergronds vervoer vanaf 1938 tot 1954.

In de galerijen heeft dit transportmiddel een aanzienlijke uitbreiding gekend in de naoorlogse jaren. De lengte der bandgalerijen is gestegen van 36 km in 1945 tot 130 km in 1953.

In de pijlers is de ontwikkeling langzamer gegaan. Men stelt eerst een achteruitgang vast tussen 1945 en 1947 en vervolgens een regelmatige verhoging tot 1954, vooral te wijten aan de invoering van de onderband. Dit stelsel is voortgesproten uit de toepassing van het mechanisch laden in de pijler, dat een zo laag mogelijk geplaatste draagband vergt. De lengte der pijlerbanden is gestegen van 1,3 km in 1947 tot 12 km in 1954.

Op de bovengrond neemt men een uitbreiding waar van het gebruik van zware transportbandinstallaties voor het vervoer der producten van de schachten naar de centrale zeverijen en wasserijen en voor het storten der afvalproducten.

De belgische afname van transportbanden voor de mijnen bedraagt meer dan 120 miljoen francs per jaar. Dit cijfer toont het belang aan voor de fabrikanten om deze markt te behouden en voor de ontginners om een kwaliteitsproduct te eisen.

De levensduur van een band hangt niet alleen af van zijn hoedanigheden maar ook van de aard van de vervoerde producten, van de staat, het toezicht en het onderhoud van de installaties. Men moet daarom :

1) de boorden van de banden versterken en zoveel mogelijk vermijden ze te beschadigen.
2) de banden zoveel mogelijk beschermen aan de valpunten.
3) de werkmethoden toepassen die de banden zoveel mogelijk sparen.
4) de receptieproeven van de transportbanden normaliseren en eisen dat zij aan de gestelde normen voldoen.

Volgens het verloop der diagramma's, zou men de toekomst met vertrouwen tegemoet mogen zien en een voortdurende uitbreiding van dit vervoermiddel in de toekomende jaren mogen verwachten.

De pijlerbanden, die slechts 14,5 % van de actieve fronten innemen, schijnen nog uitbreidingsmogelijkheden te hebben. Voor de ontginningsgalerijen kan men echter niet zo affirmatief zijn.

De ernstige branden veroorzaakt door transportbanden in België en in de naburige landen, hebben de ontginners ertoe gebracht dit brandrisico te vermijden. Daartoe neemt men meer en meer zijn toevlucht tot het gebruik van :

1) moeilijk ontvlambare banden, samengesteld uit een mengsel van neopreen en natuurlijk rubber;
2) onontvlambare banden, volledig samengesteld uit neopreen of polyvinylchloride (P.V.C.);
3) volledig metalen vervoerinstallaties;
4) gemengde vervoerinstallaties (rubber en staal) waarbij de aandrijving niet rechtstreeks op de band wordt uitgeoefend.

In de gemengde installaties blijft het dragend element meestal samengesteld uit rubber, maar de tractie wordt uitgeoefend door middel van kabels of kettingen.

Voorbeelden : Hörstermann-band - Gefronste band van Stübbe - Bandwagentrein van Hemscheidt - Engelse band met kabelaandrijving - Duitse Clouth-band.

Besluit : *De transportbanden hebben een belangrijke plaats ingenomen als vervoermiddel in de ondergrondse werken, maar om deze te behouden is het noodzakelijk te komen tot de fabricatie van goedkope brandvrije banden met dezelfde mechanische hoedanigheden als de bestaande gewone banden.*

Les convoyeurs à courroie ont été introduits dans les travaux souterrains des mines belges vers 1930. Depuis cette époque, ils ont trouvé de très nombreuses applications, tant dans les travaux souterrains que dans les installations de surface.

On les utilise principalement :

Au fond :

1) pour le transport dans les voies de chantiers ;
2) pour le transport dans les tailles.

En surface :

1) dans les installations de triage-lavoir;
2) pour relier les puits d'extraction au triage-lavoir;
3) pour les mises à terril.

I. — LES CONVOYEURS A COURROIE EN GALERIES

Au fond, les convoyeurs à courroie sont principalement utilisés pour le transport du charbon et des pierres dans les voies de chantiers : ce sont en général des installations semi-fixes qui se développent avec la progression des tailles et qui sont démontées quand le chantier a atteint la limite du panneau à exploiter, c'est-à-dire après 8 mois, 1 an ou deux ans maximum (fig. 1).

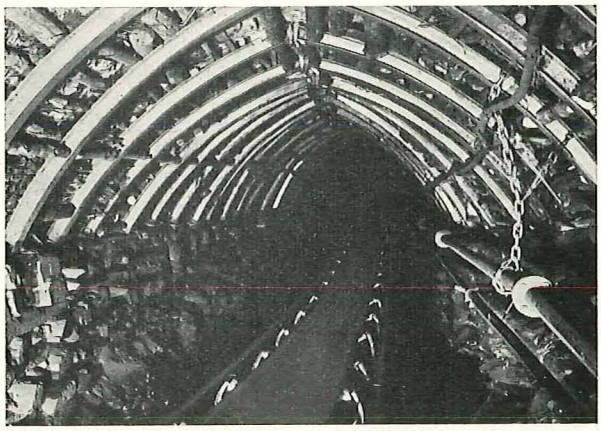


Fig. 1. — Convoyeur à courroie dans une voie de chantier.

On rencontre quelques convoyeurs collecteurs centraux qui servent à l'exploitation de plusieurs chantiers et dont la fixité est un peu plus longue, mais dans l'ensemble il n'existe pas de transport généralisé par courroies jusqu'au puits comme on en trouve couramment dans plusieurs mines en Grande-Bretagne et aux Etats-Unis. En Europe continentale, l'installation de Merlebach en Lorraine est un modèle du genre et fait l'objet de l'exposé de M. Roche (1).

(1) L'exposé de M. Roche intitulé « Déblocage par convoyeurs et extraction par skips dans un siège produisant 12.000 tonnes nettes par jour » paraîtra dans une prochaine livraison des *Annales des Mines de Belgique.*

Le tableau I et la figure 2 montrent l'évolution de l'emploi des convoyeurs à courroie comme engins de transport en voies de chantiers dans les mines belges depuis 1940 jusqu'à 1953.

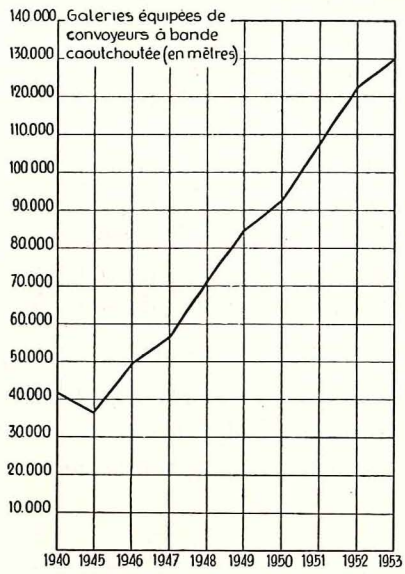


Fig. 2. — Evolution du transport par courroies dans les voies de chantiers.

Il n'existe malheureusement pas de statistiques antérieures à 1940, et à ce moment, il y avait déjà plus de 41 km de galeries équipées de courroie.

En 1940, ces convoyeurs se répartissent pour
63 % dans le bassin de la Campine,
17 % dans le bassin de Liège
et respectivement 10 % dans les bassins de Charleroi et du Borinage.

Dans le bassin du Centre, il n'y avait à cette époque aucun transporteur à courroie en service dans les voies de chantiers.

En 1945, on observe dans l'ensemble un faible recul par rapport à 1940, par suite de la pénurie de bandes caoutchoutées pendant les années de guerre.

TABLEAU I.

Galeries équipées de convoyeurs à bande caoutchoutée.

Années	Longueur en mètres
1940	41.510
1945	36.360
1946	49.307
1947	56.360
1948	71.050
1949	84.790
1950	92.450
1951	107.430
1952	122.500
1953	130.090

En 1953, la longueur de galeries équipées de convoyeurs à courroie a plus que triplé. On atteint le chiffre record de 130.000 mètres. Nous verrons dans la suite de l'exposé pourquoi ce chiffre pourrait en effet constituer un record.

Le tableau II donne la répartition des convoyeurs à courroie entre les différents bassins houillers belges, pour les années 1940 et 1953.

On constate une tendance des bassins du sud, et spécialement des trois bassins du Hainaut, à combler leur retard, avec cependant encore une très confortable avance du bassin de la Campine qui compte 50 % du total des convoyeurs en service pour 32 % de la production nationale.

TABLEAU II.

Bassins houillers	1940	1953	Augmentation de la longueur en service nombre de fois +
Campine	63 %	50 %	2 1/2
Liège	17 %	13 %	2 1/2
Charleroi	10 %	16 %	5 1/2
Borinage	10 %	15 %	4 1/2
Centre	—	6 %	—
TOTAL	41 km	130 km	3 1/4

Les courroies généralement employées ont une largeur de 660 mm ou de 880 mm. Des bandes de un mètre de largeur ne sont qu'exceptionnellement utilisées en Belgique dans les travaux du fond.

II. — LES CONVOYEURS A COURROIE EN TAILLE

Le convoyeur à courroie est aussi utilisé pour le transport en taille. Il s'agit, dans ce cas, d'installations essentiellement mobiles qui sont journellement déplacées et qui, de ce fait, sont soumises à des sollicitations beaucoup plus sévères.

Au début, les convoyeurs de taille ne différaient des convoyeurs de voie que par la légèreté et la facilité de montage des infrastructures. Les installations étaient en général surbaissées pour faciliter le pelletage. Actuellement, on emploie de plus en plus le convoyeur à courroie à brin inférieur porteur. Le brin de courroie qui sert au transport des produits glisse sur le mur de la couche tandis que le brin de retour passe près du toit de la veine et est simplement supporté de distance en distance par des barres fixes (fig. 3 et 4).

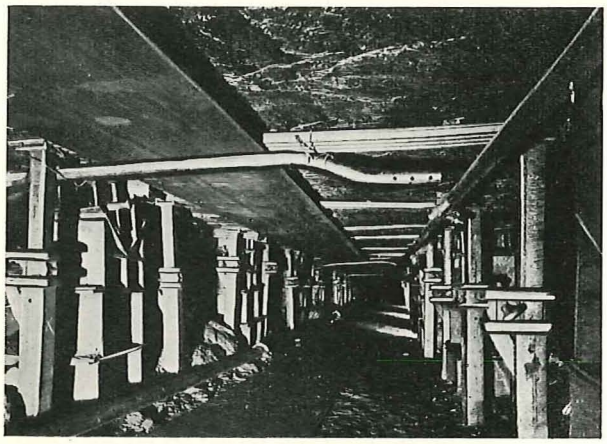


Fig. 3. — Taille équipée d'une courroie à brin inférieur porteur.

Fig. 4. — Transport du charbon en taille par convoyeur à courroie à brin inférieur porteur.

Ce système de convoyeur est né de l'application du chargement mécanique en taille, qui exige l'abaissement maximum du brin porteur. Le matériel mis en œuvre est extrêmement simple; le déplacement de l'installation est exécuté facilement et rapidement avec un personnel très réduit, ce qui a conduit à une extension de l'emploi de ce type de convoyeur même dans des tailles non mécanisées.

La courroie à brin inférieur porteur donne lieu à des frais de premier établissement moins élevés que

le convoyeur blindé à raclettes, et il nécessite moins de puissance pour transporter un tonnage équivalent.

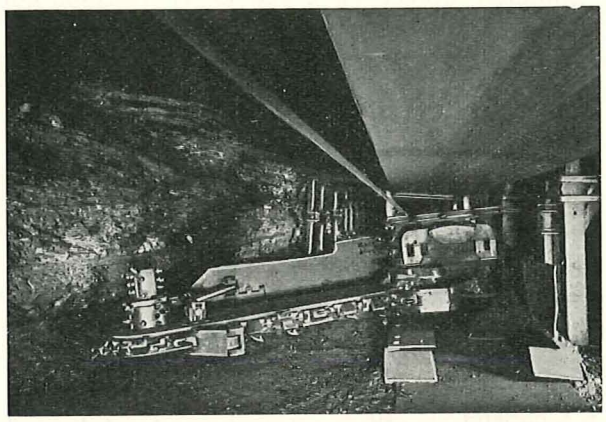


Fig. 5. — Haveuse sur convoyeur à courroie à brin inférieur porteur. Lors de la course de retour, la chaîne de havage est équipée de palettes de chargement.

des tailles dans les mines belges depuis 1938 jusqu'à 1954.

TABLEAU III.

Fronts de taille équipés de convoyeurs à bande caoutchoutée.

Année	Longueur en mètres
1938	2.820
1945	2.440
1946	2.070
1947	1.300
1948	3.300
1949	4.520
1950	6.370
1951	8.060
1952	7.810
1953	9.900
1954	+ de 12.000

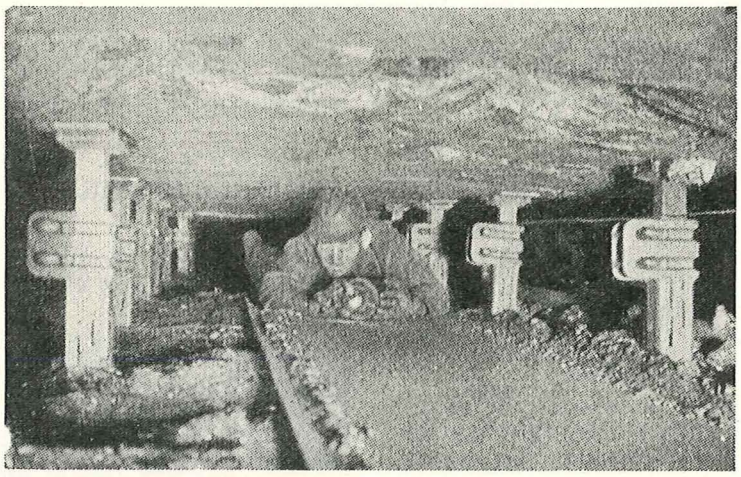


Fig. 6. — Taille équipée d'un convoyeur à courroie va et vient (Couche Mausegatt à la mine Diergardt Mevissen Ruhr).

Antérieurement, ce convoyeur n'était pas employé dans les tailles à front dégagé. Actuellement, on a trouvé le moyen de faire circuler les haveuses sur une bande à brin inférieur porteur comme sur un convoyeur blindé (fig. 5).

Ce type de convoyeur est particulièrement bien adapté aux couches de faible ouverture des bassins du Sud de la Belgique où il connait d'ailleurs un champ d'application de plus en plus étendu.

Pour les couches de très faible ouverture, on commence à employer, dans la Ruhr surtout, un convoyeur à courroie va et vient à brin unique. Le brin de retour est constitué par un câble qui passe dans l'allée voisine. Ce type de convoyeur assure un déblocage discontinu du chantier mais s'accomode bien des très petites ouvertures de couches et évacue aisément la production de ces tailles (fig. 6).

Le tableau III et la fig. 7 montrent l'évolution de l'emploi des convoyeurs à courroie pour le déblocage

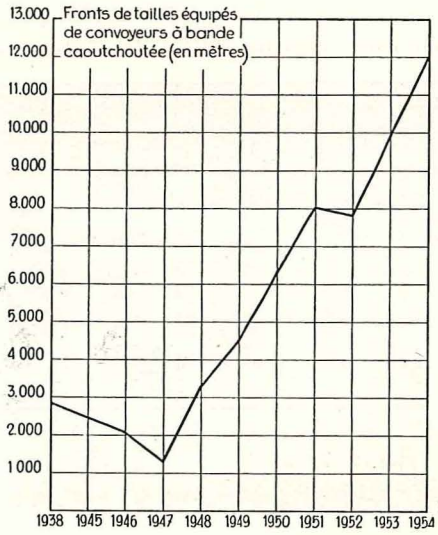


Fig. 7. — Evolution du transport par courroies en tailles.

En 1938, il y a près de 3.000 mètres de front de taille équipés de convoyeurs à courroie, mais en 1947, il n'y en a plus que 1.300 m. Comme pour le convoyeur de voie, cette régression est due à la difficulté de s'approvisionner en bandes caoutchoutées pendant les années de guerre et d'après-guerre.

Jusqu'en 1947, il s'agit uniquement de convoyeur à brin supérieur porteur mais à partir de 1948, on voit s'introduire le convoyeur à brin inférieur porteur dont il vient d'être question.

En 1953, on compte près de 10.000 mètres de front de taille équipés de convoyeurs à courroie et en 1954, plus de 12.000 m, ce qui, pour l'ensemble de la Belgique, représente 14,5 % des fronts de taille équipés d'un engin mécanique de déblocage.

Il semble donc y avoir encore des possibilités d'extension de ce mode de transport, et tout spécialement du brin inférieur porteur.

Le convoyeur à brin inférieur porteur s'est fortement développé d'abord dans le Bassin de Campine, puis lans le Bassin de Liège.

Pour la Campine qui comporte un gisement en plateure, on compte 27 % des fronts de taille équipés de convoyeurs à courroie, dont
17 % de brin inférieur porteur et
10 % de brin supérieur porteur.

En examinent la fig. 8, on est frappé par le développement rapide qu'a pris le convoyeur blindé de 1950 à 1954.

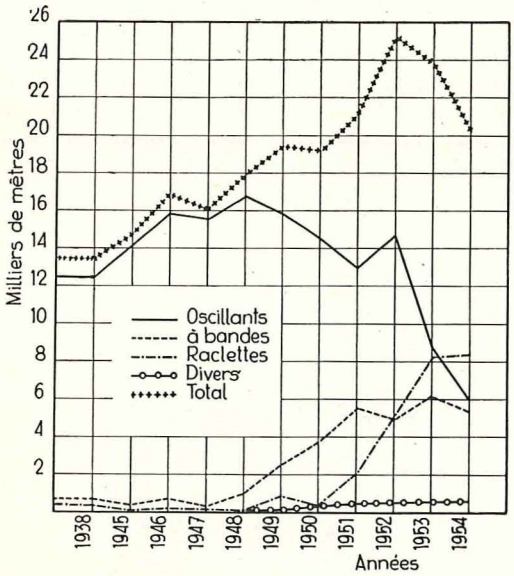


Fig. 8. — Evolution des différents moyens de transport en tailles dans le bassin de Campine.

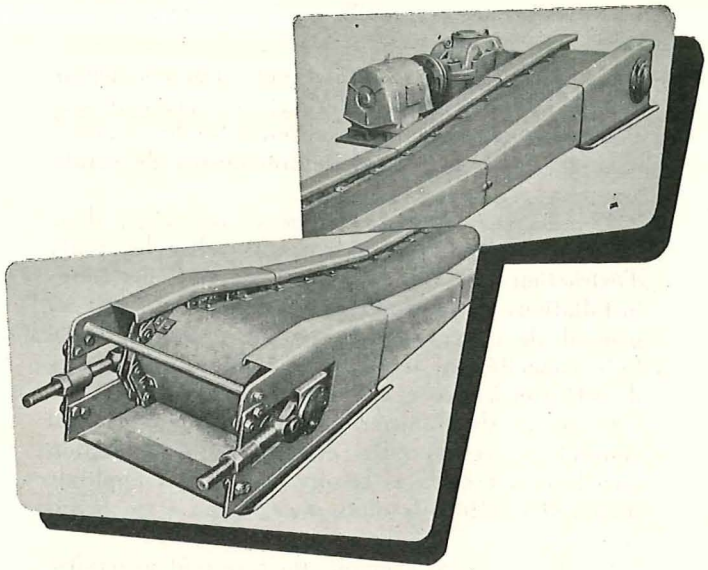


Fig. 9. Convoyeur à courroie blindé ripable Halbach Braun.

Cependant le convoyeur blindé à raclettes est un gros consommateur d'énergie par suite des frottements multiples. Ces frottements donnent aussi lieu à une usure souvent rapide des bacs et des chaînes.

Les constructeurs se sont efforcés d'imaginer de nouveaux transporteurs, capables de rendre les mêmes services que les convoyeurs blindés (c'est-à-dire ripables, capables de supporter ou de guider les engins d'abattage et ne s'encrassant pas) mais consommant moins d'énergie et donnant lieu à une usure moins rapide des pièces. Le fond des nouveaux types de convoyeur est mobile et le frottement est remplacé par le roulement. La consommation d'énergie est réduite de 50 %.

On peut en conclure l'intérêt que ces convoyeurs présentent pour les gisements à grande profondeur car l'élévation de température de l'air de ventilation, due à la chaleur dégagée par les moteurs électriques et par les frottements multiples, peut atteindre 4 à 5° pour une taille de 200 m.

On a donc grand intérêt à réduire ces frottements parasites et la puissance installée dans un quartier.

La firme Halbach Braun présentait à l'exposition d'Essen de 1954, un convoyeur à courroie blindé et ripable. La bande est fixée latéralement à deux chaînes Galles par des petits bouts de cornières (fig. 9).

L'effort de traction est transmis par les chaînes, la courroie ne sert que de support aux produits. L'installation peut supporter une machine d'abattage. Elle est ripable et admet un angle de 2° par élément. Il s'agissait ici d'un prototype. L'engin doit encore subir la sanction de la pratique.

III. — LES CONVOYEURS A COURROIE EN SURFACE

Les convoyeurs à courroie sont employés depuis longtemps dans les installations de traitement des charbons comme engins de liaison entre divers appareils. Il s'agit en général de convoyeurs de courte longueur.

Depuis ces dernières années, on vise, dans certaines réalisations modernes, à relier les puits d'extraction aux triages-lavoirs par des puissantes installations de transporteurs à courroie. Il s'agit en général de convoyeurs de grande longueur et de forte capacité, sur lesquels on emploie des bandes de 800 mm à 1,20 m de largeur, et plus encore.

Ce mode de transport est devenu d'application courante entre les puits équipés d'une extraction par skips et les triages-lavoirs. Il est aussi appliqué pour relier différents puits d'extraction à un lavoir central.

C'est le cas, par exemple, du transport généralisé par bandes caoutchoutées réalisé à la surface à la S.A. des Charbonnages Gosson-Kessales (1). Une application analogue a aussi été réalisée pour relier les différents sièges d'extraction des Charbonnages de Ressaix au lavoir central. D'autres applications sont en projet ou en cours de réalisation.

Les convoyeurs à courroie sont aussi utilisés dans les installations de mises à terril. A Houthalen, depuis 1940, la liaison entre le silo d'emmagasinage des pierres de toute provenance et le skip de mise à terril est assurée par un transporteur à courroie de 425 mètres de longueur, établi dans un tunnel. La bande a 900 mm de largeur. D'autres sièges envisagent de réaliser complètement la mise à terril par bandes transporteuses.

* * *

IMPORTANCE DU MARCHE BELGE

Dans l'ensemble de la consommation de caoutchouc d'un pays, les bandes transporteuses n'interviennent que pour 3 à 5 %, mais pour les fabricants de courroie, l'industrie minière est le plus gros consommateur. Cette industrie absorbe plus de 70 à 75 % de la production totale des bandes caoutchoutées.

En admettant une durée de vie de deux ans pour les courroies utilisées en galeries et de 6 mois pour celles utilisées en taille, on trouve que l'industrie minière belge consomme annuellement :

$$130.000 \text{ m en galeries } \left(\frac{130.000 \times 2}{2} \right)$$

50.000 m en tailles (12.000 × 2 × 2 = 48.000)
20.000 m dans les installations de surface
50.000 m pour installations nouvelles
soit au total : 250.00 mètres de bande.

(1) La visite des installations de transport en surface à la Société Anonyme des Charbonnages Gosson Kessales a eu lieu au cours des journées techniques sur les applications du caoutchouc dans les mines de houille.

En admettant qu'un mètre courant de bande ordinaire à 5 plis et de 660 mm de largeur coûte 600 francs, on arrive à un marché annuel de 600 F × 250.000 = *150 millions de francs.*

Ces chiffres montrent l'intérêt pour le fabricant de conserver ce marché et pour l'exploitant d'exiger un produit de qualité aussi résistant que possible. De leur côté, les exploitants ont intérêt à tout mettre en œuvre pour améliorer le fonctionnement de leurs installations et préserver les courroies de toute dégradation.

La vie d'une courroie ne dépend pas uniquement de sa qualité mais aussi des produits à transporter, de l'état, de la surveillance et de l'entretien des installations et du temps de travail journalier de la bande.

A cet effet, il faut :

1) Assurer la protection des bords des courroies.

Dans les installations du fond, la plupart des courroies périssent par les bords, soit par frottement, soit par arrachement de bandes de 2 à 10 cm de largeur.

Certaines firmes fabriquent actuellement des courroies à bords renforcés qui constituent un progrès sérieux dans ce sens.

Dans les installations du fond, il faut adopter des infrastructures dépourvues d'arêtes coupantes et avoir des installations rectilignes. Il faut soigner tout spécialement les entrées des têtes motrices et des stations de retour. Il faut réduire le nombre de liaisons à agrafes et préférer l'assemblage par vulcanisation. Les liaisons à agrafes constituent des points faibles, tant au point de vue résistance à la traction de la bande (celle-ci est réduite de 50 % à cet endroit) qu'au point de vue arrachement des bords.

2) Creuser des galeries rectilignes de section suffisante et entretenir convenablement les installations.

3) Assurer la protection de la courroie, tout spécialement aux points de chute. Les pierres et les gros morceaux de charbon dur provoquent en tombant des coupures dans la bande. Il faut donc éviter les chutes brusques et conduire les produits dans des trémies appropriées pour les amener sur le transporteur dans le sens de marche de la bande.

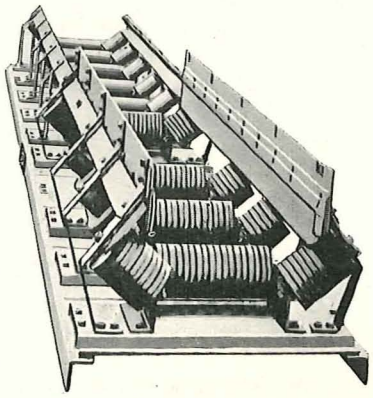


Fig. 10. — Batteries de rouleaux amortisseurs antichocs.

Pour encore amortir les chocs, on utilise à ces endroits spéciaux des rouleaux amortisseurs revêtus de caoutchouc ou de linatex (fig. 10).

Il faut adopter des batteries de rouleaux en auge qui portent sur toute la largeur de la bande et évitent de donner lieu à des coupures longitudinales (fig. 11).

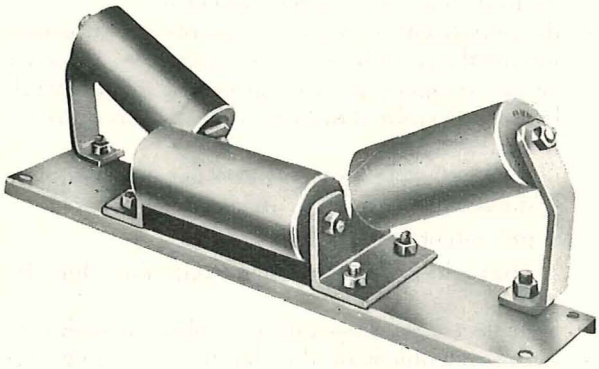


Fig. 11. — Batterie de rouleaux en auge avec rouleau central décalé.

Les batteries de rouleaux doivent être suffisamment rapprochées pour éviter la flexion de la bande entre deux batteries. Une trop grande distance entre batteries provoque des chutes de produits le long du transporteur et donne lieu à une augmentation de la consommation d'énergie. Il faut relever la charge à chaque batterie, ce qui consomme de l'énergie en pure perte.

4) Adopter des méthodes de travail qui diminuent les risques de détérioration de la bande.

Le tir des bosseyements des voies et le chargement direct des produits sur la bande au pied de taille sont deux causes qui donnent lieu à de fréquentes détérioration des bandes.

En disposant au pied de taille un petit convoyeur régulateur à raclettes, très robuste, on supprime ces deux causes.

De plus, l'allongement du convoyeur à courroie n'a lieu qu'une fois par semaine et peut être assuré par un personnel spécialisé. On diminue ainsi les risques de malfaçons et on supprime l'emploi des courts morceaux de bande nécessaires à un allongement journalier.

5) Normaliser les essais de réception des bandes et exiger que les bandes répondent aux normes fixées.

Certains charbonnages effectuent régulièrement des essais de traction, de flexion et d'arrachement sur les toiles et sur le revêtement. Dans la Ruhr, les normes admises pour ces essais sont les suivantes :

Revêtement :

Résistance à la traction :	200 kg/cm².
Allongement de rupture :	400 %.

Toile :

Résistance à la traction en kg/cm et par pli :	60 kg.
Allongement de rupture :	12 ± 4 %.
on tend à le porter à :	15 ± 3 %.

Toile et revêtement :

Charge d'arrachement entre gomme et tissu en kg pour 2 cm de largeur :	7 kg.
Charge d'arrachement entre 2 plis de tissu en kg pour 2 cm de largeur :	8 kg.

Les normes fixées sont en général dépassées par la plupart des fabricants. Cependant, tous les essais prescrits par les normes sont des essais statiques. Au démarrage, les courroies sont soumises à des efforts dynamiques importants, surtout dans les grandes installations qui existent actuellement.

On se propose de compléter les essais statiques par des essais dynamiques qui doivent permettre de déceler certains défauts provoquant la déchirure des toiles. M. Bernhardt développe ce sujet dans son exposé (1).

AVENIR DES CONVOYEURS A BANDE CAOUTCHOUTEE

Les deux diagrammes (fig. 2 et 7) relatifs à l'évolution de l'emploi des convoyeurs à courroie dans les mines belges montrent une progression régulière croissante de ce mode de transport et tout spécialement au cours des années d'après-guerre.

Les convoyeurs de taille équipant seulement 14,5 % des fronts actifs, ont encore, semble-t-il, de belles possibilités d'extension.

Les convoyeurs de voie ont-ils atteint un palier ou même un sommet avec les 130 km de galeries équipées en 1953 ? Pourquoi peut-on craindre une réduction des transports par bandes caoutchoutées et quels sont ses concurrents les plus redoutables ?

On reproche aux convoyeurs à bande d'avoir été la cause d'un nombre élevé d'incendies graves ayant occasionné la perte de nombreuses vies humaines et l'abandon d'un matériel coûteux et de réserves de charbon importantes.

Les statistiques des incendies souterrains établies dans les pays voisins font ressortir l'importance du risque introduit dans les mines par les convoyeurs à bande caoutchoutée.

En Grande-Bretagne, on compte, en 11 ans, cent incendies dus à ces convoyeurs avec une augmentation de la fréquence au cours des dernières années. L'un de ces incendies a occasionné la mort de plus de 80 personnes.

Dans la Ruhr, sur 79 incendies survenus en 1947 et 1953, on en compte 23 (soit 30 %) dus à des incendies de courroies.

En Belgique, on a dépassé la dizaine au cours des cinq dernières années.

La courroie en brûlant dégage une quantité abondante d'oxyde de carbone, ce qui rend très rapidement l'atmosphère toxique sur toute la longueur du retour d'air du chantier et élimine en quelque sorte toute possibilité de fuite du personnel.

(1) F. BERNHARDT : « Testung der technologischen Eigenschaften von Untertageförderbändern flammwidriger Ausführung unter besonderer Berücksichtigung moderner dynamischer Messmethoden ». — Même livraison des *Annales des Mines de Belgique.*

C'est pourquoi, plusieurs mines allemandes ont doté leur personnel de masque portatif de protection contre l'oxyde de carbone.

Cependant, depuis les grandes catastrophes qui ont eu lieu ces dernières années, on cherche, principalement en Grande-Bretagne et en Allemagne, à réduire ou à supprimer cette cause d'incendie.

On utilise à cet effet de plus en plus :

1) soit des courroies difficilement inflammables constituées d'un mélange de caoutchouc naturel et de néoprène;
2) soit des courroies totalement ininflammables fabriquées principalement en néoprène ou en polychlorure de vinyle ;
3) soit des convoyeurs entièrement métalliques ;
4) soit des convoyeurs mixtes (caoutchouc, acier) où l'effort de traction n'est plus transmis directement à la bande.

En ce qui concerne les bandes ininflammables, les premières fabrications étaient loin de présenter les qualités de résistance, de souplesse, d'élasticité des bandes ordinaires. Les courroies se polissaient à l'usage et devenaient glissantes ; elles se raidissaient aussi en vieillissant.

Actuellement, les bandes ignifuges semblent avoir une composition stable qui donne satisfaction tant au point de vue résistance au feu que résistance mécanique.

Déjà en 1953, les bandes difficilement inflammables et ininflammables constituaient 40 % du contingent total fourni à l'industrie minière allemande. Ces bandes coûtent environ 20 % plus cher que les bandes ordinaires.

Les essais de courroie ininflammable dans les travaux souterrains viennent de débuter en Belgique.

Le deuxième concurrent redoutable de la bande caoutchoutée est le convoyeur métallique. A la Foire d'Essen de septembre 1954, on assistait à une véritable éclosion massive de convoyeurs de ce genre. Plus de dix constructeurs présentaient des convoyeurs métalliques à écailles pour galeries rectilignes ou curvilignes (fig. 12).

Fig. 12. — Convoyeur métallique à écailles dans une voie de chantier.

Ces convoyeurs offrent les avantages suivants :

— ils sont incombustibles ;
— ils ne donnent lieu à aucune chute de charbon le long du convoyeur, ni de gros, ni de fines (par les joints à agrafes);
— ils consomment moins d'énergie pour un service égal et nécessitent peu d'entretien ;
— ils donnent la possibilité d'établir un transport continu dans des galeries sinueuses ;
— ils permettent d'éviter les points de transfert intermédiaires. On peut sans difficultés desservir de très longues galeries avec une seule installation ; il suffit d'installer des stations motrices intermédiaires ;
— ils permettent le transport aisé des marchandises pondéreuses dans les deux sens.

Ils présentent certains inconvénients :

— les frais de premier établissement sont plus élevés ;
— le matériel est plus lourd et plus encombrant;
— au désameublement du chantier, la reprise est plus lente et demande plus de personnel.

Les chiffres suivants donnent pour la Ruhr une idée de l'extension rapide des convoyeurs métalliques en galeries au cours de ces dernières années.

En 1947, on compte 86 % de convoyeurs à courroie et 14 % de convoyeurs métalliques.

En 1953, on compte 75 % de convoyeurs à courroie et 25 % de convoyeurs métalliques.

En 1954, les convoyeurs métalliques ont encore fait un sérieux bond en avant. Dans les mines belges, avant 1954, le convoyeur métallique n'était employé qu'à titre exceptionnel pour le transport en galeries, mais en 1954, plusieurs charbonnages ont acquis de nouvelles installations et cette année pourrait être pour le convoyeur métallique en galeries ce que 1951 fut pour le convoyeur à raclettes blindé en tailles.

A côté des convoyeurs entièrement métalliques, on assiste, heureusement pour le caoutchouc, au développement de convoyeurs mixtes. Dans ces convoyeurs, le tablier porteur reste en général en caoutchouc mais l'effort de traction est transmis par chaîne ou par câble.

LES CONVOYEURS MIXTES

a) Transmission par chaîne.

1) Le convoyeur Hörstermann.

L'organe de traction se compose d'une chaîne centrale équipée de plaques d'assise en tôle de 150 × 90 mm, qui supportent la courroie de distance en distance (fig. 13).

La courroie est posée sur les plaques d'assise ; la face supérieure de ces plaques est revêtue d'une mince couche de caoutchouc pour faciliter l'entraînement de la courroie.

Pour supporter la chaîne et la courroie le long du convoyeur, on a maintenu le rouleau unique pour le brin inférieur et les batteries de rouleaux en auget pour le brin supérieur. Les rouleaux latéraux de ces batteries supportent la courroie tandis que le rouleau

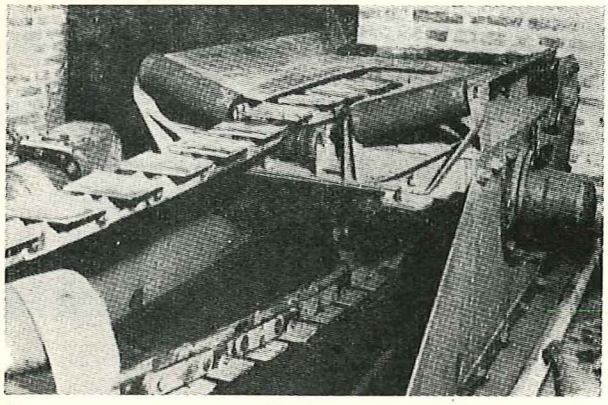


Fig. 13. — Convoyeur Hörstermann. Chaîne de traction et plaques d'assise de la courroie porteuse.

central est remplacé par un galet en acier pour le guidage de la chaîne (fig. 14).

Comme l'effort de traction n'est plus transmis par la bande, on peut fortement réduire sa tension et employer des courroies dont la résistance à la traction est beaucoup plus faible.

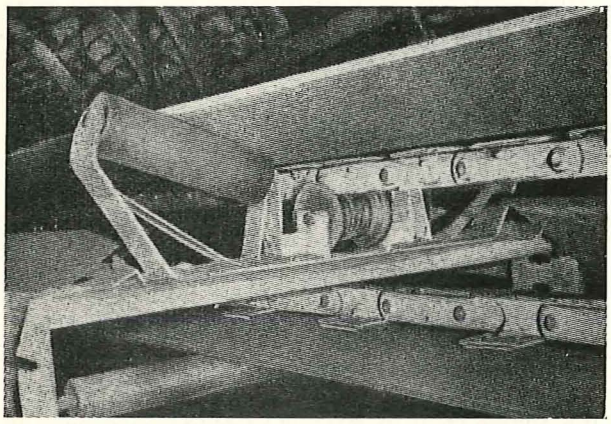


Fig. 14. — Convoyeur Hörstermann. La chaîne de traction est portée par une file de galets disposés au centre des batteries de rouleaux.

Les nouvelles courroies à l'essai ont 3 plis dans la partie centrale et 4 plis sur les bords dans le but d'augmenter leur rigidité dans ces sections et d'éviter les inflexions entre deux batteries de rouleaux sous l'effet d'une forte charge.

On envisage actuellement le remplacement de la courroie caoutchoutée par une bande ininflammable.

L'ossature du transporteur est identique à celle des convoyeurs à courroie ordinaire. On peut supprimer complètement la tôle de couverture des brins inférieurs et ne conserver que des tôles latérales légères dans le but d'éviter les accidents.

2) La bande froncée de Stübbe.

A l'exposition d'Essen, la firme Westfalia exposait une installation spectaculaire de convoyeur curviligne capable de s'inscrire dans des courbes de 3 mètres de rayon et de remonter des produits suivant une spirale dont la pente peut atteindre 30° (fig. 15).

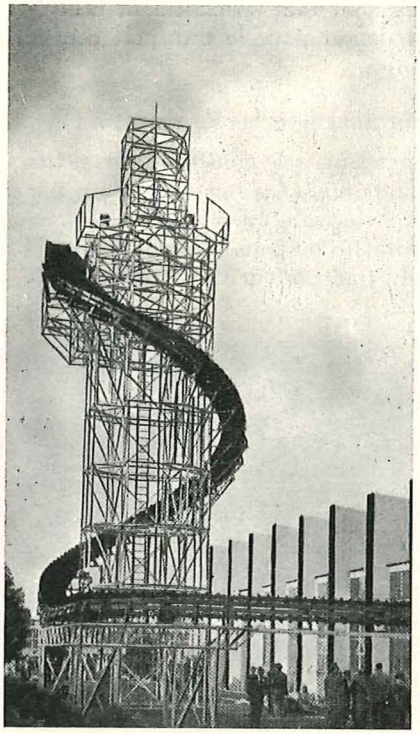


Fig. 15. — Convoyeur Stübbe. Montée des produits en spirale suivant une pente de 30°.

Le tablier du transporteur est constitué d'écailles métalliques de 15 centimètres de largeur, couvertes d'une bande caoutchoutée rivée à chacune des écailles.

Entre les écailles, la couverture caoutchoutée forme une fronce qui donne la réserve et le jeu nécessaire pour l'inscription en courbe (fig. 16).

L'effort d'entraînement est transmis par une chaîne centrale. La longueur du convoyeur est illimitée, il suffit d'intercaler le long du parcours des têtes motrices en nombre suffisant. Le convoyeur peut marcher en avant et en arrière et ne présente aucune discontinuité, ce qui évite la fuite de poussier qu'on observe avec les convoyeurs à bandes équipés de charnières à agrafes.

Plusieurs de ces nouveaux transporteurs sont actuellement en service dans des installations de

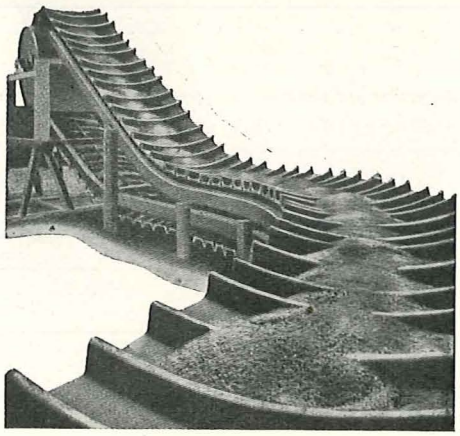


Fig. 16. — Détail de la bande froncée de Stübbe.

surface. Ils sont tout spécialement utilisés là où la place fait défaut pour le transport continu de produits fragiles.

3) *Le train navette à bande de Hemscheidt.*

Le convoyeur est constitué de petits chariots indépendants reliés les uns aux autres par une articulation : ils forment une chaîne suffisamment rigide pour être tractés ou poussés et permettre les gauchissements du transporteur (fig. 17).

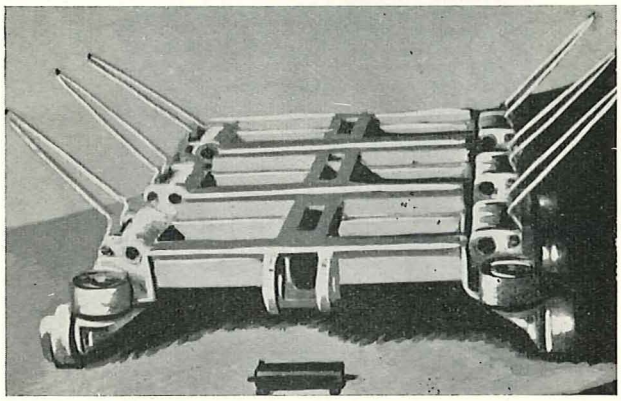


Fig. 17. — Convoyeur Hemscheidt. Tringlerie à ressorts servant à la fixation de la bande caoutchoutée de recouvrement aux chariots porteurs.

Les chariots sont très stables. La moitié d'entre eux sont équipés de galets à roulement à billes ; ils comportent quatre galets porteurs qui roulent dans les U posés de chant formant rails et deux galets de guidage. Entre deux chariots de ce genre se trouve un chariot de liaison sans galets. Tous les chariots ont 160 mm de largeur. Le fond des chariots est pourvu de deux échancrures chanfreinées dans lesquelles engrènent les doigts des poulies d'entraînement des stations motrices.

Le tablier du transporteur n'est plus constitué par les chariots, mais il est formé d'une bande caoutchoutée, lisse, facilement enlevable, attachée aux

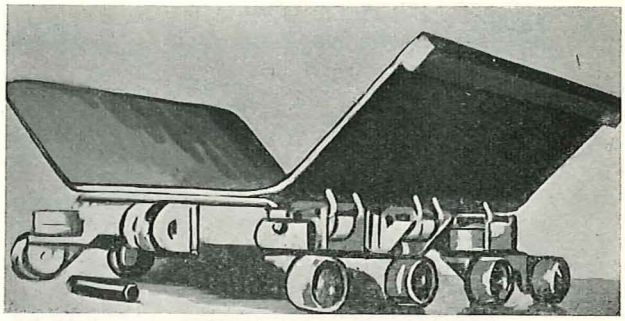


Fig. 19. — Elément complet du train navette à bande de Hemscheidt montrant sa grande capacité de chargement.

chariots supports par des mains articulées formées d'une tringlerie à ressorts.

Ces mains s'enfilent dans des poches prévues à la surface inférieure de la bande de couverture. Les mains pivotent autour d'un axe horizontal. Des arrêtoirs maintiennent les mains inclinées à 45°; elles ne peuvent pas se soulever davantage mais peuvent être abaissées jusqu'à l'horizontale. La position à 45° donne au transporteur une capacité de chargement maximum (fig. 18 et 19).

A l'emplacement du déversement, un tambour de guidage provoque la mise à plat de la bande qui reprend immédiatement après la forme en auge grâce à l'action des mains à ressorts. Comme suite aux essais pratiqués, celles-ci ont dû être légèrement modifiées pour résister aux nombreuses sollicitations de flexion qu'elles subissent.

Comme la bande est simplement déposée sur les chariots, le convoyeur peut sans difficulté franchir des courbes dans le plan vertical et dans le plan horizontal (fig. 20).

La bande supportant simplement les produits ne subit que peu de sollicitations, elle peut donc n'être formée que de deux plis de toile, ce qui la rend très souple et lui permet de reprendre facilement la forme en auge, après le passage sur la poulie de renvoi. Du fait de l'aplatissement de la bande et de son extension, les produits collant à la surface se

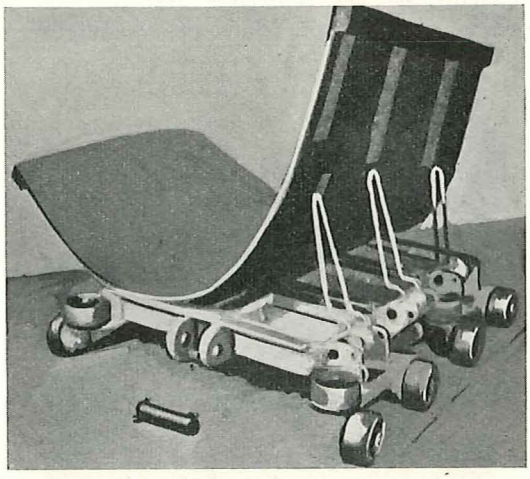


Fig. 18. — Convoyeur Hemscheidt. Bande caoutchoutée de couverture avec poches pour l'enfilage des mains à ressorts.

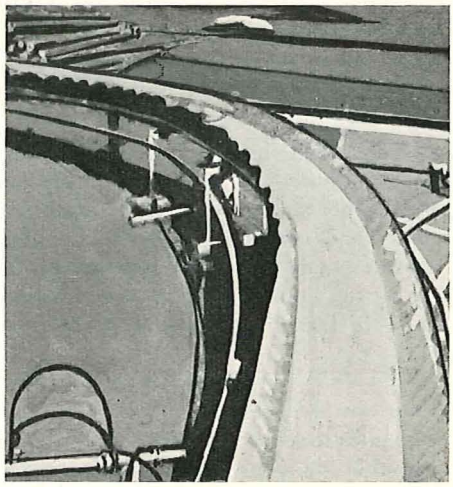


Fig. 20. — Parcours sinueux suivi par le train navette.

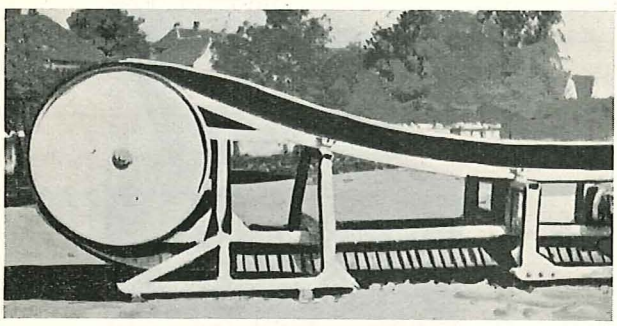


Fig. 21. — Poulie de renvoi du train navette de Hemscheidt.

détachent facilement. La bande se nettoie d'elle-même et l'on peut sans inconvénient charger du charbon après du remblai sans danger de le souiller (fig. 21).

Le ruban continu posé sur les chariots a aussi le grand avantage de protéger les galets et les rails contre les souillures, les schlamms et les boues.

Ces convoyeurs sont cependant très coûteux et ne sont utilisables que pour de forts débits.

Elles se terminent par des sabots avec griffes en acier garnies de caoutchouc, qui peuvent glisser librement sur le bout des lames, sur une certaine longueur. Les griffes des sabots prennent appui sur les câbles et le serrage est suffisant pour éviter tout glissement, même dans les pentes les plus fortes franchissables avec convoyeur à courroies ordinaire (fig. 22).

La charge donne au ruban une forme incurvée favorable au transport des produits. Il n'y a pas de rouleaux supports pour la courroie mais uniquement des galets porteurs pour les câbles. L'écart entre les galets est plus grand qu'entre les batteries de rouleaux.

Quelques convoyeurs de ce genre sont actuellement en service dans les mines anglaises.

2) La bande « Clouth » avec commande par câble, de construction allemande.

L'organe de traction est un câble en acier à haute résistance. Le câble est pincé dans une pochette en caoutchouc ménagée dans la face inférieure de la courroie. La bande ne sert donc plus que comme organe porteur et ne comporte qu'un nombre réduit

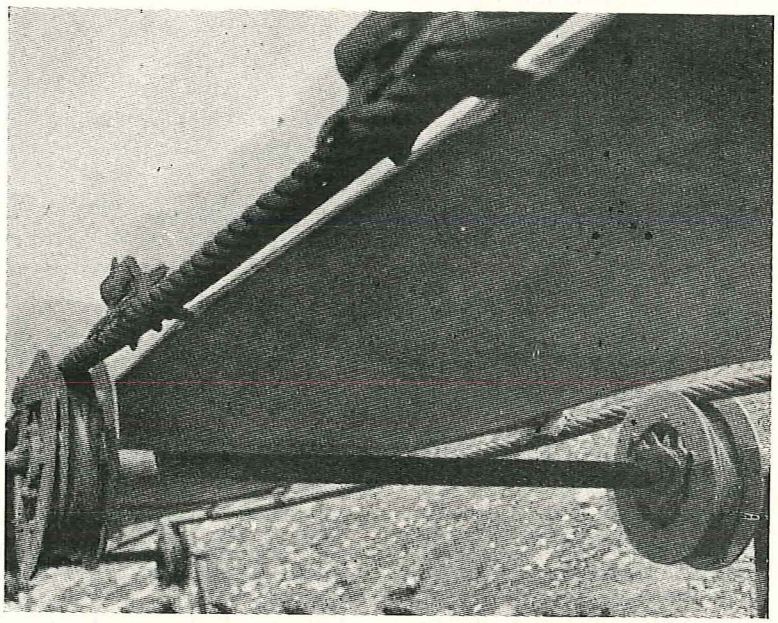


Fig. 22. — Convoyeur à courroie avec traction par câbles.

b) Transmission par câble.

1) Le convoyeur de construction anglaise avec transmission de l'effort de traction par deux câbles latéraux.

Des lames d'acier sont moulées dans la courroie à 0,75 m à 1,20 m d'intervalle suivant la largeur de la courroie. Ces lames traversent la courroie et dépassent de quelques pouces de part et d'autre.

de plis, sauf au centre et au voisinage des bords où la courroie est renforcée (fig. 23).

Pour éviter l'emploi d'un câble trop lourd, il est conseillé d'installer les stations motrices au plus à 1000 mètres les unes des autres. A l'extrémité, le câble est pourvu d'attaches articulées qu'on accroche simplement l'une à l'autre.

La bande est très souple et peut prendre une forme en auge très prononcée.

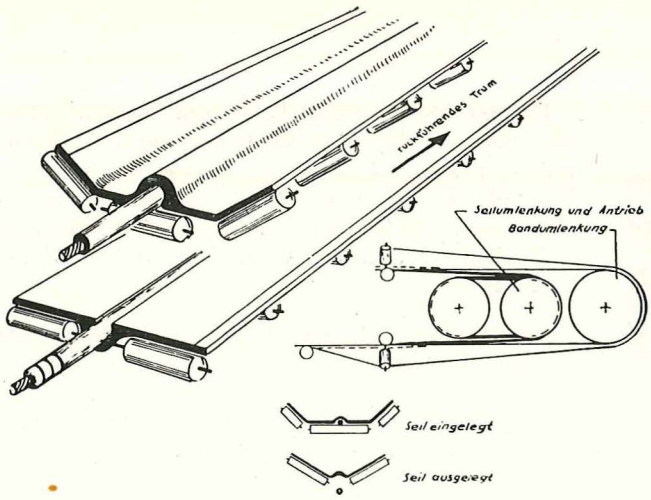


Fig. 23. — Bande Clouth à commande par câble (fig. 114 Essen).

Seilumlenkung und Antrieb	= Enroulement du câble et tambour de commande
Bandumlenkung	= Enroulement de la courroie
Seil angelegt	= Câble introduit dans la pochette en caoutchouc
	= Câble retiré de la pochette en caoutchouc à proximité de la tête motrice
Rückführendes Trum	= Brin de retour.

c) Courroie « acier caoutcchouc ».

La firme « Sandvikens » fabrique une courroie où les toiles sont remplacées par un feuillard d'acier. On vulcanise sur les deux faces de ce feuillard un revêtement en caoutchouc (fig. 24).

* * *

CONCLUSIONS

Depuis la guerre, nous assistons en Belgique à un développement rapide de l'emploi des convoyeurs à courroie dans les travaux du fond, spécialement pour les transports en galeries. Au cours de ces dernières années, ces convoyeurs ont occasionné un nombre important d'incendies graves dans les mines d'Europe occidentale et, devant ce danger, de nombreux exploitants ont envisagé le remplacement des bandes inflammables, soit par des bandes ininflammables soit par des convoyeurs entièrement métalliques ou mixtes.

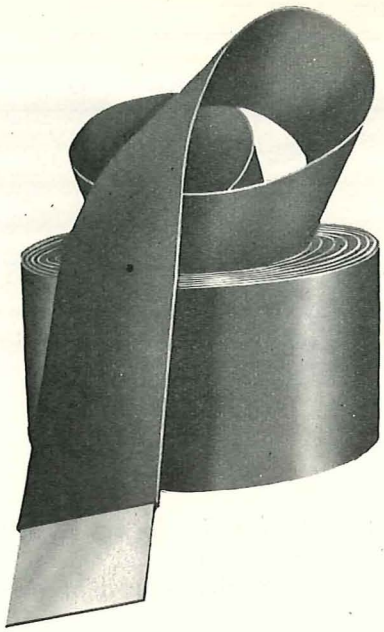


Fig. 24. — Courroie Sandvikens - Feuillard d'acier enrobé de caoutchouc.

Il faut espérer que les fabricants de courroie pourront offrir à l'industrie minière des bandes ininflammables bon marché et présentant toutes les qualités mécaniques des bandes caoutchoutées ordinaires. C'est à cette condition seulement, je pense, que le convoyeur à courroie, qui a conquis une place importante comme engin de transport dans les mines, pourra se maintenir et continuer la progression encourageante qu'il a amorcée au cours des années antérieures.

DISCUSSION

M. WOLFF. — Signale un perfectionnement récent du convoyeur à bande à transmission par câbles, réalisé par la firme « Cable Belt Ltd ». La courroie, au lieu de reposer sur les câbles par des sabots régulièrement espacés, comporte des gorges continues au-dessus et en dessous, venues de moulage, le long des bords. La courroie proprement dite, à un pli, est renforcée par des armatures transversales en acier à ressort carré de 6,35 mm, espacées de 75 mm; la largeur totale du convoyeur est ainsi réduite et on supprime le risque d'accrochage des sabots et de coincement de blocs aux stations intermédiaires.

Mais la bande est très rigide et ne forme presque plus d'auge; pour une bande de 1 mètre de largeur et une charge de 180 kg au mètre, le fléchissement n'est que de 6 mm.

Il y a actuellement une trentaine d'installations de convoyeurs à courroie à transmission par câbles en service; la plupart sont installées en surface.

M. de CROMBRUGGHE. — Les courroies à trame en acier sont-elles encore employées dans les mines ?

M. STASSEN. — Ces courroies ont subi une éclipse presque totale dans les installations du fond au cours de ces dernières années, par suite de la difficulté d'effectuer des liaisons au fond. Cependant, tout récemment, certaines firmes viennent de présenter de nouvelles fabrications plus pratiques que les anciennes.

Pour les installations de surface de grande longueur, on emploie couramment des bandes à trame métallique.

M. de CROMBRUGGHE. — Existe-t-il des solutions intéressantes pour la protection des courroies et spécialement des bords ?

M. STASSEN. — Des firmes allemandes et américaines fabriquent des courroies à bords renforcés qui jouissent d'une certaine faveur.

Les joints de canalisations d'aérage en caoutchouc

par P. LEDENT,

Ingénieur principal à l'Institut National de l'Industrie Charbonnière.

SAMENVATTING

In de naoorlogse technische literatuur vindt men een groot aantal studies gewijd aan het materieel der secundaire luchtverversing in de mijnen en meer in het bizonder aan het probleem van de lekken in lange kokerleidingen.

Deze hernieuwde belangstelling verrechtvaardigt zich vooreerst door de uitbreiding van de delving van lange galerijen in het gesteente. Deze ontwikkeling vindt haar oorsprong in de fusies van concessies en in de concentratie van de voortbrengst op een beperkt aantal bedrijfszetels zowel als in de meer en meer toegepaste ontsluiting van de afzettingen door middel van grote horizontale steengangen (horizon mining), zelfs in landen als Engeland, waar tot nu toe het vervoer haast uitsluitend in de lagen zelf geschiedde.

Anderzijds leidden de groeiende mechanisatie en de veralgemening van het tijdschieten tot de versterking van het nodige luchtdebiet aan de fronten der voorbereidende werken.

Bij deze louter technische gronden voegen zich bekommernissen van sociale aard en namelijk het streven naar betere arbeidsvoorwaarden door een snelle evacuatie van de schietdampen en door een grotere verdunning van het stof voortgebracht door de boor- en laadverrichtingen.

Tenslotte stelt zich in zekere diepe mijnen het probleem van het klimaat op de voorgrond, dat een overvloedige ventilatie noodzakelijk maakt om de temperatuur aan de delvingsfronten beneden redelijke grenzen te houden.

In hetgeen volgt stelt de auteur zich voor bondig de berekeningsmethoden aan te geven die toelaten rekening te houden met de ondichtheid van de luchtkokerleidingen. Hij onderzoekt verder een zeker aantal types van leidingen en tracht de prestaties te berekenen die men van ieder dezer types mag verwachten.

* * *

Lorsque l'on parcourt la littérature technique des années d'après-guerre, on trouve un grand nombre d'études consacrées au matériel de ventilation secondaire des mines et plus particulièrement au problème des fuites dans les canalisations de grande longueur.

Divers motifs justifient ce renouveau d'intérêt et tout d'abord le développement croissant du creusement de longues galeries au rocher. Ce développement va de paire avec les fusions de concessions et avec la concentration de la production sur un plus petit nombre de sièges d'exploitation; il résulte également de l'adoption de plus en plus fréquente de la découpe du gisement par grandes galeries horizontales (horizon mining), même dans les pays comme l'Angleterre où les voies de transport étaient jusqu'ici presqu'exclusivement localisées en veine.

D'un autre côté, la mécanisation croissante et la généralisation du tir par grandes volées, avec utilisation de détonateurs à retards, ont conduit au renforcement des débits d'air à front des travaux préparatoires.

A ces motifs purement techniques, viennent s'ajouter des préoccupations d'ordre social et, notamment, le souci d'améliorer les conditions de travail par une élimination rapide des fumées de tir et par une plus grande dilution des poussières soulevées par les opérations de forage et de pelletage.

Enfin, dans quelques mines profondes, le problème climatique passe à l'avant-plan et il devient indispensable d'assurer une ventilation de plus en plus abondante pour maintenir une température acceptable à front des galeries en creusement.

Dans l'exposé qui va suivre, nous nous proposons de résumer brièvement les méthodes de calcul qui permettent de tenir compte du manque d'étanchéité des conduites de ventilation secondaire; nous examinerons ensuite un certain nombre de types de canalisations et nous essayerons d'établir, pour chacune d'elles, les performances que l'on peut en attendre.

Relations entre la longueur des canalisations, les pertes de charge et les débits, dans des conduites imparfaitement étanches.

De nombreux auteurs ont étudié les relations qui lient le débit, la pression et la longueur de canalisation, dans des conduites imparfaitement étan-

ches dont les orifices de fuite sont supposés uniformément répartis.

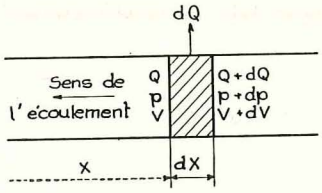


Fig. 1. — Notations.

Les équations de départ sont les suivantes (fig. 1) :

$$\frac{dQ}{dx} = a\,p^{\alpha} \qquad (1)$$

$$\frac{dp}{dx} + \frac{d}{dx}\left(\frac{\delta V^2}{2g}\right) = b\,Q^{\beta} \qquad (2)$$

avec les notations :

- Q débit d'air en m^3/sec en un point d'abscisse x
- p pression statique en kg/m^2 en ce même point
- V vitesse d'écoulement de l'air en m/sec
- δ poids spécifique de l'air en kg/m^3
- g accélération gravifique en m/sec^2
- a b α et β constantes dépendant des dimensions et de la nature de la conduite.

La première de ces équations exprime le débit de fuite par unité de longueur de la canalisation en fonction de la pression statique p qui règne dans la conduite.

La seconde relie la perte de charge par unité de longueur de la conduite au débit Q qui la traverse.

Débit et pression vont en diminuant depuis le ventilateur jusqu'à l'extrémité libre de la conduite, le fait que nous n'ayons pas fait précéder le second membre du signe — indique que les abscisses sont mesurées à partir de l'extrémité libre de la conduite, le sens positif de l'axe des x étant de direction opposée à celle de l'écoulement.

Valeur des exposants α et β

En toute rigueur, l'exposant β devrait être choisi entre 1,75 et 2, la valeur 1,75 étant applicable à une conduite parfaitement lisse (formule de Blasius) et la valeur 2 à une conduite parfaitement rugueuse. Pour la facilité des calculs, on admet en général la valeur $\beta = 2$ qui conduit à une exactitude suffisante pour les applications pratiques.

La valeur à attribuer à l'exposant α est beaucoup plus controversée.

La fig. 2 reproduit diverses courbes que nous avons obtenues en étudiant la variation du débit de fuite en fonction de la pression, dans un tronçon de conduite bouché à ses deux extrémités [4]. Comme on peut le voir, toutes les formes de courbes se trouvent représentées, la valeur de l'exposant α pouvant varier de 0,5 à 1,5 suivant le type de joint. La valeur 0,5 ne s'applique rigoureusement qu'à

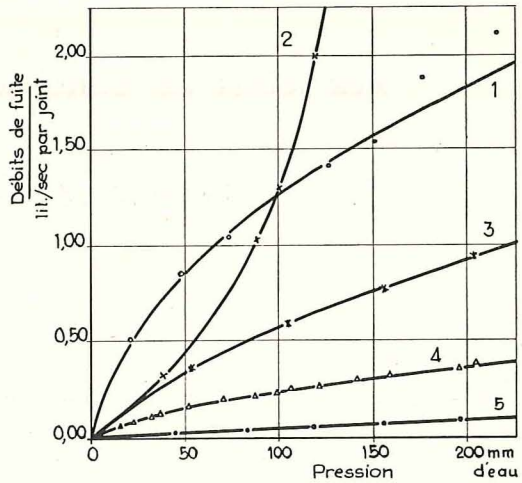


Fig. 2. — Variation des débits de fuite en fonction de la pression.

des fuites relativement importantes pour lesquelles l'écoulement est nettement turbulent. Pour des joints d'étanchéité élevée, telles les manchettes en caoutchouc soigneusement frettées, l'écoulement prend l'allure laminaire et l'exposant α tend vers 1. Enfin, certains types de joints ont un orifice de fuite qui augmente avec la pression; c'est le cas des manchettes en caoutchouc lorsqu'elles ne sont pas serrées par des frettes métalliques, c'est le cas également pour tous les tuyaux souples en toile caoutchoutée dont les pores se dilatent quand la pression augmente. Pour de tels matériaux, on obtient pour α des valeurs généralement comprises entre 1 et 1,5.

Des résultats analogues ont été obtenus par divers expérimentateurs et notamment par MM. Audibert et Dressler, les chiffres reproduits au tableau I sont extraits d'une étude publiée par ces auteurs [5].

Tableau 1. — *Valeurs de l'exposant α pour divers types de conduites* suivant E. Audibert et J. Dressler

	Valeur de α
Canalisation en éléments de 2 m en tôle rivée assemblée par brides ...	0,615
Canalisation en éléments de 2 m en tôle rivée assemblée par emboîtement	0,612
Canalisation en éléments de 5 m en tôle soudée assemblée par brides sans joint	0,522
Canalisation en toile :	
T_1 Un élément de 30 m sans racc.	1,22
T_1 Un élément de 30 m avec racc.	1,04
T_2 Un élément de 30 m sans racc.	2,20
T_2 Un élément de 30 m avec racc.	0,71
T_3 Un élément de 30 m sans racc.	1,18
T_3 Un élément de 30 m avec racc.	1,15

Il est possible, en adoptant une solution graphique, de résoudre le système d'équations (1) et (2) pour n'importe quelles valeurs des exposants α et β. Néanmoins, cette méthode est assez fastidieuse et se prête mal à la discussion de l'influence de chacune des variables. De plus, la précision que l'on peut en attendre est souvent illusoire. En effet, les conduites souterraines présentent généralement bien plus de fuites que celles que l'on expérimente en laboratoire et il est fort peu probable que l'exposant α obtenu en expérimentant un ou deux joints bien soignés puisse être appliqué à l'ensemble d'une conduite établie avec plus ou moins de soin et constituée d'éléments plus ou moins déformés.

Nous nous contenterons, dans cet exposé, d'envisager deux cas idéaux : celui des fuites parfaitement turbulentes pour lesquelles on peut poser $\alpha = 1/2$ et celui des fuites laminaires à travers des orifices d'ouverture constante, pour lesquelles $\alpha = 1$. Nous simplifierons également l'équation (2) en remarquant que, dans la plupart des cas, la pression dynamique ($\delta\ V^2/2g$) est négligeable en regard de la pression statique p.

Moyennant ces simplifications, nous aurons à considérer deux systèmes d'équations :

pour les fuites turbulentes :

$$\left.\begin{aligned} \frac{dQ}{dx} &= \theta \sqrt{p} \\ \frac{dp}{dx} &= r\,Q^2 \end{aligned}\right\} \quad (3)$$

pour les fuites laminaires :

$$\left.\begin{aligned} \frac{dQ}{dx} &= \lambda\, p \\ \frac{dp}{dx} &= r\,Q^2 \end{aligned}\right\} \quad (4)$$

La solution de ces deux systèmes d'équations a été donnée par M. Michelin dans une étude publiée dans la Revue de l'Industrie Minérale [3]. Dans le cas des fuites turbulentes, on a :

$$\frac{Q_x}{Q_o} = \Phi\,(t\,x)$$

le facteur t ayant pour valeur :

$$\sqrt[3]{\frac{r\,\theta^2}{2}}$$

pour les fuites laminaires il vient :

$$\frac{Q_x}{Q_o} = \Psi\,(u\,x) \text{ avec } u = \sqrt{\frac{2}{3}\,r\,\lambda\,Q_o}$$

Dans ces relations x désigne la longueur de la conduite, Q_o le débit à l'extrémité libre et Q_x le débit à l'extrémité occupée par le ventilateur.

On remarquera tout de suite que, dans l'hypothèse des fuites turbulentes, le rendement en débit n'est fonction que de la longueur et des caractéristiques de la canalisation, toute augmentation du débit au ventilateur produisant une augmentation proportionnelle du débit utile et des fuites. Il n'en va pas de même dans l'hypothèse des fuites laminaires. En effet, lorsque l'on augmente le débit du ventilateur, le débit de fuite augmente plus rapidement que le débit utile et on peut démontrer qu'il existe une valeur limite du débit Q_o impossible à dépasser ou même à atteindre, cette valeur correspondant à une valeur infinie du rapport Q_x/Q_o.

Les fonctions Φ et Ψ sont de forme compliquée et de calcul assez laborieux. Nous nous contenterons d'indiquer leurs valeurs numériques extraites de l'étude de M. Michelin. Ces valeurs font l'objet des tableaux 2 et 3 et sont reportées en graphique à la figure 3.

Partant des fonctions Φ et Ψ, il est possible de calculer la répercussion du manque d'étanchéité d'une conduite sur la pression nécessaire pour assurer à l'extrémité libre un débit donné et sur la puissance consommée par la ventilation.

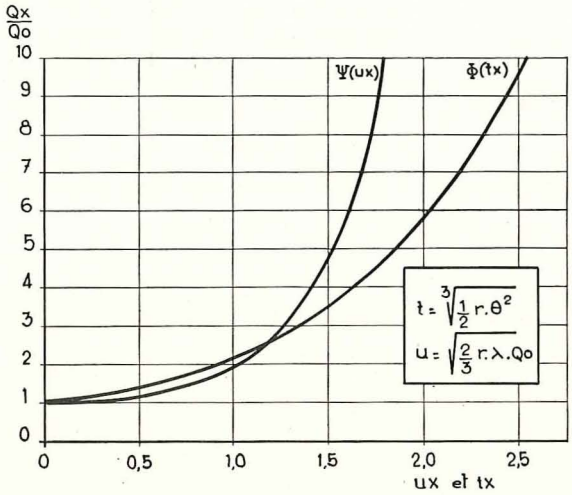


Fig. 3. — Variation du rapport des débits Q_x/Q_o en fonction de (tx) et de (ux).

Dans le cas d'une conduite étanche, la pression nécessaire pour assurer le débit Q_o peut se calculer par la formule

$$p_o = r\,.\,x\,.\,Q_o^2$$

Pour une conduite imparfaitement étanche il vient :

$$p_x = \int_o^x r\,.\,Q^2\,.\,dx \qquad (5)$$

Nous avons reporté aux tableaux 2 et 3 les valeurs du rapport p_x/p_o extraites de l'étude de M. Michelin; des valeurs sont également reproduites à la figure 4 où elles sont portées en fonction du rapport débit de fuite/débit du ventilateur :

$$(1 - Q_o/Q_x).$$

Tableau 2. — *Fuites turbulentes — Valeurs numériques des rapports*

$$\frac{Q_x}{Q_o} \quad \frac{p_x}{p_o} \quad \text{et} \quad \frac{W_x}{W_o}$$

en fonction de tx — d'après F. Michelin.

tx	$\frac{Q_x}{Q_o}$	$\frac{p_x}{p_o}$	$\frac{W_x}{W_o}$
0,000	1	1	1
0,221	1,1	1,082	1,190
0,347	1,2	1,167	1,401
0,449	1,3	1,257	1,634
0,537	1,4	1,350	1,889
0,616	1,5	1,445	2,168
0,687	1,6	1,545	2,472
0,815	1,8	1,754	3,158
0,926	2	1,977	3,954
1,025	2,2	2,212	4,866
1,156	2,5	2,587	6,467
1,341	3	3,271	9,184
1,497	3,5	4,027	14,09
1,632	4	4,852	19,41
1,750	4,5	5,745	25,85
1,856	5	6,701	33,50
1,951	5,5	7,723	42,48
2,038	6	8,804	52,83

Tableau 3. — *Fuites laminaires — Valeurs numériques des rapports*

$$\frac{Q_x}{Q_o} \quad \frac{p_x}{p_o} \quad \text{et} \quad \frac{W_x}{W_o}$$

en fonction de ux — d'après F. Michelin.

ux	$\frac{Q_x}{Q_o}$	$\frac{p_x}{p_o}$	$\frac{W_x}{W_o}$
0,000	1	1	1
0,359	1,1	1,068	1,175
0,500	1,2	1,138	1,365
0,603	1,3	1,209	1,572
0,686	1,4	1,283	1,796
0,756	1,5	1,359	2,038
0,817	1,6	1,436	2,298
0,918	1,8	1,596	2,873
1,001	2	1,762	3,523
1,071	2,2	1,934	4,254
1,158	2,5	2,202	5,505
1,271	3	2,675	8,025
1,358	3,5	3,177	11,12
1,427	4	3,707	14,83
1,485	4,5	4,262	19,18
1,534	5	4,840	24,20
1,575	5,5	5,442	29,93
1,612	6	6,065	36,39
1,673	7	7,376	51,60
1,721	8	8,755	70,04
1,762	9	10,209	91,88

La puissance utile exigée du ventilateur s'obtient en multipliant son débit par sa pression de refoulement.

Pour une conduite étanche, on a :

$$W_o = Q_o \cdot p_o$$

et pour une conduite imparfaitement étanche assurant le même débit utile :

$$W_x = Q_x \cdot p_x = \frac{Q_x}{Q_o} \cdot \frac{p_x}{p_o} \cdot W_o \qquad (6)$$

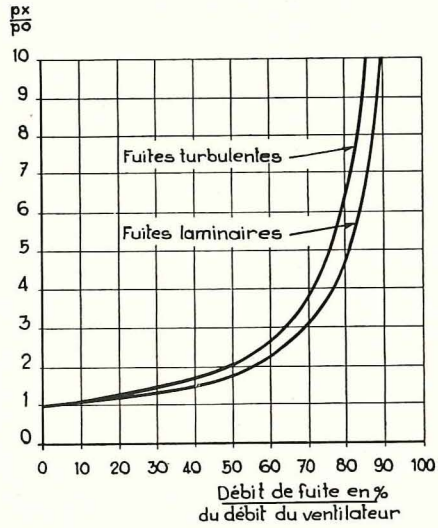


Fig. 4. — Variation de la pression exigée du ventilateur en fonction du débit de fuite.

Les valeurs du rapport W_x/W_o sont également reportées aux tableaux 2 et 3 et à la figure 5. Comme on peut le voir, la puissance consommée

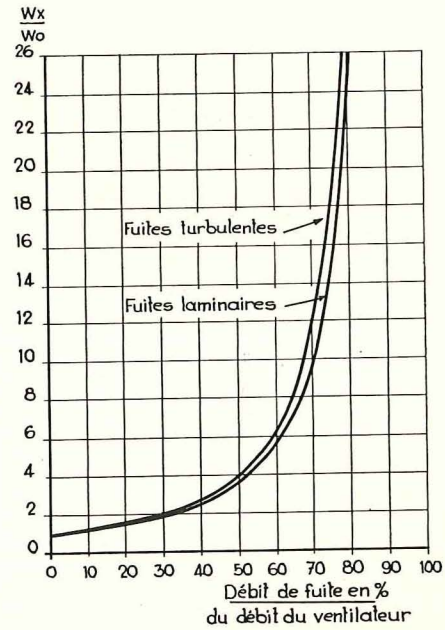


Fig. 5. — Variation de la puissance utile exigée du ventilateur en fonction du débit de fuite.

par la ventilation augmente très rapidement avec les pertes de la conduite. Pratiquement, si l'on veut assurer une ventilation efficace sans dépense excessive d'énergie, on devra s'efforcer d'atteindre un rendement débit-métrique supérieur à 1/2 et si possible voisin de 1. Nous verrons, dans la suite de cette étude, dans quelle mesure cette condition peut être satisfaite au moyen des types d'assemblage en usage dans les mines.

Valeur du coefficient de résistance r

Le coefficient de résistance r dépend principalement du diamètre de la conduite et, dans une beaucoup moindre mesure, de la nature de la paroi et de la vitesse d'écoulement de l'air.

A titre documentaire, nous avons groupé au tableau 4 les valeurs de r relatives à des canalisations neuves et rectilignes, ces valeurs étant déduites de formules et d'abaques d'usage courant. On peut voir qu'il existe certains écarts entre les valeurs obtenues par les diverses formules; néanmoins les écarts de part et d'autre des valeurs moyennes n'excédant guère 5 %, ce qui peut être considéré comme satisfaisant.

Le choix de la valeur du coefficient de résistance se complique lorsqu'on a affaire à une conduite souterraine usagée, plus ou moins déformée et qui peut présenter un début d'oxydation.

A l'occasion d'une étude expérimentale réalisée en collaboration avec M. le Professeur Jorissen, nous avons pu mesurer le coefficient de perte de charge d'un tronçon de conduite de 300 mm de diamètre, constitué de canars d'aérage usagés mais ne présentant aucune détérioration apparente. Les valeurs du coefficient de résistance obtenues pour des vitesses d'écoulement de 5 et de 10 m/sec étaient respectivement de 0,960 et 0,880 soit 10 à 15 % de plus que les moyennes indiquées au tableau 4 [6].

Pour une conduite souterraine montée avec moins de soin et présentant des défauts d'alignement plus marquants, on doit s'attendre à une augmentation de résistance bien plus sensible.

Dans une étude réalisée par MM. Bidlot, Danze et Martelée [1] on trouve les valeurs des coefficients de résistance de trois canalisations souterraines à emboîtements lutés à l'argile ou au mortier de ciment; pour la plus ancienne de ces conduites, le coefficient de résistance se situe à 170 % de celui que l'on obtient à partir de la formule de la Société Belge des Mécaniciens. Il s'agit vraisemblablement, là d'une valeur extrême. Dans la plupart des cas, il semble que les résistances des canalisations souterraines soient comprises entre 125 et 150 % des valeurs indiquées au tableau 4.

Valeur des coefficients de fuite θ et λ

A l'heure actuelle, la construction des canars d'aérage est entièrement réalisée par soudure. Lorsque cette soudure est bien faite et pour autant que

Tableau 4. — *Valeurs du coefficient de résistance r (kg . sec² . m⁻⁹) exprimé par m de conduite, pour une canalisation neuve et rectiligne constituée d'éléments en tôle et pour de l'air à 20° 760 mmHg.*

1° pour une vitesse d'écoulement de 5 m/sec.

	D = 0,300	D = 0,400	D = 0,500	D = 0,600	D = 0,800
Formule S.B.M. (1)	0,910	0,199	0,0615	0,0236	0,00516
Formule de Brabbée (2)	0,793	0,174	0,0534	0,0204	0,00446
Abaque A.S.H.V.E. (3)	0,830	0,183	0,0580	0,0223	0,00493
Moyennes	0,84	0,185	0,058	0,0221	0,0047

2° pour une vitesse d'écoulement de 10 m/sec.

Formule S.B.M.	0,812	0,178	0,0553	0,0212	0,00466
Formule de Brabbée	0,752	0,165	0,0507	0,0193	0,00423
Abaque A.S.H.V.E.	0,780	0,173	0,0547	0,0207	0,00468
Moyennes	0,78	0,172	0,054	0,0204	0,0045

(1) *Formule de la Société Belge des Mécaniciens :*

$$\frac{dp}{dx} = \frac{\lambda}{D}\,\frac{\delta V^2}{2g} \quad \text{avec } \lambda = \frac{0{,}532}{Re^{1/3}} + 0{,}0084\,(1/D)^{1/5} \qquad [Re = \text{Nombre de Reynolds}]$$

(2) *Formule de Brabbée :* $\frac{dp}{dx} = 6{,}67\,\frac{V^{1{,}924}}{D^{1{,}281}}$

(3) *Abaque de l'American Society of Heating and Ventilating Engineers,* Heating Ventilating Air Conditioning Guide, Chap. 41, p. 742, Edit. 1946.

les canars soient protégés contre la corrosion, il est généralement permis d'admettre que les éléments de conduite sont étanches et que les fuites sont entièrement localisées aux joints. On peut également admettre que l'ouverture de fuite est proportionnelle à la longueur des joints, ce qui conduit à poser :

$$\theta = \frac{\pi D}{l} \theta_1 \quad (7) \qquad \text{et} \qquad \lambda = \frac{\pi D}{l} \lambda_1 \quad (8)$$

D étant le diamètre de la conduite (m)

l la longueur des éléments (m)

θ_1 et λ_1 les coefficients de fuite par mètre courant de joints.

Les coefficients θ_1 et λ_1 sont caractéristiques de la valeur des joints et nous aurons l'occasion, dans la suite de cet exposé, de citer un certain nombre de valeurs numériques obtenues en expérimentant des conduites souterraines avec divers types d'assemblages. Nous croyons cependant utile d'attirer l'attention sur les différences considérables qui existent entre les débits de fuite mesurés en laboratoire, sur un petit nombre de joints parfaitement réalisés, et les débits de fuites que l'on peut déterminer dans le fond, en expérimentant des conduites usagées et plus ou moins déformées. A titre d'exemple, nous avons groupé au tableau 5 les valeurs des débits de fuite que nous avons eu l'occasion d'enregistrer, d'une part en laboratoire et d'autre part sur des conduites souterraines en usage.

Comme on peut le voir, les fuites enregistrées lors d'un essai souterrain atteignent couramment des valeurs 10 à 15 fois plus grandes que celles obtenues dans un essai en petit. Il en résulte que les essais de laboratoire n'ont qu'une valeur indicative et ne peuvent en aucun cas servir à prédéterminer les fuites auxquelles on peut s'attendre avec du matériel d'exploitation. Il en résulte également que dans l'équation de départ :

$$\frac{dQ}{dx} = a\,p^{\alpha}$$

la valeur réelle de l'exposant α sera en général sensiblement inférieure à celle obtenue en laboratoire, les fuites de plus grand débit étant normalement plus turbulentes.

Les assemblages à emboîtement.

Le système d'assemblage le plus ancien qui ait été utilisé dans les mines est vraisemblablement le joint à emboîtement luté à l'argile.

Ce type de joint, bien qu'il soit encore en usage dans de nombreux charbonnages, mérite à peine d'être signalé, tant son manque d'étanchéité est notoire.

Au cours de sa dessiccation, l'argile subit un retrait linéaire de l'ordre de 5 % (soit en volume une contraction de 15 %). Les fentes résultant de ce retrait suffisent en général à laisser filtrer un débit d'air qui peut atteindre plusieurs dizaines de litres par seconde et par joint.

Par ailleurs, l'argile desséchée n'adhère plus du tout au métal en sorte que les fragments de joints tombent au moindre choc ou sont expulsés par la pression de l'air, dès que celle-ci atteint 15 ou 20 mm d'eau.

A titre documentaire, on peut citer quelques résultats obtenus dans des conditions particulièrement favorables, en opérant sur des conduites soigneusement lutées et soumises à des pressions intérieures suffisamment faibles pour que les joints desséchés ne soient pas expulsés de leurs logements.

Dans une étude de MM. Bidlot, Danze et Martelée [1] on trouve les résultats suivants relatifs à une conduite de 280 mm de diamètre constituée de canars peu usagés, lutés à l'argile :

Longueur de la conduite	Débit de fuite (en % du débit fourni par le ventilateur)	Débit utile (en % du débit fourni par le ventilateur)
80 m	33 %	67 %
115 m	66	34
200 m	79	21
280 m	89,6	10,4
325 m	93,4	6,6
420 m	98,4	1,6

Tableau 5. — *Relation entre les débits de fuite mesurés lors d'essais souterrains et lors d'essais de laboratoire.*

Type de joint	Diamètre m	Pression intér. mm d'eau	Débits de fuite lit/sec par joint au fond	Débits de fuite lit/sec par joint au labor.	Rapport des débits de fuite
Emboîtement luté au ciment	0,300	22	4,9	0,55	8,9
Manchette plate en caoutchouc	0,400	83	8,4	0,92	9,1
	0,400	120	20,1	1,53	13,1
Brides boulonnées avec joint plat	0,400	129	4,2	0,27	15,5
Brides boulonnées avec joint à haute étanchéité	0,300	100	0,098	0,0094	10,4
	0,300	150	0,126	0,0118	10,7

Dans un autre article publié en décembre 1926 dans la revue Glückauf [14], M. Sauerman signalait les résultats suivants obtenus en expérimentant une conduite de 500 mm de diamètre, dont les joints avaient été lutés avec un mélange d'argile et d'huile de machine :

Longueur de la conduite	Débit de fuite (en % du débit fourni par le ventilateur)	Débit utile (en % du débit fourni par le ventilateur)
50 m	20 %	80 %
95 m	36	64
205 m	68	32
340 m	78	22
420 m	87,4	12,6

Dans ces deux cas, les fuites peuvent être considérées comme parfaitement turbulentes ($\alpha = 1/2$). Les valeurs expérimentales des coefficients de fuite θ et θ_1 sont respectivement :

pour la conduite de 280 mm :

$$\theta = 1050 \,.\, 10^{-6} \qquad \text{et } \theta_1 = 2390 \,.\, 10^{-6}$$

pour la conduite de 500 mm, en admettant pour valeur du coefficient de résistance

$r = 0{,}056 \times 150/100 = 0{,}0855$, il vient de même :

$$\theta = 1830 \,.\, 10^{-6} \qquad \text{et } \theta_1 = 2330 \,.\, 10^{-6}$$

L'usage de mortier de ciment pour le lutage des joints remédie, dans une certaine mesure, aux inconvénients fondamentaux que présente l'argile. En effet, le retrait qui accompagne sa dessiccation est assez réduit et son adhérence au métal est satisfaisante.

Nous avons reproduit ci-après les résultats d'une série d'essais qui permettent de se rendre compte de l'étanchéité qu'il est possible d'atteindre avec une conduite ainsi équipée. Ces résultats sont tirés de l'étude de MM. Bidlot, Danze et Martelée, déjà citée ci-dessus; ils sont relatifs à une conduite neuve, de 400 mm de diamètre, constituée d'éléments de 3 mètres de longueur.

Longueur de la conduite	Débit de fuite (en % du débit fourni par le ventilateur)	Débit utile (en % du débit fourni par le ventilateur)
93 m	8,5 %	91,5 %
197 m	31	69
291 m	49	51
390 m	59	41

Dans ce cas encore, les fuites peuvent être considérées comme parfaitement turbulentes; les valeurs expérimentales des coefficients de fuite θ et θ_1 sont respectivement :

$$\theta = 466 \,.\, 10^{-6} \qquad \text{et} \qquad \theta_1 = 1110 \,.\, 10^{-6}$$

Comme on le voit, les résultats obtenus sont sensiblement meilleurs que ceux relatifs aux joints lutés à l'argile. Cependant, l'étanchéité est encore loin d'être totale. En effet, une canalisation lutée au ciment constitue une véritable poutre continue faite de tôle et de mortier, la moindre dénivellation d'appui y fait naître des efforts de flexion considérables qui ont pour effet de briser les joints. Même en l'absence de tout mouvement de terrain, le relâchement des fils de fer de suspension, les chocs dus au minage et les chocs accidentels peuvent suffire à fragmenter le lutage.

En somme, une conduite nouvellement installée peut présenter une étanchéité élevée, mais cette étanchéité ne se maintient pas en service ainsi qu'en témoignent les essais signalés ci-dessus.

Les assemblages par manchettes en caoutchouc.

Les assemblages par manchettes en caoutchouc sont assez largement utilisés dans divers bassins houillers. Leur conception se prête à de nombreuses variantes.

En Belgique, on utilise surtout des manchettes plates posées sur des canars dont les abouts sont renforcés par un plat cintré, la résistance mécanique de l'assemblage étant assurée par 3 ou 4 tenons métalliques solidaires d'un des canars et qui pénètrent dans l'autre (fig. 6 a).

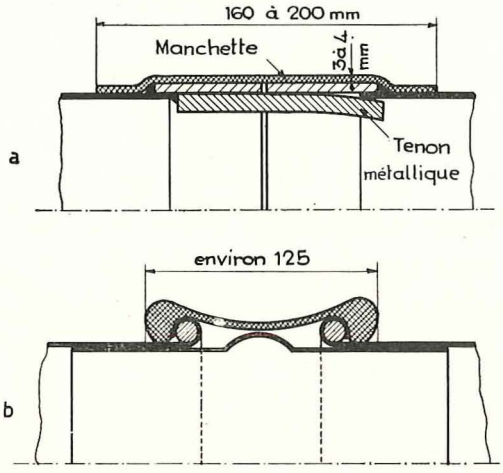


Fig. 6. — Exemples d'assemblages par manchettes en caoutchouc a) type à manchette plate; b) type Brand.

En Allemagne et dans la Sarre, on rencontre plus fréquemment les joints du type Brand (fig. 6 b); ces joints présentent trois caractéristiques : la liaison mécanique, assurée par un manchon en tôle qui pénètre dans les deux canars à assembler; le renforcement des abouts réalisé par un fer rond cintré; le profil spécial de la manchette qui présente un épaississement sur les deux bords.

Comparés aux joints à emboîtement, les assemblages par manchettes en caoutchouc présentent deux avantages appréciables qui justifient leur succès : leur étanchéité ne dépend guère de l'habileté ou de la bonne volonté de l'ouvrier et leur souplesse permet à la conduite de se prêter à tous les

mouvements de terrain sans que son étanchéité en soit affectée.

Cependant, ce serait une erreur de croire que dans sa conception habituelle, ce type de joint assure une étanchéité absolue. Des essais quantitatifs que nous avons eu l'occasion d'entreprendre sur des conduites souterraines nous ont montré que ces joints peuvent donner lieu à des fuites considérables.

C'est ainsi qu'une conduite d'essai, constituée de canars usagés de 400 mm de diamètre équipés avec des manchettes neuves, nous a permis d'enregistrer une fuite de 30 litres par seconde et par joint, pour une pression intérieure de 49 mm d'eau. Les manchettes utilisées donnaient un serrage manifestement insuffisant et cette circonstance était encore aggravée par le fait que les extrémités des canars étaient assez fortement bosselées.

Dans un autre charbonnage, des essais effectués sur une conduite de 400 mm de diamètre et d'une centaine de mètres de longueur, constituée de canars en bon état équipés de manchettes usagées, nous ont fourni une perte moyenne de 8,4 litres par seconde et par joint pour une pression intérieure de 83 mm d'eau et une perte de 20,1 litres par seconde et par joint pour une pression de 120 mm d'eau.

Enfin, nous citerons encore le cas d'une conduite de 300 mm de diamètre et de 63 mètres de longueur, constituée de canars et de manchettes usagés, et qui donnait une perte moyenne de 5 litres par seconde et par joint, pour une pression intérieure de 70 mm d'eau.

En utilisant les résultats les plus favorables obtenus sur les deux dernières conduites et en admettant que pour des pressions modérées les fuites varient proportionnellement à la pression statique qui règne dans la canalisation, on obtient pour coefficients de fuite :

$$\lambda_1 = \frac{1}{\pi D} \cdot \frac{Q_f}{p} = \frac{1}{\pi\, 0{,}4} \cdot \frac{0{,}0084}{83} = 80 \,.\, 10^{-6}$$

et

$$\lambda_1 = \frac{1}{\pi\, 0{,}3} \cdot \frac{0{,}005}{70} = 76 \,.\, 10^{-6}$$

Dans des essais réalisés en laboratoire sur un petit nombre de joints particulièrement soignés, on trouve des coefficients de fuite bien plus favorables.

En expérimentant des assemblages à manchettes plates de 400 mm de diamètre sous une pression de 100 mm d'eau, nous avons enregistré des fuites variant de 0,5 à 1,5 litres/seconde et par joint, ce qui correspond à des valeurs de λ_1 comprises entre 4 et 12.10^{-6}. Ce dernier chiffre peut d'ailleurs être encore fortement amélioré si on réalise un frettage des manchettes au moyen de fils de fer convenablement serrés [4].

D'un autre côté, des essais réalisés par les Charbonnages de France sur du matériel neuf équipé de joints Brand de 400 et 500 mm de diamètre ont permis de mesurer des fuites variant entre un minimum de 1 litre/minute et un maximum de 280 litres/minute pour des pressions intérieures de 200 à 450 mm d'eau, la plupart des résultats étant compris entre 30 et 100 litres par minute et par joint [10]. Les valeurs de λ_1 correspondant à ces derniers chiffres seraient respectivement

$$\lambda_1 = 0{,}7 \,.\, 10^{-6} \quad \text{et} \quad \lambda_1 = 2{,}4 \,.\, 10^{-6}$$

Ces chiffres montrent que des manchettes neuves et serrantes appliquées sur des canars parfaitement circulaires peuvent fournir des assemblages d'une étanchéité remarquable.

L'étanchéité obtenue sur du matériel usagé est malheureusement beaucoup moins bonne, par suite des déformations que subissent les extrémités de canars et en raison du vieillissement des manchettes qui se distendent et n'assurent plus un serrage suffisant.

Les assemblages à brides boulonnées.

Les joints à brides assemblés par boulons sont, sans aucun doute, les plus usités dans les installations industrielles permanentes où l'on recherche une étanchéité absolue jointe à une résistance mécanique élevée. Il parait donc tout indiqué de les utiliser dans la mine pour les conduites de grande longueur, destinées à fonctionner durant un temps considérable. Cependant, ce n'est qu'au cours des toutes dernières années que sont apparus sur le marché des joints bien appropriés à ce type d'assemblage et susceptibles de rendre les conduites pratiquement étanches.

Dans un article de Glückauf déjà cité précédemment, M. Sauerman signalait les résultats suivants obtenus en expérimentant une conduite de 400 mm de diamètre dont les joints étaient réalisés avec interposition d'un anneau de carton de 3 mm d'épaisseur :

Longueur de la conduite	Débit de fuite (en % du débit fourni par le ventilateur)	Débit utile (en % du débit fourni par le ventilateur)
130 m	63 %	37 %
200 m	72	28
305 m	79	21

Comme on le voit, les pertes sont du même ordre de grandeur que celles que l'on pourrait obtenir avec des emboîtement lutés à l'argile.

Personnellement, nous avons eu l'occasion d'expérimenter deux conduites souterraines en ordre de marche.

La première était constituée de canars usagés de 300 mm de diamètre et de 2 mètres de longueur dont les collets et fer cornier n'avaient que 3,5 mm d'épaisseur et étaient déjà sensiblement déformés par l'usage. Bien que l'on eut interposé, dans chaque joint, un anneau d'acier enrobé de filasse et que l'on se fût efforcé d'assurer un serrage convenable en plaçant six boulons à chaque collet, les résultats obtenus furent assez décevants : sur une longueur totale de 100 mètres, le rendement en débit n'atteignait que 44 %.

La seconde conduite, d'un diamètre de 400 mm, était installée dans les meilleures conditions : les canars, longs de 2 et 3 m, étaient neufs au moment du montage de la conduite et l'on avait interposé dans chaque joint un anneau plat en caoutchouc toilé de 4 mm d'épaisseur. Les collets d'assemblage, constitués par des cornières cintrées de 5 mm d'épaisseur d'aile, étaient reliés entre eux par une couronne de huit boulons serrés à refus. Sur une longueur totale de 339 m, le rendement en débit atteignait 75 %, les fuites ne représentant que 25 % du débit fourni par le ventilateur.

Les coefficients de fuites calculés à partir de ces deux essais, en admettant un régime de fuites turbulent, sont indiqués ci-après :

Pour les brides avec anneau métallique en filasse :

$$r = \text{environ } 1{,}30 \qquad \theta = 1360 \,.\, 10^{-6}$$

$$\theta_1 = 1360 \,.\, 10^{-6} \times \frac{2}{\pi \times 0{,}3} = 2880 \,.\, 10^{-6}$$

Pour les brides avec joints plats en caoutchouc toilé:

$$r = \text{environ } 0{,}225 \qquad \theta = 159 \,.\, 10^{-6}$$

$$\theta_1 = 159 \,.\, 10^{-6} \times \frac{2{,}5}{\pi \times 0{,}4} = 316 \,.\, 10^{-6}$$

Ce dernier résultat est très supérieur à ce que l'on peut obtenir avec des emboîtements lutés; il reste cependant très en dessous de ce qu'on est en droit d'attendre d'un assemblage à brides avec interposition d'un joint en caoutchouc bien approprié.

Un examen plus attentif de la question montre que l'importance anormale des fuites résulte du manque de compressibilité des joints et de la trop grande rigidité de la conduite. Au point de vue des joints, nous sommes loin des conduites à vapeur de petit diamètre, dont les brides peuvent être dressées avec soin; les conduites d'aérage destinées aux travaux souterrains ont des diamètres de 300 à 600 mm, parfois davantage, leurs collets sont constitués de fers corniers assez légers, assez déformables, qui en aucun cas ne pourront être dressés et qui, après une ou deux manutentions, présenteront des déformations certaines. Il est donc indispensable de tenir compte de ces déformations dans la conception des joints.

Ceci nous a amené à étudier et à mettre au point un nouveau type de joint basé sur les principes suivants :

— Le joint doit être épais de manière à racheter par sa compressibilité les irrégularités des brides à assembler;
— Le joint doit être étroit, de manière à ce que la pression spécifique qu'il supporte puisse être élevée tout en n'exigeant qu'un petit nombre de boulons d'assemblage;
— Le joint doit être parfaitement centré, de manière à s'appliquer dans l'angle des cornières servant de brides, à l'endroit où celles-ci sont le moins déformables.

Au point de vue pratique, le joint est réalisé sous forme d'un tore en caoutchouc souple de forte épaisseur (16 à 26 mm) moulé sur une armature métallique qui en assure le parfait centrage (fig. 7).

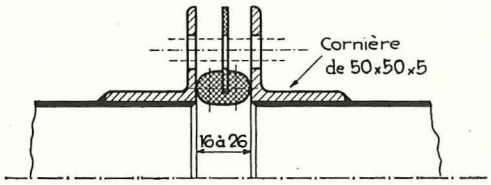


Fig. 7. — Joint à haute étanchéité constitué d'un tore en caoutchouc souple moulé sur une armature métallique.

Les résultats obtenus n'ont pas déçu nos espérances :

Un premier essai fut effectué en laboratoire, sur un tronçon de conduite de 300 mm de diamètre constitué de canars usagés dont les brides, de 3,5 mm d'épaisseur, étaient légèrement déformées. Chaque joint fut assemblé par 3 boulons convenablement serrés. Les résultats obtenus sont indiqués à la fig. 8; pour une pression intérieure de 150 mm d'eau, la perte reste inférieure à 0,012 litres par seconde et par joint. En dépit de cette très faible valeur des fuites, la loi de variation du débit de fuite en fonction de la pression reste sensiblement parabolique, ceci résulte vraisemblablement de la faible largeur du joint qui conserve aux fuites le caractère d'un écoulement au travers d'un orifice en mince paroi.

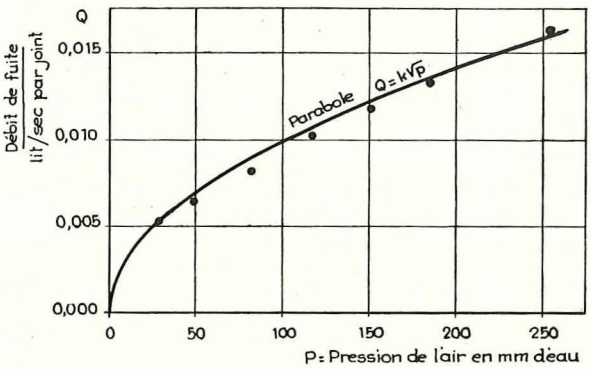


Fig. 8. — Essai de laboratoire sur canars à brides de 300 mm ∅ avec joints spéciaux à haute étanchéité.

Un second essai fut réalisé dans le fond, sur une conduite du même type, longue de 90 mètres et comportant 47 joints. Les canars utilisés avaient de 5 à 10 ans de service et les joints avaient été utilisés une première fois pendant une période de six mois. Le montage fut effectué par des manœuvres, en plaçant 4 boulons par joint.

La mise en pression permit de constater que la conduite présentait 4 ou 5 défauts (piqûres de corrosion, fissuration d'une soudure longitudinale et d'un collet d'assemblage) donnant lieu à des fuites perceptibles. En dépit de ces défauts, la fuite moyenne enregistrée n'excéda pas 0,126 litre par seconde et par joint, pour une pression intérieure de 150 mm d'eau.

Les valeurs des coefficients de fuites relatifs à ces deux essais sont les suivantes :
Pour l'esssai de laboratoire :

$$\theta_1 = \frac{1}{\pi D} \frac{Q_f}{\sqrt{p}} = \frac{1}{\pi\, 0{,}3} \frac{0{,}012 \,.\, 10^{-3}}{\sqrt{150}} = 1 \,.\, 10^{-6}$$

Pour la conduite souterraine :

$$\theta_1 = \frac{1}{\pi\, 0{,}3} \frac{0{,}126 \,.\, 10^{-3}}{\sqrt{150}} = 11 \,.\, 10^{-6}$$

Nous donnons ci-dessous deux applications numériques calculées à partir de ce dernier chiffre; ces applications permettent de se faire une idée des performances que l'on peut escompter pour la ventilation de travaux préparatoires de très grande longueur.

Pour une conduite de 1000 m de longueur et de 400 mm de diamètre, constituée d'éléments de 3 mètres, on aurait :

$$r = 0{,}18 \times 125/100 = \text{environ } 0{,}225$$

$$\theta = \theta_1 \frac{\pi D}{l} = 11 \,.\, 10^{-6} \frac{\pi\, 0{,}4}{3} = 4{,}6 \,.\, 10^{-6}$$

Ceci donne, pour 1000 m de conduite :

$$t \,.\, x = 1000 \sqrt[3]{\frac{\theta^2 r}{2}} = 0{,}133 \quad \text{d'où} \quad \frac{Q_x}{Q_0} = 1{,}05$$

la fuite représenterait donc moins de 5 % du débit fourni par le ventilateur.

Pour une conduite de 4000 m de longueur et de 800 mm de diamètre, en éléments de 3 mètres, on aurait de même :

$$r = 0{,}0046 \times 125/100 = 0{,}00575$$

$$\theta = 11 \,.\, 10^{-6} \frac{\pi\, 0{,}8}{3} = 9{,}2 \,.\, 10^{-6}$$

$$t \,.\, x = 4000 \sqrt[3]{\frac{\theta^2 r}{2}} = 0{,}25 \quad \text{d'où} \quad \frac{Q_x}{Q_0} = 1{,}12$$

la fuite resterait inférieure à 11 % du débit du ventilateur.

Les joints dont nous venons de vous entretenir sont actuellement utilisés dans un grand nombre de charbonnages belges et ont contribué à la solution de divers problèmes difficiles et notamment celui de l'aérage des travaux préparatoires à grande profondeur, pour lesquels une ventilation abondante peut seule permettre de maintenir à front des conditions climatiques acceptables.

De leur côté, les Charbonnages de France ont développé un type de joint assez semblable, constitué d'un anneau de caoutchouc de 15 à 16 mm d'épaisseur, moulé autour d'une armature d'acier à ressort. La fig. 9 montre deux exemples d'assemblages réalisés avec ce type de joint [10]. La forme rectangulaire adoptée pour la section de l'anneau en caoutchouc lui donne une compressibilité sensiblement moindre que celle du joint utilisé en Belgique; il s'adaptera donc plus particulièrement à des canars dont les collets d'assemblage ont une assez grande rigidité. Moyennant cela, les performances que l'on peut en attendre sont comparables à celles des joints belges et une étude récente signale le cas d'un travail préparatoire équipé de canars de 800 mm de diamètre et de 3 m de longueur, qui a atteint la longueur totale de 4 kilomètres, sans que le débit de fuite excède 10 % du débit du ventilateur [12].

Nous résumerons l'ensemble de la question des joints de canars d'aérage par un tableau récapitulatif des valeurs des coefficients de fuite rapportés au mètre courant de joint (tableau 6).

Ce tableau ne comporte que des valeurs expérimentales déterminées au fond, sur du matériel plus ou moins usagé. Il montre que les assemblages de canars peuvent être groupés grosso-modo en trois catégories :

— Les assemblages ne comportant pas de joint en caoutchouc et pour lesquels la fuite peut atteindre de 10 à 30 litres par seconde et par mètre de joint, pour une pression intérieure de l'ordre de 100 mm d'eau.

— Les assemblages à brides boulonnées sur joints plats en caoutchouc toilé et les assemblages par manchettes en caoutchouc, pour lesquels la fuite est de l'ordre de 1 à 10 litres par seconde et par mètre de joint, pour une pression intérieure de 100 mm d'eau.

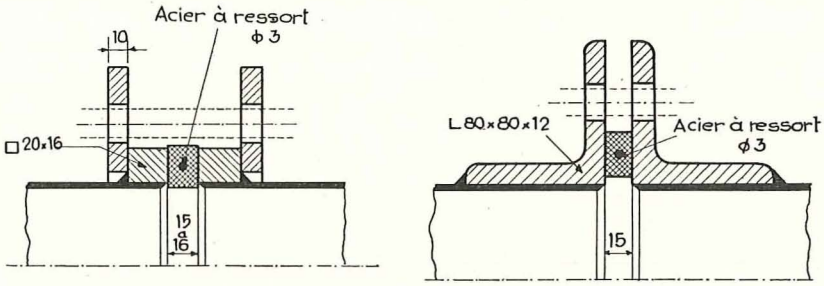


Fig. 9. — Types d'assemblage à haute étanchéité en usage dans les charbonnages de France.

Tableau 6. — *Tableau récapitulatif des coefficients de fuite, résultant d'essais effectués sur des conduites souterraines usagées.*

1° Fuites du type turbulent : $Q_f(\text{litre/sec}) = 1000\ \theta_1 \sqrt{p}$

Types de joints	θ_1	Débit de fuite Q_f en litre/sec par m de joint	
		pour p = 25 mm	pour p = 100 mm
Joints lutés à l'argile	$2360 \cdot 10^{-6}$	11,8	23,6
Joints lutés au ciment	$1110 \cdot 10^{-6}$	5,5	11,1
Brides avec anneau métallique enrobé de filasse	$2880 \cdot 10^{-6}$	14,4	28,8
Brides avec joint plat en caoutchouc toilé	$316 \cdot 10^{-6}$	1,58	3,16
Brides avec tore en caoutchouc moulé sur armature métallique	$11 \cdot 10^{-6}$	0,055	0,11

2° Fuites du type laminaire : $Q_f(\text{litre/sec}) = 1000\ \lambda_1 \cdot p$

	λ_1	Débit de fuite Q_f	
		pour p = 25 mm	pour p = 100 mm
Manchettes plates en caoutchouc	$78 \cdot 10^{-6}$	1,95	7,8

— Les assemblages à brides boulonnées sur joints à haute étanchéité, constitués d'un anneau de caoutchouc de forte épaisseur raidi par une armature métallique et pour lesquels la fuite peut descendre à un dixième de litre par seconde et par mètre de joint, pour une pression intérieure de 100 mm d'eau.

La première catégorie d'assemblages ne peut donner satisfaction que pour des canalisations de faible longueur (100 à 300 m) et pour autant que l'on accepte un débit de fuite de l'ordre de 50 % du débit du ventilateur.

La seconde catégorie d'assemblages élève le rendement en débit vers 80 ou 90 %, lorsqu'il s'agit de conduites courtes et permet d'atteindre des longueurs de l'ordre de 500 à 600 mètres en maintenant le débit utile au voisinage de 50 % du débit du ventilateur.

La troisième catégorie est la seule qui puisse permettre l'aérage de travaux de très grande longueur (1000 mètres et plus) tout en conservant au rendement en débit une valeur acceptable.

Les conduites en matériaux légers.

Pour terminer cet exposé, nous dirons quelques mots des canalisations d'aérage en toile caoutchoutée ou en matériaux plastiques, plus généralement désignées sous le nom de « ventubes ».

Ces conduites se présentent, en général, sous forme d'éléments de 20 à 30 mètres de longueur et leur poids ne dépasse guère 1 kilo par mètre courant, pour un diamètre utile de 300 mm. Elles sont suspendues de distance en distance, par une série d'anneaux d'attache coulissant sur un fin câble métallique.

Par suite de la souplesse de la toile et en raison des flèches que prend la conduite entre ses points de suspension, on constate une sensible augmentation de la perte de charge qui, pour un ventube bien gonflé, atteint couramment 60 à 80 % de plus que les valeurs moyennes indiquées au tableau 4.

Au point de vue de l'étanchéité, il est difficile de classer les ventubes car leurs pertes ne dépendent plus guère de la qualité des joints, qui sont généralement peu nombreux, mais dépendent presque exclusivement de l'état de conservation des éléments.

Dans l'étude de M. Michelin déjà mentionnée précédemment, on trouve les données suivantes relatives à un ventube neuf de 500 mm de diamètre :

Perte par porosité : 0,235 litre par seconde et par mètre de conduite sous une pression de 320 mm d'eau.

Perte aux joints : 2 litres par seconde et par joint, sous une pression de 320 mm d'eau.

Ces fuites varient d'ailleurs proportionnellement à la pression qui règne dans la conduite; ainsi donc, pour un ventube de 500 mm de diamètre constitué d'éléments de 25 mètres de longueur et soumis à une pression intérieure de 100 mm d'eau, la perte moyenne par mètre courant de conduite atteindrait :

$$0{,}235 \times \frac{100}{320} + \frac{1}{25} \times 2 \times \frac{100}{320} = 0{,}0985 \text{ litre/sec}$$

soit moins de un dixième de litre par seconde et par mètre courant.

Comme on le voit l'étanchéité des ventubes neufs est remarquablement élevée et assez voisine de celle qu'il est possible d'obtenir avec les conduites métalliques équipées des meilleurs types de joints.

Malheureusement, les ventubes présentent une assez grande fragilité, en sorte qu'il est fort rare de trouver un ventube usagé exempt de coups ou de déchirures.

Personnellement, nous avons eu l'occasion d'expérimenter deux tronçons de ventubes de 300 mm de diamètre ayant plusieurs années de service et ayant subi de nombreuses réparations.

L'une de ces conduites comportait trois éléments et avait une longueur totale de 85,30 m; son ren-

dement en débit (calculé à partir de la détermination directe des pertes) dépassait 96 %.

La seconde installation comportait deux éléments et avait une longueur totale de 60,80 m, elle présentait quelques déchirures apparentes qui n'avaient pas été réparées; son rendement en débit n'atteignait que 85 %.

Ces rendements, sans être mauvais, sont de loin inférieurs aux rendements théoriques calculés pour un ventube neuf. Ils sont comparables à ceux que l'on peut escompter avec une conduite métallique usagée équipée de manchettes en caoutchouc.

Mise à part la question de l'étanchéité, le ventube présente des propriétés bien particulières qui le différencient des canalisations à éléments métalliques : Comme qualités il faut citer :

— une grande légèreté et une grande rapidité de pose (un élément de ventube de 30 m de longueur ne pèse guère plus qu'un canar métallique de 2 mètres);
— une souplesse maximum permettant de s'adapter à toutes les sinuosités des voies et des communications en veine, sans que l'étanchéité de la conduite en soit affectée;
— un encombrement à peu près nul, durant le transport.

Par contre, le ventube présente les défauts suivants :

— à diamètre égal, sa résistance au passage de l'air est supérieure à celle des canars métalliques;
— il ne reste ouvert que pour autant que la pression de l'air à l'intérieur soit suffisante, ce qui le rend inutilisable en aérage aspirant;
— il est fragile, peut s'altérer dans les atmosphères chaudes et humides et, en général, a une durée d'utilisation beaucoup plus réduite que celle des canars métalliques.

Ces caractéristiques rendent le ventube particulièrement intéressant pour l'installation rapide d'un aérage de secours ou pour la ventilation de certains travaux de faible durée. Par contre, il ne semble pas que le ventube puisse supplanter les canalisations métalliques, lorsqu'il s'agit du creusement de galeries de grande longueur.

Signalons encore que, dans les toutes dernières années, sont apparues sur le marché des conduites en matière plastique pourvues d'armatures métalliques en forme d'anneaux ou de spirale et qui peuvent être utilisées indifféremment pour l'aérage soufflant et pour l'aérage aspirant.

Très peu de données ont été publiées au sujet de ces canalisations. Certaines d'entre elles offrent une très grande résistance au passage de l'air, cette résistance pouvant atteindre le triple de celle d'un ventube de même diamètre [11]. Néanmoins ceci ne constitue pas une règle générale et lorsque la disposition de l'armature est bien étudiée, la perte de charge reste du même ordre de grandeur que pour un ventube lisse.

Dans l'exposé qui précède, nous nous sommes efforcé de passer en revue les dispositifs les plus caractéristiques qui ont été imaginés en vue d'améliorer les conduites de ventilation secondaire des mines. Cet exposé reste forcément incomplet et le sujet fort loin d'être épuisé.

Nous espérons cependant qu'il aura permis de montrer combien la mise en œuvre et le perfectionnement des joints en caoutchouc a contribué à l'amélioration de la ventilation secondaire des mines.

Ce sont également les matériaux caoutchoutés qui ont permis la réalisation et le développement des conduites souples, bien que dans ce domaine la toile caoutchoutée subisse actuellement la concurrence des matières plastiques de synthèse.

REFERENCES

[1] *Bidlot, Danze et Martelée.* - La ventilation secondaire dans les mines. - Le problème de l'adaptation du ventilateur à une canalisation souterraine. - R.U.M., septembre 1935.

[2] *Bidlot, Danze et Martelée.* - Ventilation des longs travaux préparatoires, conséquences du défaut d'étanchéité des conduites d'aérage. - Communication au Congrès Mines, Métallurgie et Géologie appliquée. - Paris, 1935.

[3] *Michelin.* - Les fuites d'aérage en longues canalisations. - R.I.M. - Mars 1944.

[4] *Ledent.* - Les conduites d'aérage secondaire. - Communications au Cercle d'études Mines de l'A.I.Lg. - Avril-mai, 1945.

[5] *Audibert et Dressler.* - Etude expérimentale du fonctionnement des canalisations d'aérage secondaire. - R.I.M. - Juin 1946.

[6] *Jorissen et Ledent.* - Tarage et utilisation des anémomètres à ailettes. - R.U.M. - Juillet 1946.

[7] *Loison et Ulmo.* - Détermination des caractéristiques des canalisations d'aérage secondaire. - R.I.M. - Janvier 1950.

[8] *Cerchar.* - Etude des canalisations d'aérage secondaire. - Charbonnages de France Note Technique n° 49/1. - Janvier 1949.

[9] *Barcat.* - Essais de conduite d'aérage. - Charbonnages de France, Doc. Techn. n° 7/1951.

[10] *Cerchar.* - Etanchéité de joints pour conduites d'aérage. - Charbonnages de France, Note Technique 12/53. - Septembre 1953.

[11] *Seelemann.* - Essais de conduites souples d'aérage au Cerchar. - Charbonnages de France, Doc. Techn. n° 7/1954.

[12] *Marechal, Jaubert et Schmidt.* - Etude d'une installation d'aérage secondaire desservant un avancement en ferme de 4 kilomètres à la Régie des Mines de la Sarre. - R.I.M. - 15 janvier 1953.

[13] *Bourguignon.* - Contrôle de l'aération de la galerie de l'Isère-Arc. - R.I.M. - Septembre 1954.

[14] *Sauerman.* - Glückauf n° 52 - 1926.

[15] *Schmidt.* - Sonderbewetterung. - Bergbau-Rundschau. - Janvier 1949. - Mars 1951 et Février 1954.

[16] *Thomas.* - The Ventilation of Headings, with special Reference to long Tunnel Ventilation. - Transact. of the Inst. of Mining Eng. - Décembre 1953.

[17] *A.S.H.V.E.* - Heating Ventilating Air Conditioning Guide (Chap. 41) - Edit. 1946.

DISCUSSIONS

M. WIJFFELS. — Je suis heureux d'avoir entendu cet exposé, qui donne une vue d'ensemble sur la possibilité d'améliorer les canars utilisés pour la ventilation secondaire. Je voudrais cependant poser deux questions :

1) Nous utilisons pour l'aérage secondaire différents types de ventilateurs : lorsqu'il s'agit d'alimenter une conduite qui atteindra graduellement une grande longueur, nous choisissons des ventilateurs dont la courbe caractéristique débit-pression est presque verticale. Pour les autres usages, lorsqu'il est à supposer que la pression nécessaire restera faible, nous utilisons des ventilateurs dont la courbe caractéristique est presque horizontale.

Je voudrais savoir si les courbes présentées par M. Ledent sont en relation avec la variation de débit des ventilateurs en fonction de la longueur de la conduite.

2) L'étanchéité parfaite des conduites de ventilation secondaire n'est pas toujours un avantage. En effet, dans les creusements de grande longueur ventilés par canars, des dégagements de grisou ou d'autres gaz peuvent se produire en arrière des fronts.

Dans ces circonstances, les fuites présentent un certain intérêt pour autant qu'elles soient constituées par de l'air frais. A ce point de vue, il est important de réglementer la position des ventilateurs. J'ai toujours défendu d'intercaler des ventilateurs dans les canars et prescrit de les placer au commencement de la tuyauterie, même lorsqu'il devient nécessaire d'utiliser plusieurs ventilateurs en série.

M. LEDENT. — 1) Les courbes présentées donnent les valeurs du rapport :
débit du ventilateur/débit utile et ne tiennent pas compte de la caractéristique du ventilateur. Lorsque cette caractéristique est donnée, il est évidemment possible de calculer la variation du débit du ventilateur en fonction de l'allongement de la conduite puis partant de là, la variation du débit utile.

2) Ainsi que l'a fait observer M. Wijffels, on peut tolérer un certain débit de fuite en vue d'apporter un appoint d'air frais en arrière des fronts. Pour des raisons d'économie d'énergie, il importe cependant que le débit de fuite reste faible; en effet, si les fuites atteignent 50 % du débit du ventilateur, la puissance consommée est déjà 4 fois plus grande que celle demandée par une conduite étanche assurant le même débit à front. Si les fuites dépassent 50 % la consommation d'énergie devient très rapidement prohibitive. De toute façon il n'est pas à craindre qu'une conduite d'aérage soit trop étanche; pour peu que le montage ne soit pas surveillé de très près, on peut être sûr qu'il y subsistera des fuites amplement suffisantes pour assurer l'appoint d'air frais que l'on peut souhaiter en arrière des fronts.

M. WATTIEZ. — Je crois intéressant de signaler l'utilisation des bandes adhésives comme solution de secours pour l'amélioration de l'étanchéité d'une ligne de canars. Ces bandes étant collées sur les joints défectueux.

M. LEDENT. — Les bandes adhésives ont été utilisées assez largement pendant la guerre, lorsque le caoutchouc était introuvable; l'étanchéité obtenue était très inférieure à celle que l'on peut attendre de bons joints caoutchoutés; ces bandes restent cependant intéressantes comme moyen de dépannage.

M. ROCHE. — Nous avons eu l'occasion d'utiliser assez largement les joints Brand. Ces joints ne conviennent pas pour les aérages soufflants à forte pression qui soulèvent les manchettes; par contre ils se comportent bien en aérage aspirant. Ils conviennent également bien comme joints d'étanchéité lorsqu'on les utilise en dessous des bandes métalliques des canars type Friedrich.

M. LEDENT. — Je suis particulièrement heureux de ces renseignements au sujet des joints Brand car je n'ai pas eu l'occasion de les expérimenter. Ceci confirme qu'ils se comportent de façon assez semblable à celle des manchettes plates utilisées dans les mines belges.

Méthodes dynamiques modernes pour l'essai des bandes transporteuses ininflammables pour le fond

par F. BERNHARDT,
Dr. Ir. à la Phœnix Gummiwerke A.G., Harburg.

RESUME

Lors de leur mise en service en 1952, les bandes transporteuses dites « ininflammables » ont donné lieu à des déboires. A l'usage, elles devenaient raides et se déchiraient rapidement. Ces courroies avaient cependant satisfait aux essais mécaniques imposés par les normes.

En étudiant la question de près, on s'est aperçu que les essais normalisés étaient tous du type statique et ne donnaient aucune indication sur la résistance des courroies au choc et à la fatigue.

On a donc mis au point des essais dynamiques. Dans l'essai de rupture par choc, une éprouvette est détruite par la chute d'un mouton à pendule et on mesure l'énergie absorbée par la rupture. Dans l'essai de fatigue (oscillographe à choc), on laisse tomber d'une hauteur déterminée un marteau de poids et de forme définis sur une éprouvette tendue horizontalement. Le nombre de coups auquel l'éprouvette résiste avant de se rompre est une mesure de sa résistance à la fatigue. Ce dernier essai a permis de différencier les uns des autres des échantillons qui, aux essais définis par les normes, donnaient tous des résultats semblables. Il en résulte que les courroies en néoprène et en chlorure de polyvinyle soumises à l'essai sont, à résistance statique égale, nettement inférieures aux courroies ordinaires en caoutchouc au point de vue résistance à la fatique produite par la chute de gros fragments sur la bande transporteuse. Ces matières sont aussi beaucoup plus sensibles aux dégradations produites par les angles vifs. La firme allemande PHOENIX aurait cependant mis au point une matière ininflammable dont la résistance à la fatigue serait analogue à celle du caoutchouc.

D'autres essais ont montré qu'il est erroné de croire qu'une courroie qui, neuve, présente un grand allongement, est nécessairement plus résistante au choc que les autres. En effet, après un certain temps de service, cette courroie subit un allongement permanent plus important que celui des autres, et l'allongement élastique qu'elle reste capable de subir devient très faible.

On a enfin perfectionné la détermination de la résistance au feu en remplaçant la flamme d'un brûleur par un courant d'air chauffé électriquement, ce qui permet de travailler dans une atmosphère à teneur en oxygène normale et d'observer le moment exact de l'inflammation.

SAMENVATTING

Wanneer men in 1952 de zg. « onbrandbare » transportbanden in bedrijf gezet heeft, zijn er enkele tegenslagen geweest. Na enige diensttijd werden die banden stijf. Zij scheurden veel sneller dan verwacht. De mechanische eigenschappen van die banden hadden nochtans aan al de genormaliseerde eisen voldaan.

Bij nader onderzoek bleek dat de proeven door de normen vastgelegd, zuiver statisch waren en geen aanduiding verschaften over de weerstand van de banden aan de schokken en aan de vermoeidheid.

Men heeft dus dynamische proeven ontwikkeld. In de slagbreukproef wordt een monster stukgeslagen door een pendelgewicht, en de verbruikte energie wordt gemeten. In de vermoeidheidsproef (slagoscillograaf) valt een hamer met bepaald gewicht en vorm uit een vastgelegde hoogte op een horizontaal gespannen proefstuk. Het aantal slagen nodig om het proefstuk te breken geeft de maat van de weerstand aan de vermoeidheid. Deze laatste proef heeft het mogelijk gemaakt een onderscheid te maken tussen monsters die voor de genormaliseerde proeven allen gelijkaardige resultaten opgaven. Hieruit volgt dat de onderzochte banden uit neopreen of polyvinylchloride ongetwijfeld minder goed zijn dan degenen uit rubber vervaardigd wat de weerstand betreft aan de vermoeidheid door de val van dikke brokken op de band voortgebracht. Deze grondstoffen zijn ook veel gevoeliger aan stoten toegebracht door scherpe kanten. De Duitse firma « PHOENIX » zou er nochtans in gelukt zijn een onbrandbare grondstof te ontwikkelen waarvan de vermoeidheidsweerstand vergelijkbaar is met die van rubber.

Andere proeven hebben aangetoond dat het verkeerd is te denken dat een band met aanzienlijke rekbaarheid in verse toestand noodzakelijk tegen schokken beter bestand is dan anderen. Na een zekere

diensttijd inderdaad ondergaat zulke band een permanente rek die groter is dan voor andere banden, en de elastische rekbaarheid die dan nog overblijft is zeer gering.

De bepaling van de weerstand tot de verbranding werd ook verbeterd. In plaats van een gasbrander gebruikt men nu een electrisch verwarmde luchtstroom. Hierdoor wordt het mogelijk in een milieu te werken met normaal zuurstofgehalte en het juiste ogenblik van de ontbranding nauwkeurig waar te nemen.

A. — Méthodes d'essai. Mise au point. - Importance.

La rentabilité des investissements en matériel minier suppose une utilisation toujours plus poussée de ce matériel. On exige en particulier des qualités sans cesse améliorées pour les bandes transporteuses, d'une composition déterminée.

La concurrence entre fabricants joue non seulement dans le domaine des prix, mais agit de plus continuellement sur l'amélioration des produits.

Pour vérifier la qualité de ceux-ci, les consommateurs disposent en Allemagne de nombreux laboratoires effectuant des essais de réception. Il existe de plus un organisme officiel et impartial au Steinkohlenbergbauverein.

Ces laboratoires fixent, en collaboration directe avec les producteurs, les spécifications imposées aux bandes transporteuses, et les adaptent à l'évolution de la pratique industrielle.

De plus, les industries minière et caoutchoutière n'hésitent pas à confier à des instituts rattachés aux universités (1) des recherches sur les propriétés des matériaux et les conditions d'emploi optimum des bandes transporteuses.

Les laboratoires de réception pourraient paralyser les progrès de la fabrication en s'attachant obstinément à des normes périmées. Ce n'est heureusement pas le cas en Allemagne où ces laboratoires travaillent avec compréhension pour le plus grand bien des producteurs et des consommateurs.

En voici un exemple. C'est en 1952 que se répandirent les bandes dites ininflammables. Fin 1952 — début 1953, on constata qu'une série de courroies ininflammables en service, de provenances diverses, présentaient des déchirures transversales en nombre anormalement élevé. Beaucoup de bandes étaient devenues extraordinairement raides (« comme du bois ») et ne répondaient plus aux conditions imposées par le service, dans la même mesure que des courroies de caoutchouc ordinaires ou des courroies ininflammables ne présentant pas cette fâcheuse propriété. Pour résoudre le problème, on a formé une commission de spécialistes des laboratoires des charbonnages et de l'industrie caoutchoutière : il s'agissait de mettre au point un procédé permettant de déterminer quantitativement la tendance au raidissement par des essais statiques, ou, de préférence, dynamiques, et trouver des critères donnant une indication sur les possibilités de service réelles d'une courroie neuve.

* * *

(1) Citons : l'Institut pour la Technique des Transporteurs, du Prof. Dr. Ing. A. Vierling. — L'Institut pour l'Etude des Matériaux (Hanovre), du Prof. Dr. Ing. Matting.

Jusqu'à présent, les seuls essais admis officiellement sont ceux que décrivent les normes allemandes DIN 22102 - 53503 - 53508 - 53516 - 53550. Celles-ci définissent les tolérances de dimension, la spécification des différents types de courroies, le mode de préparation des éprouvettes, la détermination de la résistance et de l'allongement à la rupture des matériaux de revêtement et des âmes textiles, le poids spécifique, la dureté shore et la résistance à l'abrasion (essai au papier émeri) du revêtement, son adhérence au textile, l'absorption d'eau et le vieillissement (par élévation de température).

Toutes les mesures de résistance définies par les normes sont des essais d'arrachement lent (allongement de 30 mm/minute). Il s'agit donc d'essais purement statiques.

Depuis deux ans cependant, on s'est rendu compte que les essais statiques sont insuffisants pour pouvoir prédire comment la courroie se comportera en service. On avait antérieurement déjà effectué des recherches par voie statique pour déterminer les allongements élastiques et plastiques dans les âmes textiles. A cet effet, on charge et décharge alternativement un échantillon sur le banc d'arrachement à faible vitesse (30 mm/min). Ces essais n'ont pas appris grand chose : l'ordre de grandeur des allongements élastiques est de 4 %, mais les bandes qui ont à l'origine un allongement à la rupture de 14 % par exemple ne se comportent pas nécessairement mieux en service que celles qui ont 10 %.

On est alors passé à des essais de rupture « naturelle » (1) par traction ou flexion avec un mouton à pendule. Le travail de rupture déterminé dans cet essai ne donne cependant des renseignements que sur l'échantillon à l'état neuf. On ne peut encore rien en déduire de sûr au sujet de la durée de vie probable d'une courroie entrant en service. C'est pour remédier à cette lacune que l'auteur et ses collaborateurs ont été amenés à mettre au point un essai de fatigue conçu de façon à reproduire le mieux possible les conditions de contrainte rencontrées en service pratique.

B. — Essais dynamiques.

1) *Le travail de rupture - Considérations générales.*

Quand une éprouvette ou un corps quelconque est sollicité jusqu'à la rupture, l'intégrale du produit tension × allongement correspond au travail de rupture. En principe, la durée de l'essai n'intervient pas. Cependant, il peut se faire que le travail de

(1) Le texte allemand porte « spontane Prüfungen » : des essais où on laisse les phénomènes se produire de la façon la plus spontanée, la plus naturelle possible.

rupture soit plus élevé quand l'essai est rapide (rupture par choc ou « naturelle ») parce que les phénomènes de relaxation font dépendre de la vitesse de déformation, la force nécessaire pour produire une déformation donnée. D'autre part, la façon dont l'éprouvette est montée sur le banc d'essai a de l'importance : par exemple, l'essai de rupture par choc d'une éprouvette travaillant en flexion absorbe la moitié du travail nécessaire à la rupture d'une éprouvette de mêmes dimensions sollicitée par choc en traction.

Le diagramme schématique (fig. 1) montre le travail absorbé par la rupture d'éprouvettes de sections identiques en fonction de leur longueur. Le trait interrompu se rapporte à l'essai de traction lente, le

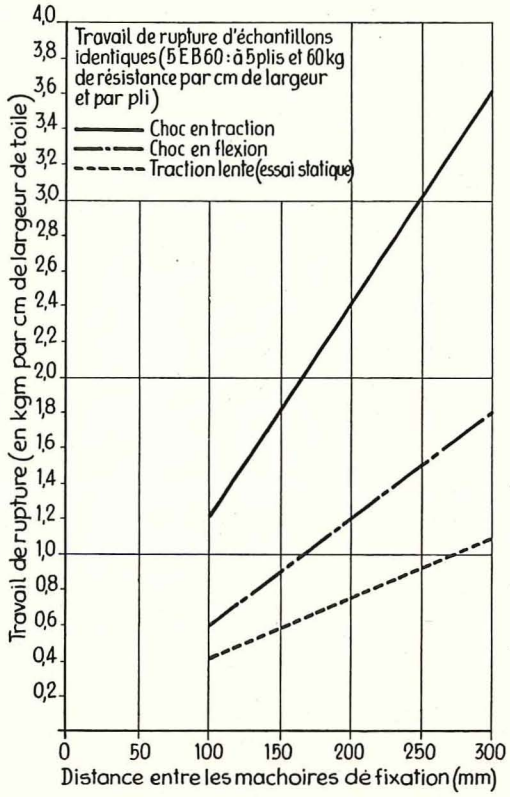


Fig. 1. — Travail de rupture d'échantillons identiques (5 E B 60 : à 5 plis et 60 kg de résistance par cm de largeur et par pli) pour différents processus de rupture.

trait continu à l'essai de choc en traction, et le trait mixte à l'essai de choc en flexion. En comparant les deux premières droites (traction lente ou brutale), on voit l'influence de la relaxation. Les deux dernières (traction et flexion) montrent l'influence du mode de fixation de l'éprouvette. Dans chaque cas, le travail croît approximativement proportionnellement à la longueur de l'échantillon.

En général, quelle que soit la vitesse de l'essai (lent ou dynamique) et le mode de sollicitation (traction ou flexion) le travail de rupture est une fonction assez simple de l'allongement et de la résistance à la rupture.

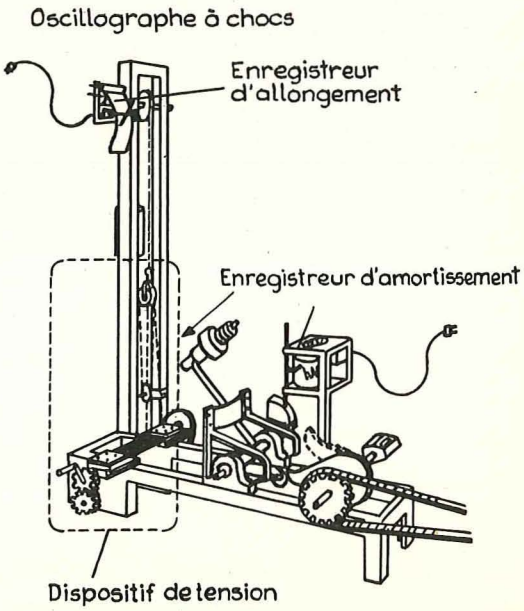
Si donc on négligeait l'influence des phénomènes de relaxation, on pourrait se dispenser d'effectuer les essais de rupture naturelle (par choc) puisqu'il est possible de calculer le travail de rupture à partir de l'allongement. Cela reviendrait à admettre l'opinion très répandue que c'est l'allongement à la rupture qui est le facteur déterminant de la résistance aux chocs d'une courroie. Cette manière de voir est fausse ; c'est justement à cause de la variation de la résistance à la déformation du caoutchouc renforcé par des âmes textiles, en fonction de la vitesse de déformation (relaxation), qu'il est indispensable de soumettre les échantillons à l'essai de rupture « naturelle » (dynamique ou par choc).

Mais cela ne suffit pas encore. Au cours de l'utilisation de la bande, les âmes textiles subissent un écrasement qui en disloque les fils et les affaiblit. Ce phénomène provoque une diminution de la résistance à la rupture et du travail absorbé mesuré à l'essai dynamique de rupture par flexion ou par traction. C'est pourquoi, il faut exécuter des essais de longue durée si l'on veut avoir des indications sérieuses sur le comportement futur de la courroie. Ces essais doivent permettre de préfigurer en quelque sorte l'histoire d'une courroie avant sa mise en service.

2) *Oscillographe à chocs.*

Les praticiens du fond attribuent l'origine principale des dégradations constatées aux chocs d'impact des produits sur la courroie. C'est ce qui a amené l'auteur à proposer une épreuve de choc par percussion répétée. Il s'agit en fait d'un essai de choc et de fatigue sur un échantillon travaillant en flexion.

Un marteau d'un poids déterminé tombe d'une hauteur déterminée sur une éprouvette tendue transversalement sous une tension définie (choc primaire). Il rebondit librement un certain nombre de fois (chocs secondaires), selon l'élasticité et les propriétés amortissantes de l'échantillon. Quant il est revenu



Figè 2. — Oscillographe à chocs.

au repos, un système mécanique le ramène à son point de départ et le processus de chocs et de rebondissements successifs à des hauteurs décroissantes se répète.

Le trajet du marteau pendant son rebondissement est enregistré en fonction du temps, ce qui permet de déterminer l'énergie absorbée par l'échantillon à chaque bond et de calculer l'amortissement des oscillations. L'échantillon est maintenu sous tension par deux mâchoires, reliées par un système de deux vis (droite et gauche) et des engrenages à un palan. Un contrepoids fixé au palan exerce un effort constant, indépendant de l'allongement de l'éprouvette, et ses déplacements permettent d'enregistrer cet allongement au cours de l'essai (fig. 2).

Le poids du marteau est déterminé en fonction de la hauteur de chute de façon que le travail correspondant soit en tout cas inférieur au travail de rupture de l'échantillon neuf, déterminé par l'essai de rupture par choc en flexion.

Dans le cas présent, le matériau de l'échantillon subit, sous les chocs répétés, une désintégration progressive, jusqu'à ce que le travail qu'il est capable d'absorber avant rupture devienne inférieur à l'énergie potentielle du marteau en position de départ. Cet état correspond à l'intervalle entre l'avant-dernier et le dernier coup, auquel se produit la rupture.

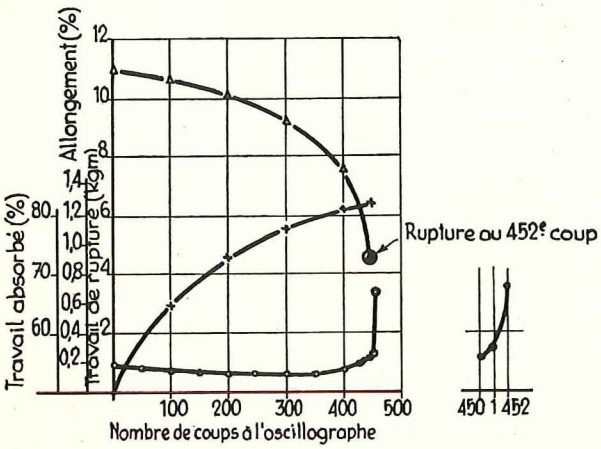


Fig. 3. (diagr. 1). — Travail de rupture (choc en flexion) et allongement en fonction du degré de fatigue.

Mouton à pendule		*Oscillographe*
Hauteur de chute	0,442 m	0,442 m
Poids du marteau	71,35 kg	10 kg
Energie	31,4 kgm	4,42 kgm
Longueur libre de l'échantillon	0,27 m	

Echantillon n° I	: Composition :	5 E B 60
	Résistance :	62,4 kg/cmL
	Allongement :	12,2 %
	Longueur totale :	0,35 m
	Longueur entre machoires :	0,27 m
	Largeur :	0,04 m

Courbe supérieure : travail de rupture au choc en flexion
Courbe moyenne : allongement permanent de l'échantillon
Courbe inférieure : amortissement : % de l'énergie du marteau absorbé par l'échantillon lors du choc primaire.

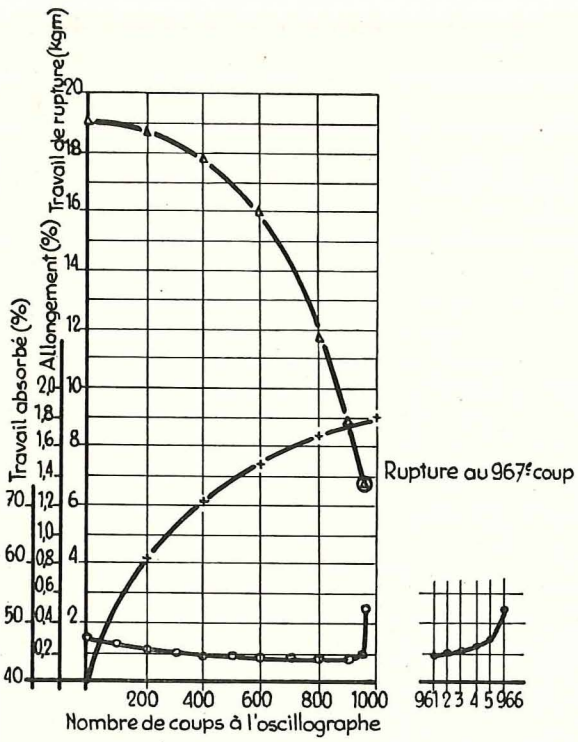


Fig. 4. (diagr. 2). — Travail de rupture (choc en flexion) et allongement en fonction du degré de fatigue.

Mouton à pendule		*Oscillographe*
Hauteur de chute	0,442 m	0,442 m
Poids du marteau	71,35 kg	12,5 kg
Energie	31,4 kgm	5,62 kgm
Longueur libre de l'échantillon	0,27 m	

Echantillon n° II	: Composition :	5 B 60
	Résistance :	78 kg/cmL
	Allongement :	13,6 %
	Longueur totale :	0,42 m
	Longueur entre machoires :	0,27 m
	Largeur :	0,04 m

C'est ainsi que l'on peut constater par exemple que le travail de rupture par choc en flexion d'un échantillon résistant à 19 kg/m à l'état neuf, tombe à 5,52 kg/m après 966 coups d'un marteau de poids déterminé.

Supposons qu'une autre courroie donne à l'état neuf le même travail de rupture, soit 19 kg m; mais que, par suite de la désintégration du matériau sous les chocs et de la diminution de l'élasticité de l'échantillon après allongement permanent, le travail de rupture tombe à 5,52 kg m après 100 coups seulement. Il est bien clair que cet échantillon est de bien moins bonne qualité que le précédent en ce qui concerne la résistance à des contraintes de choc analogues à celle réalisée dans l'essai décrit ici.

Le diagramme fig. 3 donne, en fonction du nombre de coups primaires subis par un échantillon sur l'oscillographe à chocs, le travail de rupture que cet échantillon est encore capable d'absorber par choc en flexion.

Pour établir ce diagramme, on a procédé de la manière suivante :

Dans chaque courroie à étudier, on a découpé 20 éprouvettes contiguës. Trois de celles-ci sont placées à l'état neuf dans l'oscillographe à chocs et martelées jusqu'à rupture. La courroie à laquelle se rapporte la fig. 3 casse au 452e coup, celle de la fig. 4 au 967e coup.

On prend alors des couples d'éprouvettes et on leur fait subir respectivement 100, 200, 300, 400 et 451 coups pour la première courroie et 200, 400, 600, 800, 900 et 965 coups pour la seconde. Après cette préparation, on enlève les échantillons de l'oscillographe à chocs et on les soumet à l'essai de rupture par choc en flexion sur le mouton à pendule. Ce sont les travaux de rupture obtenus dans cet essai qui sont portés en ordonnées et donnent la courbe supérieure des diagrammes (fig. 3 et 4) en fonction du nombre de coups.

On a également reporté sur ces diagrammes l'amortissement (% de l'énergie cinétique absorbée lors du choc primaire) et l'allongement permanent de l'échantillon.

Il ressort de ces courbes que l'amortissement diminue d'abord jusqu'à atteindre un minimum, par suite de l'allongement plastique de l'échantillon; si l'on pousse le processus de désintégration plus loin, l'amortissement augmente de nouveau et atteint, pour un nombre de coups approchant de la rupture, une valeur nettement plus élevée que celle de l'échantillon neuf.

Il est curieux de constater que l'échantillon qui a subi 965 percussions dans l'oscillographe a donné, à l'essai de choc en flexion, un travail de rupture précisément égal à l'énergie correspondant à la chute du marteau de l'oscillographe. L'échantillon resté sur l'oscillographe a cédé au 967e choc.

Le diagramme fig. 3 se prête aux mêmes observations.

Cette concordance a pu être observée à de nombreuses reprises. On peut donc raisonnablement admettre qu'au moment de la destruction des éprouvettes sur l'oscillographe à chocs, l'énergie du marteau de l'oscillographe correspond au travail de rupture, tel qu'on pourrait le mesurer par l'essai de choc en flexion sur le mouton à pendule.

On peut ainsi, à partir du nombre de coups, du poids du marteau et de sa hauteur de chute, établir des précisions concernant la durée de vie probable d'une courroie.

Les sollicitations réalisées sur l'oscillographe à chocs peuvent se comparer de la manière suivante à celles qui se produisent en service; si une courroie subit en un même point des coups répétés de la même violence que ceux de l'oscillographe, elle cèdera probablement après un nombre de coups peu différent. Mais comme le marteau rebondit librement plusieurs fois, à chaque cycle de la machine d'essai correspond une série d'impacts de violence décroissante, représentant la chute sur la bande de morceaux de différentes grosseurs du produit transporté. Le plus gros morceau correspond au poids du marteau. Pratiquement, en vertu des lois de la probabilité, un point déterminé de la courroie ne subira qu'après un temps de service assez long un nombre

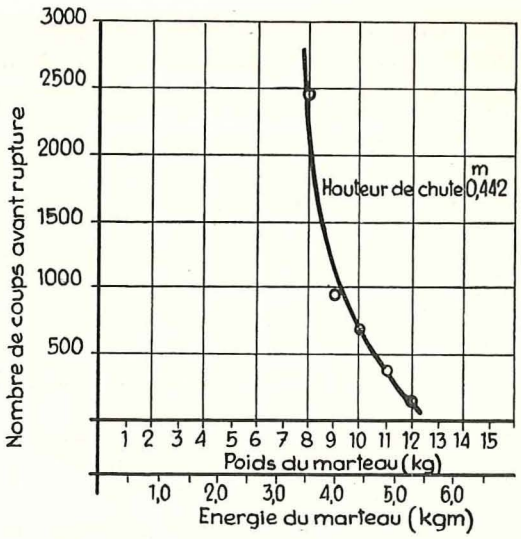


Fig. 5. (diagr. 3). — Relation entre le nombre de coups subis et le poids du marteau à l'oscillographe.

Composition de la bande :	5 E B 60
Largeur de l'éprouvette :	40 mm
Longueur libre :	270 mm

de coups de l'ordre de ceux qui sont réalisés à l'oscillographe.

La fréquence des impacts dépend en fin de compte des conditions de service, qui peuvent être très diverses, de sorte qu'il n'est pas possible d'établir un coefficient de proportionnalité numérique, reliant les résultats de l'oscillographe à la durée de vie probable, mais on pourra cependant affirmer avec certitude que, dans les mêmes conditions de service, une courroie qui résiste à 100 coups sur l'appareil cassera sensiblement plus vite qu'une courroie qui résiste à 1000 coups ou plus.

Le diagramme fig. 5 donne la relation entre le poids du marteau et le nombre de coups supportés par un échantillon.

Le tableau 1 permet de comparer les nombres de coups supportés par deux courroies de contexture analogue (5 plis résistant à 60 kg/cm de largeur) mais de fabrications différentes. La courroie A est en néoprène, la courroie B en matériaux ordinaires. On a étudié l'influence du poids et de la forme de la tête du marteau, ainsi que celle du revêtement de l'échantillon.

La supériorité de la courroie B (caoutchouc) apparaît clairement. D'autre part, comme on pouvait s'y attendre, la tête de marteau sphérique avec 5 mm de rayon réalise une contrainte beaucoup plus sévère (surtout pour les marteaux de poids élevé) que la tête de 10 mm de rayon (c'est cette dernière qui est employée actuellement).

L'influence du revêtement est spécialement marquée pour la bande de néoprène. Pour la bande de caoutchouc, elle ne se fait sentir d'une façon bien nette qu'avec la tête de 5 mm de rayon.

TABLEAU I.

Revêtement	Nombre de coups subis à l'oscillographe à chocs avant rupture.							
	Bande A en néoprène				Bande B en caoutchouc			
	En place		Enlevé		En place		Enlevé	
Rayons de la tête hémisphérique du marteau	10 mm	5 mm	10 mm	5 mm	10 mm	5 mm	10 mm	5 mm
Poids du marteau 12 kg	2				751	520	466	12
Poids du marteau 11 kg	18				1076	710	944	25
Poids du marteau 10 kg	70	35			1305	894	1253	93
Poids du marteau 9 kg	189	111						160
Poids du marteau 8 kg	432	170	120	3				514
Poids du marteau 7 kg	567	466	174	69				701
Poids du marteau 6 kg	1965	1515	806	214				

On a relevé les allongements permanents dans les différentes parties des éprouvettes. Pour la bande en caoutchouc, ces allongements sont également répartis sur toute la longueur de l'éprouvette. Pour la bande en néoprène, par contre, la partie centrale (25 mm de part et d'autre du point d'impact) s'allonge trois fois plus que les extrémités et deux fois plus que l'ensemble de l'éprouvette. En d'autres mots : avec la courroie de caoutchouc, le choc se transmet régulièrement jusqu'aux machoires de fixation, tandis que dans le néoprène ses effets restent concentrés dans les environs immédiats du point d'impact. Cette dernière courroie a donc une mauvaise capacité d'absorption des chocs.

On constate que l'allongement augmente avec la durée de l'essai de fatigue, c'est-à-dire si on allège le marteau, ou si on augmente le rayon de courbure de sa tête ou encore si on protège la courroie au moyen d'un revêtement de caoutchouc. Les allongements sur l'ensemble de l'éprouvette varient de 0,5 à 2 % pour le néoprène et de 0,2 à 1,8 % pour le caoutchouc.

Dans tous ces essais, les éprouvettes étaient soumises à une tension de 6 kg/cm de largeur et par pli correspondant à peu près à la tension des courroies en service. Notons que les nombres de coups auxquels résistent les éprouvettes maintenues à cette tension sont environ 1,4 fois supérieurs à ceux mêmes des échantillons fixés sur l'appareil sans dispositif de tension (machoires fixes).

Dans ce dernier cas, en effet, l'échantillon prend une flèche de plus en plus accusée et la réaction se fait à chaque coup plus brutale.

En traçant des traits parallèles sur le bord de l'éprouvette, dans le sens de l'épaisseur, on peut mettre en évidence le glissement relatif des couches dont est formée la courroie.

Le tableau II rassemble les résultats caractéristiques de l'essai de traction statique, des essais nouveaux de rupture par choc en traction et en flexion et de l'essai à l'oscillographe pour sept types différents de courroies.

I : courroie en néoprène.
II : courroie ininflammable Phoenix (ni néoprène, ni P.V.C.)
III : courroie en néoprène.
IV : courroie normale (caoutchouc).
V : courroie Phoenix (exécution expérimentale).
VI : courroie en P.V.C. (chlorure de polyvinyle).
VII : courroie en P.V.C. (chlorure de polyvinyle).
VIII : courroie en néoprène.

Les échantillons VI et VII proviennent d'une même courroie, mais l'échantillon VII a été soumis aux essais six semaines après le n° VI.

La ligne 10 du tableau donne les valeurs obtenues à l'essai de rupture par choc en flexion sur des éprouvettes de dimensions identiques à celles que l'on place sur l'oscillographe. La hauteur de chute des moutons était identique à celle du marteau de l'oscillographe ; les résultats ne sont donc pas faussés par des différences de vitesses de rupture. C'est dans les mêmes conditions qu'ont été obtenus les diagrammes fig. 3 et 4.

Les nombres de coups de l'oscillographe indiqués à la ligne 12 résultent de la moyenne de trois résultats d'essai, très proches l'un de l'autre.

La ligne 13 du tableau donne le travail absorbé jusqu'à la rupture sous le choc primaire. La ligne 14 donne le travail total absorbé : il inclut donc le travail absorbé lors des chocs secondaires (rebondissements successifs).

Il est intéressant de comparer les n° IV et VIII. L'échantillon VIII souffre beaucoup plus de la fatigue que le n° IV, quoique leurs allongements statiques soient tous deux fort élevés et proches l'un de l'autre.

Ce tableau permet au lecteur que la chose intéresse de faire encore de nombreuses autres comparaisons.

TABLEAU II.

Propriétés mécaniques de quelques types de courroies.

Courroies 5 B 60 : à 5 toiles de coton de 60 kg/cm de résistance nominale chacune.

Caractéristiques des échantillons	(1) Echantillon	N°	VI	VII	III	I	VIII	V	II	IV
	(2) Matière		chlor. de Polyv. (1)		néoprène			Phoenix (2)		caoutch.
	(3) Epaisseur de l'âme	mm	6.3	6.5	6.8	7.6	6.7	6.5	7.5	6.8
	(4) Epaisseur totale	mm	10.1	10.2	11.5	11.7	11.5	10.6	11.7	11.6
Essai statique (lent)	(5) Résistance	kg/cm par pli	62.6	64	79	62.4	62.5	70	78	73
	(6) Allongement à la rupture	%	14.4	14	6	12.2	16.5	11	13.6	17
	(7) Rapport résistance/allongement (5) (6)	%/10 kg	2.3	2.18	0.76	1.95	2.65	1.58	1.75	2.33
	(8) Travail de rupture	kgm	5.4			5.4			6.8	
Travail de rupture par choc	(9) En traction	kgm	12.5 (3)		12.8	15.5	17.5	13.4	15.6	18
	(10) En flexion	kgm	3.6	9.5	8.5	11.2	30	9.0	19.1	30
Fatigue oscillographe à chocs (4)	(11) % de travail absorbé au choc primaire (13) : (14)		67	73-57	42	54	61	51.7	47	60.4
	(12) Nombre de coups avant rupture		12	534	81	453	525	442	4052 (967)	4381 (2188)
	(13) Travail absorbé aux chocs primaires	kgm	35.6	1530	150	1090	1400	1000	8500 (2510)	11650 (7300)
	(14) Travail total absorbé	kgm	53	2370	359	2000	2300	1960	18000 (5320)	19400 (12000)
	(15) Réduction par fatigue du travail de rupture	%		47	52	39.5	14.8	49	23 (29)	14.8
	(16) Allongement	%	0.66	4.76	0.35	1.28	5.0	2.04	25 (1.75)	4.77

(1) Echantillons identiques mais le n° VII a été essayé six semaines plus tard que le n° VI.

(2) Matières synthétiques ne contenant ni chlorure de polyvinyle, ni néoprène,, mises au point par la firme Phoenix, n° V : exécution expérimentale; n° VI : exécution courante.

(3) Echantillon de dimensions anormales.

(4) Hauteur de chute : 0.442 m. Poids du marteau : 10 kg. Energie : 4,42 kgm.
Pour les résultats ( ) des colonnes II et IV : hauteur de chute : 0,442 m. Poids du marteau 12,5 kg. Energie : 5,52 kgm.

Les âmes textiles des échantillons qui résistent à un grand nombre de coups apparaissent fortement effilochées à la section de rupture, tandis que les échantillons qui cassent après un nombre réduit de coups montrent une fracture nette. La figure 6 permet de comparer l'aspect des échantillons II et VI ayant subi respectivement 4052 et 12 coups de marteau.

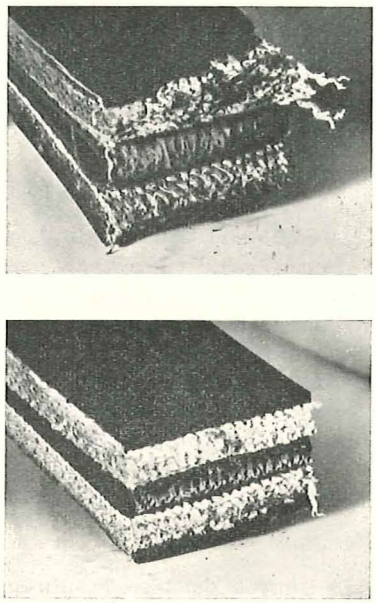


Fig. 6. — Aspect de la cassure réalisée à l'oscillographe à chocs.
En haut : échantillon II = 4052 coups
En bas : échantillon VI = 12 coups

Il arrive que les bandes transporteuses soient peu homogènes et que des échantillons découpés l'un à côté de l'autre dans une même courroie donnent des différences notables à l'essai de fatigue. Ces différences proviennent non pas de la méthode d'essai, mais de l'hétérogénéité de la courroie elle-même.

La fig. 7 montre à droite une éprouvette qui a cassé après 20 coups, à gauche une éprouvette découpée juste à côté de la précédente et qui a résisté à 250 coups. On peut remarquer que la cassure nette de l'échantillon de droite se poursuit sur les 3/5 de la section de l'échantillon de gauche où commence la zone effilochée. Une troisième éprouvette non représentée sur la figure, découpée à gauche de la précédente, présente une cassure effilochée sur toute sa largeur et a résisté à 420 coups.

On peut compter, pour l'essai de fatigue à l'oscillographe, sur une précision de 5 %, ce qui est très satisfaisant pour un essai dynamique de fatigue.

Il est possible cependant que la précision intrinsèque de la méthode soit encore meilleure et qu'une partie de la dispersion citée ci-dessus soit encore due à l'hétérogénéité des matériaux essayés.

En un mot, l'essai à l'oscillographe peut être caractérisé comme un essai de fatigue par choc en flexion, se terminant par un essai de rupture par choc en flexion.

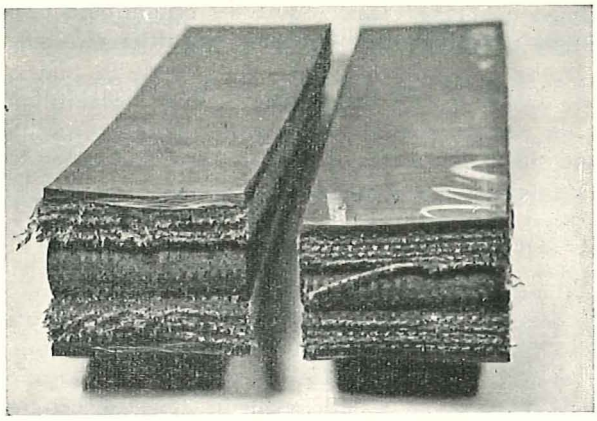


Fig. 7. — Aspect de la cassure réalisée à l'oscillographe à chocs. Echantillons contigus d'une même courroie.
A droite : rupture après 20 coups - A gauche : rupture après 250 coups.

3) *Essai de flexion alternative.*

On peut effectuer des essais de fatigue par flexion alternative. Il existe plusieurs procédés : la fatigue est produite par les extensions et compressions alternatives du matériau, surtout dans les couches externes à la courroie.

Cet essai n'est cependant pas essentiel pour les courroies destinées au fond. Celles-ci ne sont pas prévues pour des efforts de traction très élevés et, en conséquence, leur épaisseur est assez faible. Aussi les contraintes apparaissant lors du passage sur les tambours ne sont-elles, en général, pas critiques au point de vue de la durée de service des courroies, même en tenant compte des faibles diamètres des tambours couramment employés au fond.

Pour les convoyeurs de surface par contre qui atteignent des longueurs considérables, on est amené à des épaisseurs de courroie beaucoup plus importantes. Avec de pareilles épaisseurs, les contraintes produites par l'impact des produits sur la bande n'ont plus l'importance qu'elles ont dans le fond, la résistance des courroies étant surabondante au point de vue des sollicitations par choc. Par contre, la flexion sur les tambours devient un point critique : on peut endommager sérieusement une bande épaisse en la faisant passer sur des tambours trop petits.

Au point de vue construction, il est cependant intéressant de réduire les diamètres de tambours (poids, encombrement). Il serait donc utile de pouvoir déterminer, au moyen d'un essai de flexion alternée, l'influence du diamètre des tambours sur la durée de vie d'une courroie épaisse.

Cependant, comme cet essai n'intéresse pas directement le fond, on ne s'y attardera pas ici. Signalons cependant une faute à éviter. On pourrait être tenté d'accélérer cet essai de fatigue en faisant passer la courroie sur des tambours de diamètre notablement plus faible que celui pour lequel elle est prévue. Cette façon de procéder rendrait très difficile la détermination d'un facteur de proportionnalité permettant de comparer les résultats de l'essai au comportement à prévoir en service réel. D'autre part, il

faudra éviter de travailler avec des échantillons trop étroits : les effets de bord fausseraient les résultats.

Enfin, un essai de fatigue de ce genre ne pourra être admis que si, après avoir soumis l'échantillon à un certain nombre de flexions alternées, on lui fait subir des essais statiques pour déterminer la variation de ses propriétés mécaniques.

4) *Traction pulsée.*

Il est intéressant de savoir dans quelle mesure les allongements (mesurés sur des échantillons neufs lors de l'essai statique de traction) sont élastiques, c'est-à-dire dans quelle mesure la courroie est encore capable de subir ces allongements après un certain temps de service.

On a construit à cet effet un « élastomètre » réalisant des tractions pulsées. Cet essai ressemble aux essais d'hystérésis effectués antérieurement avec la machine de l'essai de traction statique

Une éprouvette est soumise à une tension de base constante par un dynamomètre à ressort à réglage automatique. Un excentrique réglable superpose à cette tension de base une charge pulsatoire.

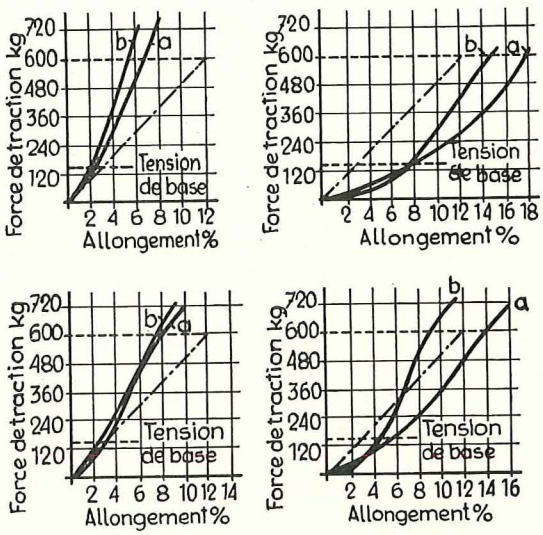


Fig. 8. — Caractéristique allongement-tension.

Largeur des éprouvettes : 20 mm

Tension de base pour l'essai de tension pulsatoire : 15 kg/cm par pli (correspond à 3 % d'allongement pour une courroie idéale).

L'excentrique produisant la tension ondulatoire est règlé de façon à produire une tension maxima de 30 kg/cm par pli (6 % d'allongement) dans une courroie normale.

Nombre de cycles : 1000

Trait de chaînette : Bande idéale (parfaitement élastique) - Résistance 60 kg/cm par pli - Allongement à la rupture : 12 %.

a : Caractéristique avant l'essai de fatigue par tension pulsatoire.

b : Caractéristique après l'essai de fatigue par tension pulsatoire.

Le diagramme fig. 8 donne les courbes allongement--tension, relevées sur les échantillons III, IV, V et VI au moyen de la machine normalisée pour l'essai statique. Les courbes marquées (a) se rapportent aux échantillons neufs, les courbes (b) aux échantillons ayant subi préalablement 1000 pulsations sur l'élastomètre. Pour chaque sorte de courroie, la courbe (b) (échantillon fatigué) est plus plate à son paint de départ que celle (a) de l'échantillon neuf mais ensuite elle se redresse et devient plus raide. En effet, la charge pulsée a pour effet d'étirer les âmes textiles. Le caoutchouc garde son élasticité et, à la suppression de la charge, tend à contracter la courroie. Lors de l'essai de traction subséquent (il suffit d'une force assez faible pour étirer le caoutchouc), les toiles n'interviennent qu'après un certain allongement. A partir de ce moment, la courbe se raidit, la résistance des toiles, qui ont perdu une partie de leur souplesse, s'ajoutant à celle du caoutchouc.

En service réel, les courroies restent toujours plus ou moins tendues et le caoutchouc n'a pas la possibilité de se contracter. En traçant la tangente à la partie redressée de la courbe, on détermine sur l'axe des abscisses un point à partir duquel on peut mesurer les allongements pratiquement disponibles.

De la fig. 8 résulte qu'à la suite de l'essai de traction pulsatoire, l'allongement élastique effectif en service diminue beaucoup plus pour les courroies à fort allongement initial que pour les autres.

C. — Arrachement au démarrage.

1. *Considérations générales.*

Quand une courroie démarre, le brin qui s'engage sur la tête motrice est soumis à une traction momentanée qui, selon les caractéristiques du moteur, peut dépasser de 50 %, ou plus encore, l'effort sur la bande en marche normale.

Cette traction s'établit en 0,05... 0,10 seconde. Il est important de savoir quelle est, à cette vitesse d'arrachement, la résistance à la traction, aussi bien pour la courroie neuve qu'après un certain temps de service.

L'essai par choc en traction avec le mouton à pendule ne permet pas de tirer des conclusions à ce point de vue car il est beaucoup trop rapide (0,005 sec.)

D'autre part, cet essai ne permet pas la mesure des efforts, mais uniquement celle du travail absorbé, et il faudrait compliquer beaucoup l'appareillage pour l'adapter à ce nouvel objectif.

2. *La machine pour arrachement « naturel ».*

On a construit une machine simulant assez exactement le processus d'arrachement au démarrage. L'arragement dure de 0,8 à 1 sec. et est réalisé de la façon suivante.

Un volant est mis en vitesse par un moteur, puis débrayé quant il atteint 1400 à 2800 tours par minute, il est accouplé magnétiquement à une vis sans fin entraînant l'une des mâchoires de fixation de l'échantillon. L'autre mâchoire est reliée à un dynamomètre. L'appareil enregistre simultanément l'effort exercé et l'allongement de l'éprouvette (deux repères à 100 mm d'intervalle) en fonction du temps.

Selon la qualité et le mode de fabrication des courroies, la résistance à la rupture, mesurée au

moyen de cet appareil, dépasse de 0 à 15 % les chiffres relevés à l'essai statique (30 mm/min). L'allongement diminue de 10 % par rapport à l'essai statique.

3. *Domaine d'emploi.*

Cet appareil se prête particulièrement aux études de qualité des fabricants. On peut aussi fort utilement l'utiliser pour l'essai d'échantillons soumis auparavant à l'essai de fatigue par flexion alternée et se faire ainsi une idée de la fatigue par flexion assez proche de la réalité.

D. — La flexibilité.

1. *Méthodes statiques.*

La flexibilité doit avoir sa place dans une étude d'ensemble des qualités d'une courroie. La première idée qui vient à l'esprit consiste à exécuter une mesure statique, en chargeant en son milieu, au moyen de poids ou de dynamomètres, un échantillon posé sur deux supports et en relevant la flèche en fonction de la charge. On peut alors soit se donner la flèche correspondant à un diamètre de tambour déterminé et chercher la charge correspondante, soit partir d'une charge normalisée et déterminer la flèche. On peut découper les éprouvettes longitudinalement ou transversalement. Dans le premier cas, il s'agira de la souplesse pour le passage sur les tambours, dans le second de la flexion en auge. L'inconvénient de cette méthode est qu'elle ne tient pas compte de l'influence du temps (vitesse de flexion).

2. *Oscillographe à pendule.*

C'est pour ces raisons qu'on a mis au point un procédé pour étudier le processus de flexion pendant le mouvement (essai dynamique) : on suspend l'éprouvette verticalement et on y fixe un pendule à tige. Celui-ci est écarté de sa position d'équilibre, puis abandonné à lui-même. L'oscillation, fortement amortie par l'échantillon, est enregistrée sur une bande de papier par un crayon fixé à l'extrémité mobile de l'éprouvette.

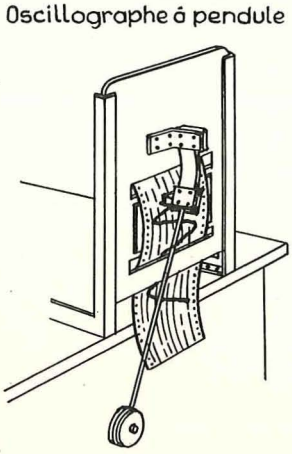


Fig. 9. — Oscillographe à pendule.

La connaissance en fonction du temps, de l'amortissement et de la fréquence des oscillations permet de départager l'influence des phénomènes élastiques et des frottements dans la raideur des courroies. Aux déformations élastiques correspond un travail réversible. Plus la raideur « élastique » est élevée, plus il faut augmenter les diamètres de tambour et diminuer l'angle de flexion en auge.

Les constructeurs de transporteurs demandent souvent aux fabricants de courroies de leur fournir le module d'élasticité (E). Celui-ci dépend du degré de déformation. De plus, les déformations plastiques font dépendre ce module du temps. La détermination directe (à partir d'un diagramme de traction) a donc peu de sens. On peut fort bien, par contre, tabler sur les valeurs de E calculées à partir de l'oscillogramme du pendule.

Pendant une oscillation, l'éprouvette prend des courbures sans cesse variables. De la valeur effective de l'amortissement, on peut donc déduire le travail nécessaire pour le passage sur des tambours de diamètres variés. Ces valeurs sont assez proches de la réalité car la durée des oscillations du pendule est du même ordre de grandeur que celle du passage de la courroie sur le tambour.

E. — Essai de résistance à la flamme (1).

1. *Essai de durée de combustion.*

La fig. 10 montre la disposition d'un échantillon dans la flamme d'un brûleur ainsi que le réglage

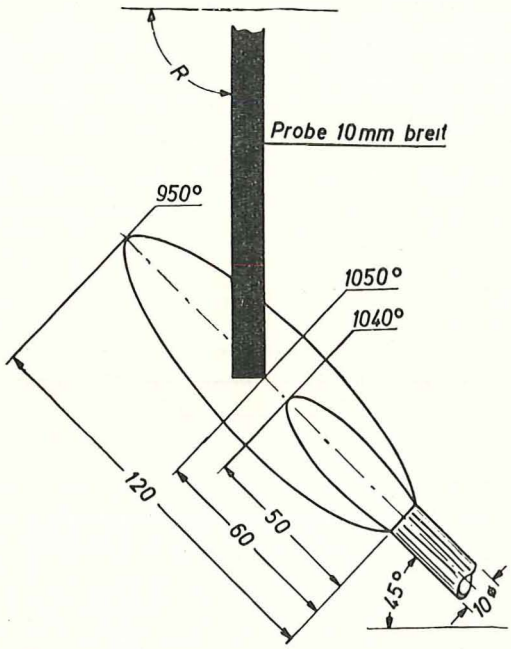


Fig. 10 .— Essai normalisé de résistance au feu.
Probe 10 mm breit : Largeur de l'échantillon 10 mm

(1) L'auteur fait remarquer que le mot allemand « flammwidrig » ne signifie pas « ininflammable » mais « qui étouffe la flamme », c.-à-d. ayant tendance à s'éteindre par soi-même après avoir été mis en feu.

de celui-ci. On peut faire usage de gaz de ville ou de propane (en bouteilles).

Les échantillons ont 200 mm de longueur et 10 mm de largeur. L'essai porte sur le revêtement de caoutchouc, sur les âmes textiles et sur l'ensemble. Pour chaque cas, on soumet trois éprouvettes à l'essai. Celles du revêtement sont maintenues 15 sec dans la flamme, celles qui contiennent du textile y restent 30 sec.

On chronomètre le temps pendant lequel chaque éprouvette continue à brûler après avoir été retirée de la flamme et on fait la somme des neuf temps obtenus. Selon le total obtenu, on distingue quatre classes de courroies :

jusqu'à 60 sec.	classe 1
de 61 à 120 sec.	classe 2
de 121 à 180 sec.	classe 3
de 181 à 240 sec.	classe 4

2. *Essai d'inflammation.*

La méthode décrite ci-dessus ne permet pas d'observer avec précision l'instant de l'inflammation. D'autre part, l'atmosphère de la flamme est réductrice. On a donc mis au point un autre procédé, où l'échantillon n'est pas enveloppé par une flamme mais placé à l'extrémité d'une petite cheminée incandescente traversée par un courant d'air chaud ayant une teneur normale en oxygène.

L'échantillon est un cercle de 20 mm de diamètre découpé dans la courroie. Quand il a pris feu, on le retire et on chronomètre la durée de la combustion.

Ce brûleur, chauffé par résistance électrique, a été mis au point par la firme Horo et est fabriqué et mis en vente par la firme Desag de Heidelberg (fig. 11). La figure donne la répartition de la température le long de l'axe de la cheminée. Cette température est homogénéisée par une spirale métallique.

* * *

Discussion.

M. ANDRIEN. — L'appareillage que vous venez de décrire, peut-on se le procurer dans le commerce, par exemple chez Scott et Schopper.

M. BERNHARDT. — Les fabricants fabriquent eux-mêmes ces appareils.

M. de CROMBRUGGHE. — Les résultats des essais à chocs répétés étaient-ils reproductibles et avait-on beaucoup de dispersion dans les résultats ?

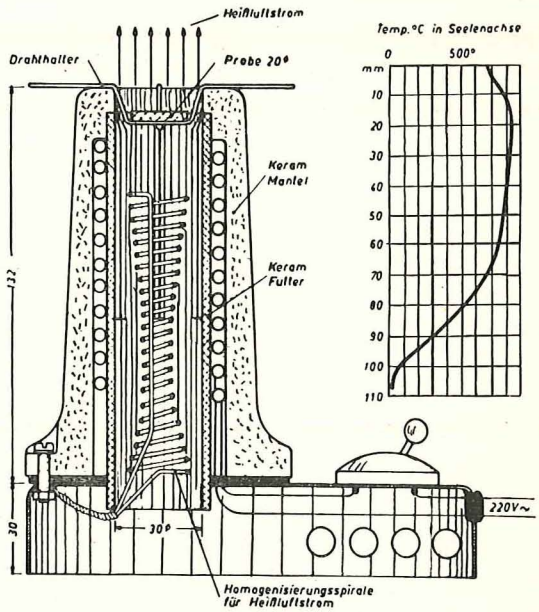


Fig. 11. — Nouveau dispositif pour l'essai de résistance au feu.

Heissluftstrom	=	courant d'air chaud
Drahthalter	=	support en fil de fer
Probe 20 ∅	=	éprouvette ∅ 20
Temp. ° C in Seelenachse	=	Température en ° C dans l'axe de l'appareil
Keram. Mantel	=	enveloppe en céramique extérieure
Keram. Futter	=	enveloppe en céramique intérieure
Homogenisierungsspirale für Heissluftstrom	=	spirale d'homogénéisation de la température.

M. BERNHARDT. — Un même morceau de courroie subit une dispersion de l'ordre de 5 à 10 %, mais il peut arriver que les échantillons montrent des écarts plus grands; ainsi ce fut le cas pour une courroie en chlorure de polyvinyle. Dès lors, on constate qu'il doit y avoir des hétérogénéités dans la fabrication. Ainsi la forme de la cassure est différente car, en effet, un morceau de courroie qui subit un grand nombre de coups casse pour finir en s'effilochant, tandis qu'une courroie qui subit un petit nombre de coups casse d'une façon plus nette.

Je veux bien mettre à la disposition des fabricants de caoutchouc les plans et les appareils que j'ai conçus moi-même.

La Gazéification souterraine dans les divers pays

(Suite)

RAPPORT D'INICHAR

AVANT-PROPOS

Les Annales des Mines de Belgique ont publié en 1951-1952, sous le titre « La Gazéification souterraine dans les divers Pays », un compte rendu des différentes expériences à grande échelle de gazéification souterraine, exécutées ou en cours à cette époque en Belgique ou à l'étranger.

Depuis lors, les essais ont été poursuivis en Grande-Bretagne, aux Etats-Unis et au Maroc. Dans ce dernier pays, une seconde série d'essais, effectués sous le contrôle du Centre d'Etudes et Recherches des Charbonnages de France, vient de se terminer.

Les notes de M. R. Loison, Ingénieur en Chef au Cerchar, ont fourni les éléments du compte rendu ci-après. Celui-ci fait suite au rapport publié dans la livraison de janvier 1952 des Annales des Mines. Le lecteur voudra bien s'y reporter pour les renseignements d'ordre général et la description de la méthode d'analyse des résultats.

Inichar est redevable de ce résumé à son ancien collaborateur, Monsieur l'Ingénieur de Crombrugghe, qui connaît particulièrement bien la question de la gazéification souterraine. Il l'en remercie vivement.

* * *

SAMENVATTING

VII. — NIEUWE PROEVEN OVER ONDERGRONDSE VERGASSING TE DJERADA (MAROCCO)

In de steile anthracietlagen van Djerada (Marocco) had van November 1949 tot Januari 1951 een eerste reeks proeven over ondergrondse vergassing plaats (zie Annalen der Mijnen van België, 1952, Januari, blz. 9/27).

Een nieuw experiment werd van Februari 1954 tot April 1955 uitgevoerd : het algemeen schema (stijgende vuurpijler tussen twee neerbraken in de laag) is hetzelfde gebleven, doch de opgedane ervaring heeft enkele wijzigingen doen aanbrengen : versterking van de blaasmiddelen, vervanging van de ingegraven warmterecuperatoren door een bovengrondse warmtewisselbaar, verbinding van het paneel met de bovengrond door steengalerijen, waardoor de dichtheid aanzienlijk verbeterd werd. Het is mogelijk geweest voorverwarmde lucht onder een druk van 1,5 kg/cm² in te blazen (5.000 tot 10.000 m³/h).

Men heeft brandbaar gas bekomen door aanhoudend lucht te blazen (500 tot 600 cal/m³ gedurende meerdere weken). Na een bepaald levensduur echter stelt men een ontaarding van de gasgenerator vast : het contact brandstof-brandmiddel wordt slecht en het wordt onmogelijk verder nog luchtgas te ontwikkelen. In dat geval kan men nog watergas verkrijgen door water (ingeblazen stoom of grondwater) op de heete steenkolen te laten inwerken (gas met 600 tot 900 cal/m³ doch in kleine hoeveelheden). De werking is tamelijk regelmatig en soepel geweest.

Met een brandstof rijker aan vluchtige bestanddelen zou men ongetwijfeld gas met beter verwarmingsvermogen bekomen hebben.

De hier toegepaste zg. stromingsmethode schijnt de beste uitslagen op te leveren in steile lagen, dicht bij de oppervlakte, met panelen die niet te groot zijn (2000 ton) en die genoeg verwijderd zijn van de invloedszone van andere afbouwwerken.

Het betrekkelijk gering verwarmingsvermogen van het gas, de kleine productiecapaciteit van een paneel, de eisen aan de gesteltenis van de laag opgelegd en de onvolledige benuttiging van de voorhanden zijnde brandstof staan nog op de weg voor een economisch renderend bedrijf.

VII. — DEUXIEME ESSAI DE GAZEIFICATION SOUTERRAINE A DJERADA (MAROC)

Une première série d'essais de gazéification souterraine a été effectuée de novembre 1949 à janvier 1951 dans les anthracites en dressant de Djérada (Maroc).

De nouveaux essais ont eu lieu de février 1954 à avril 1955. Le schéma général est resté le même : taille de feu montant entre deux descenderies en couche. L'expérience acquise a amené quelques améliorations : les appareils de soufflage ont été renforcés, les récupérateurs souterrains ont été remplacés par un échangeur de chaleur placé à la surface, l'accès du panneau a été réalisé par des galeries en roche, ce qui a amélioré l'étanchéité. On a pu souffler dans le chantier 5.000 à 10.000 m³/h d'air préchauffé, sous une pression de 1,5 kg/cm².

On a obtenu du gaz combustible par soufflage continu d'air (500 à 600 cal/m³ pendant plusieurs semaines). Cependant, après une certaine durée de fonctionnement, on constate une dégénérescence du gazogène souterrain : le contact combustible-comburant se détériore et la production de gaz à l'air cesse pratiquement. Il est encore possible, dans ces conditions, de fabriquer du gaz à l'eau en faisant réagir de l'eau (vapeur injectée ou venue naturelle) sur le charbon échauffé (gaz de 600 à 900 cal/m³ en petites quantités). Le fonctionnement du chantier a été relativement souple et régulier.

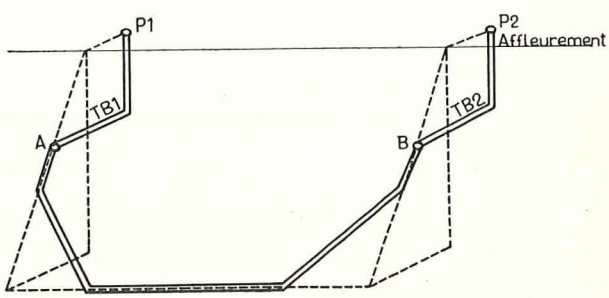
Un combustible plus riche en matières volatiles aurait sans doute permis d'obtenir un gaz plus riche.

La méthode du courant employée ici semble bien donner ses meilleurs résultats dans des couches redressées, proches de la surface. Les panneaux ne peuvent être trop étendus (2.000 tonnes) et doivent être en dehors de la zone d'influence de toute exploitation.

Le pouvoir calorifique médiocre du gaz obtenu, la capacité de production réduite d'un panneau, les conditions à réunir dans un site déterminé et l'utilisation incomplète du gisement sont autant d'obstacles importants rendant impossible actuellement l'exploitation économique du procédé.

* * *

La deuxième série d'essais de gazéification souterraine de Djerada a été effectuée de février 1954 à septembre 1954 dans le même gisement et suivant un schéma général analogue à celui de l'essai de 1950. La même installation a servi, en février et mars 1955, à gazéifier un nouveau panneau dans une couche voisine mais de puissance plus faible.



1. — DESCRIPTION DU CHANTIER

a) Le gisement.

Les essais ont été effectués dans les couches B et C, fortement redressées (pendage Nord de l'ordre de 70°), et affleurant suivant une ligne ouest-est. Leurs puissances sont respectivement de 0,70 m (couche B) et 0,40 m (couche C). Le charbon est un anthracite à 5,9 % de matières volatiles (cendres déduites), relativement riche en soufre.

b) Schéma minier (fig. 1).

La méthode adoptée est la même que celle du premier essai : la taille de feu, montante, attaque un panneau en fer à cheval en rabattant entre deux descenderies foncées suivant la plus grande pente de la couche.

Le panneau découpé en couche B a 100 m de largeur, la partie à gazéifier a 30 m de hauteur et contient 3.000 tonnes de charbon. Le panneau de couche C, un peu plus petit, contient 1.200 tonnes.

Ce schéma diffère de celui du premier essai par la disposition des voies d'accès au panneau. Celles-ci sont creusées en roche et comportent deux puits et deux travers-bancs venant recouper la couche à 20 m sous la surface du sol. On améliore ainsi notablement l'étanchéité par rapport à la disposition antérieure selon laquelle les descenderies en couche partaient de la surface.

La galerie de base se situe à 50 m sous le niveau du sol. Les deux coins inférieurs du panneau sont coupés par des montages inclinés à 45° et munis d'un soutènement sommaire en bois. Un sondage axial, foré dans la couche, permet de suivre les variations de pression en un point situé à mi-chemin du trajet des gaz.

c) Installations de surface.

Les moyens de soufflage, plus puissants que ceux du premier essai, comportent deux compresseurs montés en parallèle et capables de débiter chacun 5000 m^3/h sous une pression effective de 1,5 kg/cm^2. Un jeu de vannes permet l'inversion du courant d'air dans le chantier.

Les récupérateurs enterrés ont été remplacés par un échangeur de température installé à la surface et permettant de préchauffer l'air de soufflage en récupérant la chaleur sensible du gaz, indépendamment de la cadence des inversions. Les conduites d'air et de gaz reliant l'échangeur au chantier sont calorifugées.

Le gaz peut être brûlé sous une chaudière dont la vapeur est destinée à être injectée dans le chantier pour produire du gaz à l'eau.

2. — JOURNAL DE L'ESSAI

A. Essais en couche B.

α) Préchauffage et allumage. (31 janvier - 8 février 1954).

Avant l'allumage, le chantier est séché et préchauffé pendant 8 jours au moyen d'un débit de 5.000 à 10.000 m^3/h de fumées à 250... 350° C, produites par un brûleur à mazout. L'allumage a été obtenu facilement le 8 février en réduisant l'excès d'air au brûleur et en augmentant la température des fumées.

Après le démarrage, l'essai est marqué par quelques incidents matériels qui n'ont cependant pas de conséquences graves : pannes de compresseurs, coupures de courant, entraînement de poussières abondantes par le gaz, avec encrassement de l'échangeur et détérioration de la conduite. Le total des temps d'arrêt a été de 70 heures pour les deux premiers mois.

b) Régime d'inversions (8 février - 26 mars).

Pendant les six premières semaines de l'essai, on souffle tantôt par le puits Est, tantôt par le puits Ouest, le débit maximum possible, compte tenu de la résistance du chantier. L'air est soufflé sous une pression de 1,5 kg/cm^2 et préchauffé à 160-180° C.

La résistance augmente rapidement à partir de l'allumage, passant progressivement de 0,1 kg/cm^2 le 8 février à 1,5 kg/cm^2 le 15 février, pour un débit de 5.000 m^3/h. Malgré les précautions prises, les fuites augmentent parallèlement, atteignant 1/4 environ du débit total.

Les périodes de soufflage alternativement dans les sens Est-Ouest ou Ouest-Est durent 4 à 11 jours. La mise en régime du chantier s'effectue assez lentement, et l'intervalle entre les inversions semble insuffisant pour amener une stabilisation complète de la composition du gaz. Après une inversion, on obtient une certaine quantité de gaz à l'eau ($CO_2 + H_2$) dont la formation résulte de la migration de l'eau du terrain sous l'influence des fluctuations de pression. La qualité du gaz baisse ensuite rapidement pour remonter par après lentement, après plusieurs jours de fort débit, à mesure que se développe la réaction du gaz à l'air (CO dans le gaz).

Le pouvoir calorifique du gaz évolue pendant cette période entre 250 et 700 cal/m^3, avec une valeur moyenne de l'ordre de 400 cal. Le 11 et le 12 mars, le gaz brûle pendant 30 heures sous la chaudière. Il contient 23... 24 % de ($CO + H_2$) mais est très humide.

La température du gaz sortant est de 400... 500° C, ce que permet de préchauffer à 160... 180° l'air soufflé.

c) Soufflage continu (26 mars - 13 mai).

Les durées de soufflage de 4 à 11 jours paraissant insuffisantes pour l'obtention d'un régime stabilisé, on maintient pendant 48 jours le soufflage dans le sens Ouest-Est (débit de 5.000 m^3/h). Le pouvoir calorifique, voisin de 100 cal. au début de la période, atteint 400 cal, après 5 jours, se maintient entre 500 et 600 cal. du 8e au 23e, et redescend ensuite vers 400 cal. pendant les trois dernières semaines. Ces variations sont surtout dues à des modifications de la teneur du gaz en CO, donc de l'intensité de la réaction du gaz à l'air, la teneur en H_2 restant par contre assez constante.

Au cours de cette période, le feu semble s'être déplacé vers l'aval du courant d'air. Il n'a cependant pas atteint l'extrémité Est du chantier puisque la température du gaz est restée faible (200 à 300°C). L'air soufflé n'était par conséquent que faiblement préchauffé.

d) Détérioration du chantier (13 mai - 25 juin).

Le 13 mai, on inverse le sens du courant d'air dans l'intention de réaliser une période prolongée de soufflage Est-Ouest. Mais la composition du gaz obtenu est fort irrégulière. Simultanément, la résistance du chantier diminue, permettant à partir du 9 juin de souffler 10.000 m^3/h sous 1.5 kg/cm^2 de pression. La zone de feu semble s'être étendue, atteignant les extrémités du chantier ; aussi la température du gaz sortant est-elle élevée (jusqu'à 700° C). Entre le 23 et le 25 juin, la chaudière à vapeur, utilisant la chaleur sensible du gaz, vaporise de 300 à 600 litres d'eau par heure.

On tente diverses manœuvres (inversions, variations de débit) pour déplacer la zone de feu et améliorer le gaz, mais quoi qu'on fasse, on n'obtient plus de pouvoir calorifique supérieur à 500 cal. que pendant de brèves périodes.

Le chantier s'étant plus largement ouvert, le contact entre comburant et combustible est moins bon et la gazéification a fait place à la combustion. Le gaz formé éventuellement au contact du charbon est brûlé plus loin par le comburant en excès. Dans ces conditions, on a peu de chances d'obtenir encore du gaz combustible par soufflage continu.

e) Débits pulsés (25 juin - 19 septembre).

On décide, par conséquent, de réaliser un régime cyclique alternant des phases de chauffage du chantier (fort débit d'air) et des phases de formation de gaz à l'eau, avec un débit d'air nul ou tout juste suffisant pour évacuer le gaz formé. On évite de cette façon que le gaz formé soit brûlé par l'oxygène en excès.

Des essais effectués occasionnellement pendant les périodes précédentes ont montré que les débits de vapeur à injecter que pouvait fournir la chaudière (quelques centaines de kg par heure) étaient insuffisants pour exercer une influence sensible sur la qualité du gaz. Aussi utilise-t-on dorénavant de préférence, pour fabriquer du gaz à l'eau, la venue d'eau naturelle dans le chantier souterrain.

Après quelques tâtonnements, on adopte un cycle comportant 2 à 8 heures de chauffage (débit d'air : 10.000 m^3/h, température du gaz : 600° C.), 1 1/2 heure d'arrêt complet et 6 à 30 heures de balayage (1.000 m^3/h). Le gaz recueilli sous faible débit accuse 400 à 500 cal. quand le balayage a lieu dans le sens Ouest-Est. Par contre, dans le sens contraire, le pouvoir calorifique est très faible et le gaz contient de l'oxygène.

Alternée avec des périodes prolongées de soufflage continu (2 jours à 4 semaines), destinées à réchauffer le chantier, l'application de ce cycle donne des résultats constants et reproductibles quoique le chantier soit en fonctionnement depuis sept mois et demi et que les 5/6 du charbon disponible soient brûlés.

La quantité de gaz produite est cependant très faible par rapport à l'énergie de compression totale.

Cet essai est arrêté le 19 septembre et le chantier est noyé.

B. Essai en couche C.

Après dénoyage et remise en état des travaux souterrains, le panneau en couche C est mis en service. Dans l'intervalle entre les deux essais, on garnit d'un tubage métallique les puits d'accès.

a) Préchauffage et allumage (22-24 janvier 1955).

Le préchauffage et l'allumage sont exécutés de la même façon que lors de l'essai précédent. Le séchage du chantier est beaucoup plus rapide mais l'allumage plus difficile (12 heures de fumées à 650° C.) que pour l'autre panneau.

Le début de l'essai est également marqué par une forte émission de poussières (100 à 200 tonnes) formées de charbon grenu, partiellement carbonisé.

b) Soufflage continu (24 janvier - 13 février).

Sans devoir recourir à la pression maximum dont sont capables les compresseurs, on fait passer dans le chantier 9.000 m^3/h d'air sous 1 kg/cm^2. La première période de soufflage (24 janvier - 5 février), dans le sens Ouest-Est, donne 410 cal/m^3. La deuxième période, dans le sens Est-Ouest, produit pendant 8 jours un gaz de 500 à 600 cal. Le pourcentage de CO atteint 13 %. Ce gaz brûle sous la chaudière, produisant 2 tonnes de vapeur par heure.

c) Injection de vapeur.

Au cours de cette même période, on injecte dans le chantier, en mélange avec l'air soufflé, la vapeur produite par la chaudière (8.000 m^3/h d'air pour 2 t/h de vapeur). Cette opération est effectuée en deux fois, pendant 12 heures et 28 heures respectivement. On obtient des pouvoirs calorifiques variant de 660 à 900 cal (moyenne : 730 cal.)

Après la première injection, le régime correspondant au soufflage continu se rétablit rapidement. Après la seconde, le chantier commence à donner des signes de dégénérescence.

d) Détérioration.

Du 13 au 17 février, le pouvoir calorifique du gaz descend jusqu'à 200 cal. A partir du 17 février, il reste en moyenne égal à 90 cal/m^3 malgré les diverses manœuvres tentées pour y remédier.

La fin de l'essai est prévue pour le début d'avril.

3. — RESULTATS OBTENUS

α) Circulation du courant gazeux dans le chantier.

α) Résistance aérodynamique.

Pendant les premiers mois (8 janvier - 13 mai) du fonctionnement du panneau en couche B, la résistance du chantier a été assez élevée (1,5 kg/cm^2 pour faire passer 4.000 à 6.000 m^3/h dans un circuit souterrain de 200 m de longueur environ). Cette période à résistance élevée correspond à la production d'un gaz relativement bon.

La diminution progressive de la résistance entre le 13 mai et le 9 juin (1,5 kg/cm^2 pour 10.000 m^3/h) coïncide avec la détérioration définitive du gaz obtenu par soufflage continu. Le même phénomène a marqué la plupart des autres essais de gazéification. Il dénote un contact moins intime entre charbon et comburant.

Dans le cas présent, la diminution de résistance semble due à des éboulements dans la partie Est du chantier. Elle s'est en effet produite par paliers, chaque chute étant accompagnée d'une émission importante de poussières.

Un sondage axial foré dans l'axe du panneau a permis de localiser les chutes de pression dans les deux moitiés de la taille. La résistance se partage également ou inégalement selon les périodes.

D'après les observations faites au moment des changements de régime, la loi de variation débit-pression indique un régime d'écoulement laminaire, même pendant la période de résistance plus faible.

Au cours de l'essai en couche C, le chantier est resté constamment beaucoup plus ouvert (10.000 m^3/h sous 1 kg/cm^2) que lors de l'essai en couche B. Ceci peut être expliqué par le fait que la couche étant

plus mince, le front de charbon était moins sujet à éboulement.

β) Dérivation.

Il semble bien qu'après un certain temps de fonctionnement, correspondant à un avancement du front de feu d'une quinzaine de mètres, une partie du comburant est dérivée dans le remblai poreux formé dans l'arrière-taille. Cette fraction rejoint le courant principal en aval de la zone de gazéification, mais en un point suffisamment chaud cependant pour brûler une partie du gaz produit. C'est ce qui explique que lors du vieillissement du chantier, il devient impossible de produire du bon gaz par soufflage à l'air, mais que les injections de vapeur ou les venues d'eau naturelles puissent encore provoquer la formation de gaz à l'eau, la vapeur dérivée dans le remblai ne pouvant brûler le gaz en aval.

Si la dérivation est importante ou ne rejoint le courant principal que dans une zone froide, le gaz accuse une teneur en O_2 qui croît généralement avec le temps.

γ) Fuites.

Les précautions prises (accès à la couche par travers-bancs, suppression des récupérateurs souterrains) ont permis d'améliorer notablement l'étanchéité par rapport à l'essai de 1951. Les fuites sont cependant restées importantes (1/4 environ du débit total). Elles étaient localisées surtout à l'entrée du chantier (haute pression). Le tubage des puits d'accès lors de l'essai en couche C n'a eu qu'un effet très partiel.

b) Localisation du feu.

La localisation du feu n'a pu se faire que d'une façon indirecte et assez incertaine. On a utilisé comme indices :

α) la mesure de la pression au sondage axial, donnant une idée grossière de la répartition de la résistance.

β) la température de sortie du gaz.

γ) la variation de la composition du gaz suivant le sens de soufflage.

La fuite du feu vers l'aval n'a guère été rapide et à certains moments (première partie de l'essai en couche B) le feu a même eu plutôt tendance à progresser vers l'amont. Ceci semble dû :

α) au séchage et au préchauffage du chantier avant l'essai.

β) au préchauffage de l'air soufflé.

γ) à la forte résistance du chantier et à la division du courant d'air dans les éboulis de charbon.

Pendant la période de forte résistance, la vitesse de l'air était réduite et le contact air-charbon assez intime. La réaction s'effectuait sur une courte distance et la zone de feu était peu étendue. La longueur de la taille était donc mal utilisée. Dans ces conditions, le feu a tendance à remonter vers l'amont, surtout si l'air est préchauffé. Par contre, lorsque le passage s'est plus largement ouvert, la zone de feu s'est vraisemblablement étendue vers l'aval à toute la taille et celle-ci a même été trop courte pour épuiser tout l'oxygène.

La température de sortie du gaz, assez basse dans le premier cas (200...300°), pouvait parfois, dans le second, atteindre 600 ou 700° C, indiquant ainsi que le feu avait atteint la sortie de la taille et obligeant à renverser le sens du courant d'air.

c) Nature du gaz.

Le charbon de Djerada étant pauvre en matières volatiles (5 %), les résultats obtenus sont relativement peu influencés par la distillation du combustible. Le gaz produit, s'il n'est pas très riche, peut du moins être attribué presque intégralement à la gazéification proprement dite.

α) Gaz à l'air.

On a, à plusieurs reprises et dans les deux panneaux, fabriqué du gaz à l'air à 400...700 cal. en soufflant dans le chantier un débit d'air continu pendant des périodes prolongées. Ce processus ne s'établit que si le courant d'air ne s'égare pas dans l'espace brûlé ou dans les fissures du terrain (chantier encore relativement « jeune ») et si la zone de feu occupe une position favorable : on a constaté, en effet, que les résultats obtenus en soufflant d'Est en Ouest ou d'Ouest en Est n'étaient en général pas équivalents. Il faut qu'une zone de réduction puisse se développer derrière la zone de combustion ; ceci exige que le chantier soit chaud et que le feu y soit développé dès la partie amont du trajet de l'air.

La mise en régime est assez lente. Après une inversion, le pouvoir calorifique du gaz remonte en quelques jours de 100 à 400 cal/m^3, mais n'atteint 500 ou 600 cal. qu'après une ou plusieurs semaines de soufflage. Après avoir atteint un maximum, il redescend lentement vers 400 cal.

Les éléments combustibles du gaz sont CO et H_2, totalisant 20 à 25 % du total. Le CH_4 est peu abondant. Le pourcentage d'hydrogène est assez constant, celui de CO est plus variable, dépendant assez fort de la température de la zone de réaction. Ces deux gaz sont en proportions sensiblement égales pendant les meilleures périodes.

β) Gaz à l'eau.

On a constaté, lorsqu'on arrêtait le soufflage pour inverser le courant d'air, qu'il se dégageait pendant quelques heures un gaz riche en H_2 et CO_2 provenant de la réaction du charbon incandescent avec l'eau provenant des venues naturelles du terrain. Ce processus est souvent dissymétrique suivant le sens de soufflage. Il paraît lié à l'emplacement des venues d'eau, à la géométrie du chantier et à la migration de l'eau dans le terrain sous l'influence des variations de pressions gazeuses dans le chantier.

A la fin de l'essai en couche B, on a utilisé systématiquement ce phénomène pour produire du gaz d'une façon cyclique alors que le soufflage continu ne donnait plus de résultats.

A cet effet, on réchauffait le chantier en y soufflant pendant quelques heures ou quelques jours

un débit d'air important, puis après avoir interrompu complètement le courant pendant 1 heure ou deux, on soufflait un débit d'air de l'ordre de 1.000 m^3/h pour balayer le gaz formé.

On a pu ainsi recueillir du gaz à 400...500 cal. pendant 6 à 32 h. Ce processus a pu être répété un nombre arbitraire de fois au cours d'une période de trois mois et demi, quoique le chantier fut vieilli et le panneau aux trois quarts consumé. Il faut remarquer toutefois qu'il n'était possible d'obtenir du gaz que dans un sens de soufflage (Ouest-Est), quel que fût le sens du soufflage pendant la période de chauffage précédente.

Ce procédé ne paraît guère utilisable à grande échelle ; le débit est en effet très faible pendant la phase productrice de gaz et les calories récupérées ne couvrent pas l'énergie de compression du comburant pendant la phase de chauffage.

γ) *Gaz mixte.*

A plusieurs reprises, on a injecté dans le chantier de la vapeur d'eau en mélange avec l'air soufflé. Les tentatives effectuées dans le panneau en couche B n'ont pas eu de résultats : les quantités de vapeur injectée (quelques centaines de kg par heure) étaient trop faibles et leur influence était masquée par la venue d'eau naturelle.

En couche C par contre, il a été possible d'injecter 2 tonnes/h de vapeur, avec 8.000 m^3/h d'air, soit 1 volume de vapeur pour 3 volumes d'air. On a obtenu un pouvoir calorifique moyen de 730 cal/m^3 avec des pointes à 900 cal et de longues périodes stables à 660 cal.

Au début de l'injection, le chantier étant très chaud, 50 % de la vapeur injectée sont décomposés. On retrouve dans le gaz 16 molécules de H_2 et 7 molécules de CO pour 100 molécules d'air soufflé ou 33 molécules de vapeur injectée, et on obtient une pointe de pouvoir calorifique atteignant 930 cal/m^3. Mais les réactions endothermiques provoquent un refroidissement rapide du chantier : en régime, le taux de décomposition de la vapeur tombe à 35 % ; la teneur du gaz en CO tombe en dessous de la valeur obtenue en marche à l'air. Par rapport à celle-ci, le gain en pouvoir calorifique représente 100 cal/m^3 : il est insuffisant pour compenser l'énergie nécessaire à la production de la vapeur injectée.

* * *

Si, à partir de l'analyse du gaz à l'eau recueilli, on calcule le bilan des matières mises en réaction, on aboutit à une conclusion curieuse. L'oxygène contenu dans le gaz sous forme de O_2, CO_2 ou CO, et qui ne peut provenir que de l'air soufflé ou de la vapeur d'eau décomposée, est trop abondant si on le compare aux teneurs en N_2 (79 N_2 pour 21 O_2 dans l'air) et en H_2 (1 H_2 pour 1/2 O_2 dans l'eau) du gaz. Ce phénomène, déjà constaté lors de certains essais russes, ainsi qu'à Bois-la-Dame, à Gorgas et au premier essai de Djérada, n'a pas reçu d'explication satisfaisante. Tout se passe comme si le charbon était capable d'absorber de l'oxygène (ou du CO_2) pendant les périodes de soufflage à fort débit et de restituer cet oxygène pendant les périodes à faible débit.

Il résulte de cette observation que les calculs du bilan matières ne peuvent être effectués que sur les résultats globaux (à condition qu'il soient suffisamment précis) d'une période assez longue pour qu'on puisse négliger l'action de tout phénomène transitoire.

d) Bilan énergétique.

Le gaz étant très humide et souvent très chaud, il n'a pas été possible d'en mesurer le débit avec précision. D'autre part, l'importance des fuites ne peut faire l'objet que d'une estimation grossière. Ces causes, jointes à l'incertitude du bilan matières signalée au paragraphe précédent, rendent encore plus aléatoire le bilan énergétique. On peut estimer qu'en période de fonctionnement régulier (gaz à l'air), les calories contenues dans le gaz à l'état latent représentent environ 50 % de celles du charbon consommé, la chaleur sensible du gaz 10 % et les pertes 40 %.

Au cours de l'essai en couche B, on a consommé en 7 1/2 mois 2.500 t de charbon, soit les 5/6 du panneau préparé, ce qui correspond à un avancement total de 25 m ou 10 cm par jour.

En couche C, on avait brûlé, au 10 mars 1955, les 2/3 des 1200 tonnes disponibles, soit 800 tonnes en 45 jours ou 45 cm par jour. La puissance de la couche étant plus faible et le débit plus élevé que dans le cas précédent, l'avancement a été beaucoup plus rapide.

4. — CONCLUSIONS

Les résultats obtenus lors de la seconde campagne d'essais de Djérada confirment assez bien les prévisions établies d'après l'étude du premier essai.

L'établissement en roche des voies d'accès a permis d'améliorer notablement l'étanchéité. Celle-ci sans être parfaite, a permis aux expérimentateurs de rester maîtres du débit traversant le chantier et d'appliquer des pressions de l'ordre de 1,5 kg/cm^2. Il a été possible de conduire les essais avec une grande souplesse et d'obtenir des résultats reproductibles.

On a produit du gaz combustible d'une part, pendant la phase juvénile de chaque panneau, par soufflage continu d'air préchauffé (400 à 600 cal), d'autre part, après détérioration du contact comburant-charbon, par l'injection de vapeur ou par l'action des venues d'eau naturelles (600 à 900 cal). Ce dernier procédé est cependant déficitaire au point de vue énergétique, la compression de l'air et la production de vapeur exigeant plus de calories que n'en fournit la quantité relativement faible de gaz recueilli.

Le charbon de Djérada étant très pauvre en matières volatiles (5 %), les résultats obtenus peuvent être attribués à peu près intégralement à la

gazéification proprement dite, sans interférence avec la distillation du combustible. Avec du charbon plus riche en matières volatiles, on aurait obtenu des pouvoirs calorifiques nettement supérieurs.

La méthode de gazéification souterraine dite « par courant » semble donc bien donner ses meilleurs résultats dans les gisements en dressant, proches de la surface (Gorlovka - Djérada). Il apparait essentiel, au point de vue de l'étanchéité du chantier, d'opérer dans une terrain vierge de toute influence minière et de réaliser l'accès au panneau par des galeries en roche.

Les panneaux ne doivent pas être trop grands : une taille de 100 m parait trop longue ; elle présente une résistance trop élevée au courant d'air et, d'autre part, tant que le contact comburant-charbon reste bon, la zone de feu ne peut s'étaler utilement sur une telle longueur. Dans l'autre sens, après une progression du front de taille de l'ordre d'une quinzaine de mètres, la quantité d'air dérivée par la zone brûlée devient trop élevée et le contact comburant-charbon se dégrade. On est donc limité à 1.500 m^2 environ, soit 2.000 tonnes de charbon dans une couche de 1 m.

Le préchauffage de l'air est certainement un élément favorable, mais il n'a pas été possible d'en étudier systématiquement l'influence. La détérioration du calorifugeage des conduites au début de l'essai n'a pas permis de préchauffer l'air aussi fort qu'on l'avait prévu.

La présence de venues naturelles d'eau dans le chantier a été, comme au premier essai, un handicap sérieux.

Le contrôle du déplacement et de l'extension du feu reste un problème non résolu, mais la disposition adoptée (accès en roche et front en fer à cheval) rend la conservation du chantier peu dépendante de ce problème. Par contre, la dissymétrie des résultats suivant le sens du soufflage montre combien il serait intéressant, au point de vue de la qualité du gaz, de pouvoir localiser exactement les zones à haute température.

* * *

Les essais qui viennent de se terminer à Djérada ont apporté une contribution importante au point de vue technologie de la gazéification. On a rarement, au cours d'essais antérieurs, été capable de diriger d'une façon aussi efficace et aussi souple le comportement du gazogène souterrain.

Il serait cependant prématuré de dire qu'ils ouvrent de nouvelles perspectives au point de vue économique : le faible pouvoir calorifique du gaz, la déconcentration de la production par suite de la limitation de la grandeur des panneaux et de la vitesse d'avancement, les conditions imposées au gisement et le faible taux d'utilisation de celui-ci sont des servitudes graves dont il ne sera pas facile de se libérer.

Dans l'état actuel des choses, aucune des méthodes de gazéification souterraine essayées jusqu'à présent n'est capable de donner des résultats économiquement intéressants. S'il existe un domaine d'application, ce sera sans doute l'exploitation à faible profondeur de couches régulières de charbon à haute teneur en matières volatiles mais très cendreux, dans des régions peu habitées. Il n'est pas exclu qu'une combinaison des méthodes actuelles (par exemple, sondages reliés électriquement par électro-linking pour préparer sans travaux miniers des panneaux exploités ensuite par la méthode du courant) ne soit un jour applicable à de pareils gisements.

Extrait du rapport sur les travaux du premier semestre 1954

DIVISION DES BASSINS DU BORINAGE ET DU CENTRE

(Suite)

par R. HOPPE,
Directeur divisionnaire des Mines.

TRIAGE-LAVOIR CENTRAL DE LA S. A DES CHARBONNAGES DE RESSAIX

par M. DURIEU,
Ingénieur principal au Corps des Mines.

Sur le territoire de la commune de Péronnes, le Charbonnage de Ressaix a construit un nouveau triage-lavoir pour le traitement des charbons des sièges St-Albert et Ste-Marguerite.

Le texte suivant se refère au plan d'ensemble (fig. 1).

Triage.

Les charbons tout-venants arrivant par transporteurs sont déversés sur le crible 1 qui fait la coupure à 70. Les 70/+ glissent sur le crible à cames 2 qui sépare les 70/250 des 250/+; ces derniers passent sur le transporteur à écailles 3 où a lieu l'épierrage à la main. Les charbons sont chargés en wagons par une trémie relevable tandis que les pierres sont envoyées au terril par goulotte et le transporteur 7. Un volet placé dans le couloir de tête de ce transporteur permet le chargement direct des pierres en wagons. Ces pierres seraient éventuellement concassées et déversées sur le transporteur 7.

Les déchets passant à travers la grille 511 vont à la tour 663 par le transporteur 5.

Ensilage des 0/70.

Les 0/70 bruts repris sous le crible 1 du triage sont envoyés aux silos régulateurs 514 par les robins 9 et 10. Cet ensilage se fait à l'aide du robin mobile et réversible 12. L'enlèvement des ferrailles est assuré par un trieur magnétique 11 placé en tête du transporteur 10.

Lorsque le robin mobile est à fond de course, les 0/70 au sortir du trieur magnétique tombent directement dans un compartiment des silos 514.

Lavage des 70/250.

Les 70/250 repris sous le crible 2 vont à l'auge de lavage 16 par les robins 14 et 15. Cette auge de lavage à médium de densité 1,55 donne deux produits :

1) des charbons lavés;
2) des schistes + mixtes à relaver.

Les charbons lavés sont égouttés et rincés sur le crible 17 d'où le robin 18 les conduit au reclasseur 19. Ce crible fait la classification 90/250 et 70/90. Cette dernière catégorie est chargée en wagons par une trémie télescopique (non figurée) tandis que les 90/250 sont envoyés dans la trémie de chargement des 250/+.

Les schistes + mixtes après égouttage sur le crible 21 passent dans l'auge de relavage 22 (médium de densité 1,60) qui donne des mixtes et des schistes définitifs. Les mixtes définitifs vont sur le crible 23 où ils sont égouttés et rincés et glissent ensuite dans le concasseur 24 qui les réduit en 0/70. Ceux-ci sont repris par le transporteur 25 qui les conduit sur le robin 9 allant vers les silos à 0/70 bruts.

Les schistes définitifs passent sur le crible égoutteur et rinceur 26 d'où ils glissent sur le transporteur 27 déversant sur le transporteur des pierres et des schistes 7.

En cas d'arrêt du lavoir, un volet placé sur le crible à cames 2 permettrait aux 70/250 de passer

sur le transporteur d'épierrage 3 en mélange avec les 250/+.

Alimentation du lavoir en 0/70.

Le groupe de soles doseuses 28 placées sous les silos 514 alimente le robin 29. Les 0/70 bruts sont repris successivement par les transporteurs 30 et 31 qui les conduisent au lavoir.

Classement des 0/70 avant lavage.

Les 0/70 bruts déversés par le robin 31 sur le crible 32 sont classés en 20/70, 8/20 et 0/8.

Les 8/20 imparfaitement criblés sont repris par le robin 37 et conduits par le robin 38 sur le crible 39 où se parfait l'enlèvement des 0/8.

Lavage des 20/70 et 8/20.

Les 20/70 sortant du crible 32 glissent dans l'auge de lavage 33 à médium de densité 1,57 tandis que les 8/20 tamisés par le crible 39 vont dans l'auge 40 à médium de densité 1,57. Les auges de lavage 33 et 40 donnent deux produits :

1) des charbons lavés.
2) des schistes + mixtes à relaver.

Charbons lavés. — Les charbons lavés sont égouttés et rincés sur les cribles 34 et 41 d'où ils sont envoyés sur le crible reclasseur 36 après être passés dans l'auge 35 à eau claire pour l'enlèvement des échettes (déchets de bois).

Les charbons classifiés 30/70 et 20/30 sont déversés directement par trémies dans les tours 541 et 542 réservées à cette catégorie. Les 10/20 et 5/10 peuvent également être déversés directement dans leurs tours 543 et 544 mais des volets placés dans leurs trémies permettent à des transporteurs 49 et 48 de les reprendre pour les déverser dans les tours 545 et 546 réservées aux 10/20 et aux 5/10. Toutes les tours 541 à 546 sont équipées de descenseurs hélicoïdaux.

Les échettes sortant de l'auge 35 sont recueillies sur un tamis 547 d'où elles glissent dans la tour 548. La pompe 106 reprend les eaux sous le tamis et les refoule dans l'auge 35.

Relavage des schistes + mixte 8/70.

Les schistes + mixtes à relaver sortant de l'auge 33, ainsi que ceux de l'auge 40 amenés par le transporteur 42, sont égouttés et rincés sur le crible 43 d'où ils glissent dans l'auge de relavage 44 à densité de médium 1,64 donnant deux produits : des mixtes et des schistes définitifs.

Les mixtes définitifs 8/70 passent sur le crible égoutteur et rinceur 46 d'où ils sont repris par le transporteur 47 en tête duquel un couloir avec volet pourvu d'un dispositif de sécurité permet de les envoyer soit dans la tour 556 à mixtes 0/70, soit dans le broyeur 52.

Les mixtes broyés sont repris sous ce broyeur 52 et envoyés sur le crible deschlammeur 53 d'où ils tombent dans la bâche 589. Toutefois, au moyen d'un registre placé dans la trémie de sortie du broyeur, les mixtes broyés peuvent être envoyés directement dans la tour 566. Les pompes 108 à 110 refoulent le mélange liquide dense et mixtes fins provenant de la bâche 589 dans le bac de mélange 676 qui reçoit également les charbons 0,8/8 à laver (voir plus loin).

Les schistes définitifs, après égouttage et rinçage sur le crible 45, sont envoyés par le robin 27 sur le transporteur des pierres et schistes 7.

Dépoussiérage des 0/8.

Les 0/8 repris sous les cribles 32 et 39 par le transporteur 57 sont relevés par la noria 58 jusqu'au transporteur à raclettes de répartition 59 alimentant la batterie de 25 tamis vibrants 171 à 195. Ces derniers séparent les 0/0,8 des 0,8/8.

Les 0/0,8 éliminés sont collectés par les transporteurs à raclettes 74 et 75 et déversés dans les tours à poussiers 587 soit par le transporteur 81, soit directement.

Lavage des 0,8/8.

Deux des trois pompes 108 à 110 refoulent la liqueur dense de densité 1,37 dans le bac de mélange 676 Celui-ci reçoit d'autre part les 0,8/8 amenés des tamis vibrants par les robins 60 à 63.

Le bac 676 alimente les cyclones laveurs 594. Ces derniers donnent deux produits :

1) des charbons lavés.
2) des schistes + mixtes à relaver.

Les charbons lavés, égouttés et rincés sur les cribles 64, 65, 66 et 67, sont envoyés dans les tours 598 par les transporteurs à raclettes 68, 69 et 70.

Les schistes + mixtes à relaver sortant à la pointe des cyclones 594 vont dans la bâche 599 avec la liqueur dense, d'où ils sont refoulés par les pompes 111 et 112 dans les cyclones relaveurs 601. La densité du médium se règle à 1,45 dans la bâche 599. Les cyclones donnent deux produits : des mixtes et des schistes définitifs.

Les mixtes vont sur le crible égoutteur et rinceur 73 et de là, par couloir, dans les tours 566 et 603.

Les schistes définitifs, égouttés et rincés sur le crible 71, vont sur le transporteur des pierres et des schistes 7 au moyen du robin 72.

Un registre placé sous le transporteur à raclettes 68 permet d'envoyer par le robin 54 une partie des fines lavées sur les cribles vibrants 55 et 56 faisant la classification 5/8, 0,8/5 et 0/0,8. Les 5/8 sont déversés dans les tours 544 et 546 des 5/10 ; les 0,8/5 sont relevés en mélange avec les déchets 0/5 du crible reclasseur 36 par le transporteur 50 sur la raclette 69 qui les répartit dans deux des tours 598.

Les 0/0,8 sont envoyés dans le bac à schlamms 616.

Emmagasinement et chargement des produits.

Les déchets de la tour 663 sont chargés en wagons sur la voie I par un registre.

Les pierres et schistes peuvent être chargés également sur cette voie par le couloir de tête du robin 7.

Les 250/+ épierrés ainsi que les 90/250 sont chargés directement en wagons sur la voie II.

Les 70/90 lavés sont chargés sur la voie III.

Les grains classés 30/70 et 20/30 emmagasinés dans les tours 541 et 542 sont chargés en wagons sur la voie IV par le transporteur 258 après rinçage sur les cribles 256 et 257 (non figurés au schéma).

Les 5/10 et les 10/20 amenés des tours 545 et 546 par des robins ou venant des tours 543 et 544 sont chargés sur la voie V par couloir télescopique après rinçage sur des cribles rinceurs.

Les déclassés des cribles rinceurs vont dans la citerne 608 d'où la noria 51 les relève en tête du crible reclasseur 36. Les échettes contenus dans la tour 548 sont chargées en wagons sur la voie V.

Sont chargés sur la voie VI par un transporteur et une hélice mélangeuse, les produits recomposés suivants :

Les 5/10 et 10/20.
Les 20/30 et 30/70.
Les mixtes des tours 556, 566 et 603.
Les schlamms de la tour 633.
Les poussiers amenés par un transporteur spécial.
Les fines lavées amenées par des transporteurs spéciaux.

Les schlamms filtrés de la tour 633 sont chargés directement sur la voie VI par un distributeur à hélices.

Les mixtes grains et fins contenus dans les tours 556, 566 et 603 sont également chargés sur la voie VI.

Les fines lavées emmagasinées dans les vingt tours 598 sont chargées en wagons sur la voie VII par vingt distributeurs 201 à 220, et trois robins 221, 222 et 223. Elles peuvent être également chargées sur la voie VII après mélange avec les poussiers.

Les poussiers emmagasinés dans les trois tours 587 sont chargés séparément en wagons sur la voie VIII.

Les déclassés du crible 19 vont dans la citerne 608. Cette dernière reçoit également l'égouttage de toutes les tours de stockage. La pompe 107 en refoule le contenu vers le crible déschlammeur 53.

Reprise du stock.

Les charbons stockés sont amenés dans une fosse d'où la noria dite « des étrangers » les élève sur un transporteur à courroie. Au moyen d'un volet placé dans le couloir de tête, les charbons sont dirigés dans les silos 514 pour les 0/70 bruts et dans les tours 598 pour les fines lavées (ce circuit auxiliaire n'est pas figuré au schéma).

Circuit et régénération de la liqueur dense du lavoir des grains.

La liqueur diluée ayant traversé les cribles de rinçage et d'égouttage 17, 21, 23, 26, 41, 43, 35, 45 et 47 ainsi que le trop-plein des auges s'écoule dans la bâche 684 d'où la pompe 115 ou 116 les refoule dans les cyclones 686.

La purge de ces cyclones s'écoule dans le séparateur magnétique primaire 141 donnant deux produits : de la magnétite et de l'eau schlammeuse. Cette dernière passe dans le séparateur secondaire 142. La magnétite y récupérée s'écoule dans le bac 684. Les eaux schlammeuses résiduaires sont envoyées au traitement des eaux en passant par une goulotte basculante. En cas d'arrêt des séparateurs magnétiques, un dispositif de sécurité actionne la goulotte envoyant ainsi les eaux dans le bac 684 avec la magnétite récupérée au séparateur 142.

L'effluent des cyclones 686 ainsi que la magnétite récupérée au séparateur primaire 141 s'écoulent dans le Dorr 143 à travers les blocs magnétisants 613.

L'une des pompes 113 ou 114 extrait à travers un bloc démagnétisant 614 la magnétite épaissie au Dorr 143 devant servir à la régulation automatique dans les auges du lavoir. Les eaux de surverse du Dorr 143 servent au premier rinçage sur les cribles égoutteurs.

L'eau clarifiée du Dorr à schlamms 151 achève de débarrasser les produits lavés de la magnétite qui les enrobe par un second rinçage.

En fin de journée, les auges de lavage et de relavage 16, 22, 33, 44 et 40 sont vidangées dans les réservoirs 501 à 505 (un par auge). Le matin, les pompes 101 à 105 effectuent le remplissage après émultionnement éventuel de la liqueur dense par injection d'air comprimé.

La vidange accidentelle du bac 184, ainsi que les eaux de rinçage et de nettoyage des pompes, s'écoulent dans la citerne 694 d'où la pompe 117 les refoule dans le réservoir 684.

Contrôle et régulation automatique.

A chaque auge se rattache un tableau de contrôle effectuant le réglage automatique du bain de lavage, c'est-à-dire le réglage du poids spécifique et celui du niveau de l'auge à partir de vannes automatiques placées les unes sur le refoulement des pompes 113 et 114, pour l'appoint de magnétite, les autres placées sur la surverse du Dorr 143 pour l'appoint d'eau.

Le poids spécifique s'obtient à partir de la magnétite épaissie au Dorr 143 par addition automatique d'eau clarifiée du même épaississeur.

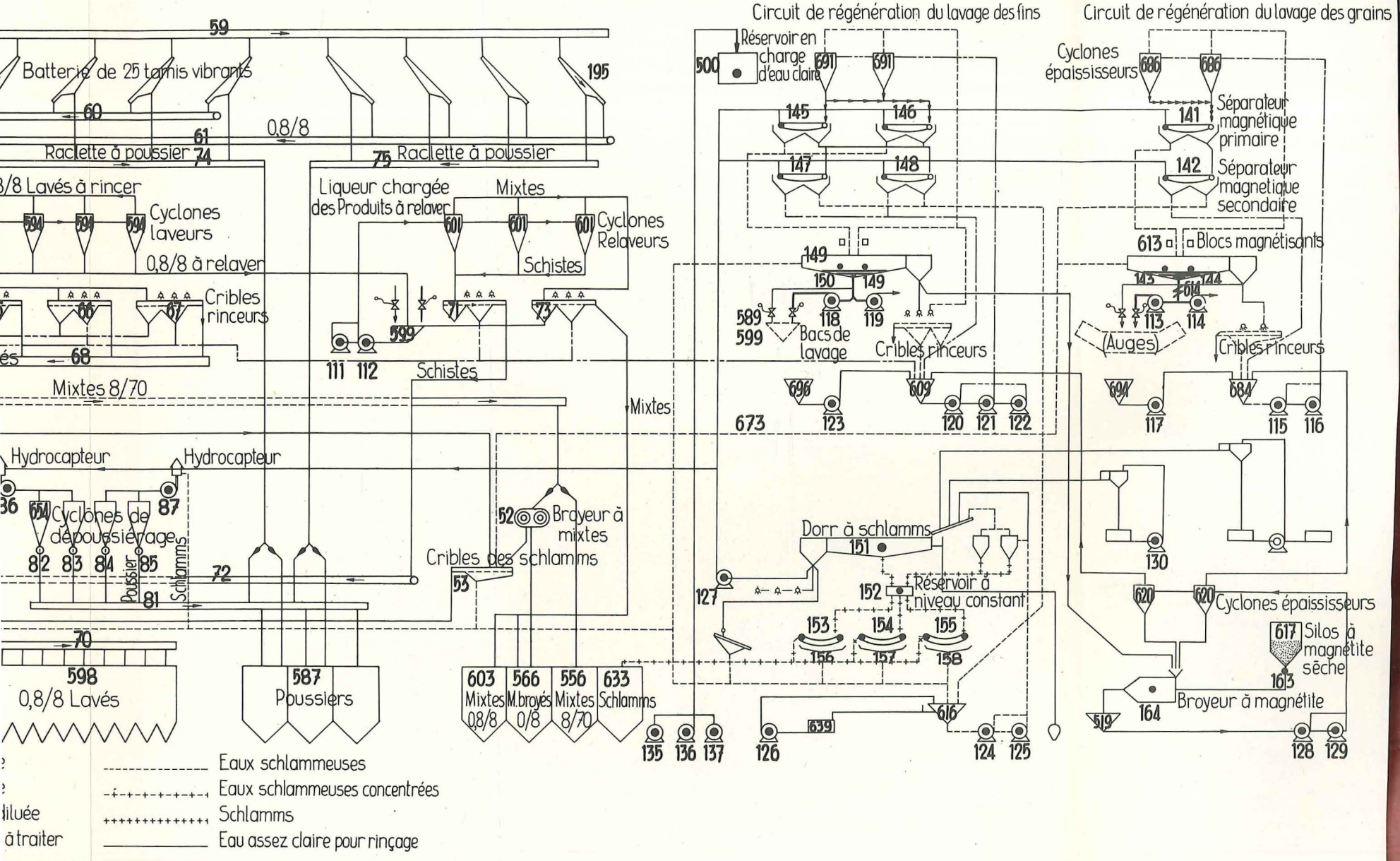
Le contrôle des deux facteurs niveau et densité dont dépend la qualité de lavage peut se faire à tout moment par simple lecture aux appareils rassemblés au tableau de contrôle de chaque auge.

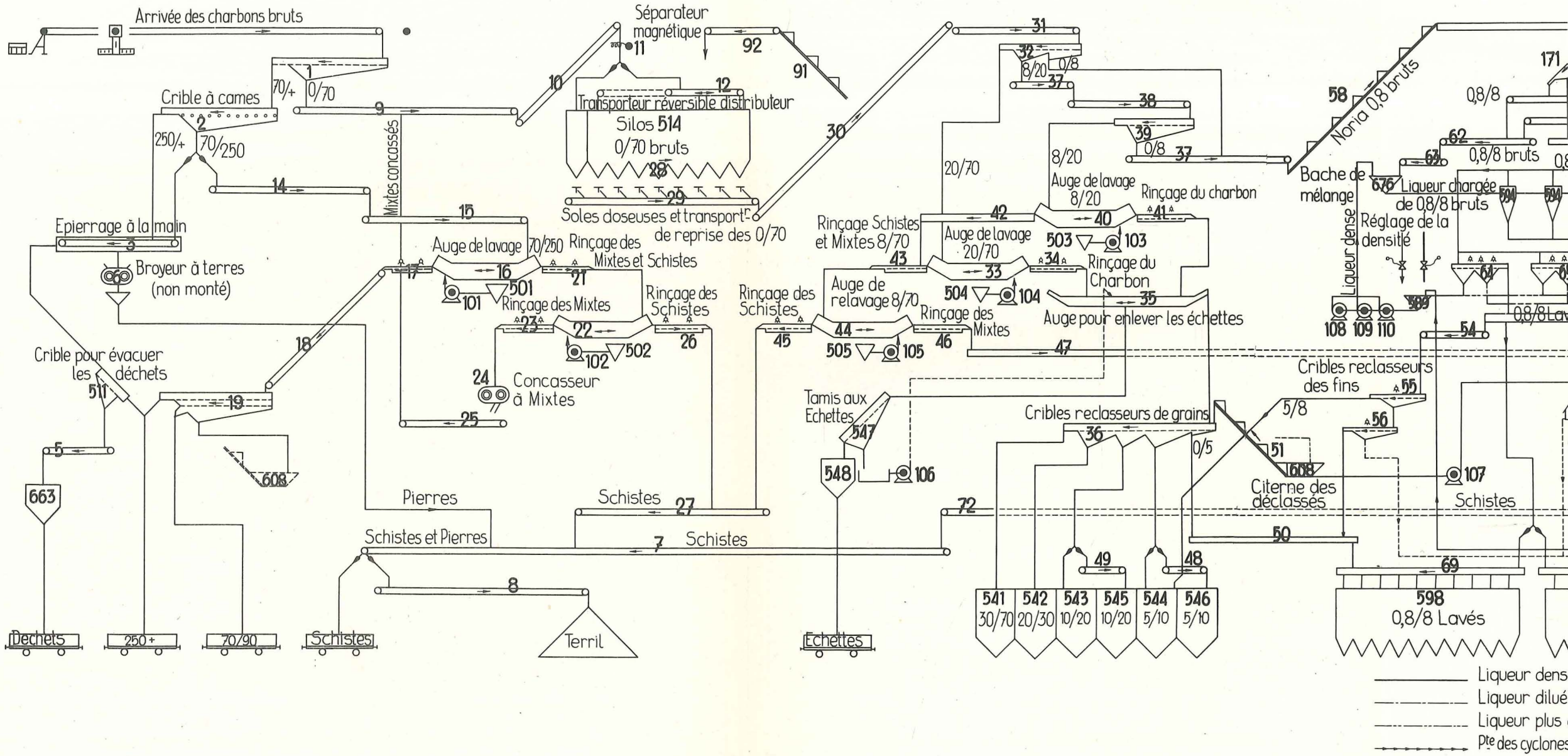
Circuit et régénération de la liqueur dense du lavoir des fins.

La liqueur dense recueillie au premier caisson des cribles 73 et 71 s'écoule dans le bac 599 d'où la pompe 111 ou 112 la refoule dans les cyclones relaveurs 601.

La liqueur diluée recueillie au second caisson des cribles rinceurs 64, 65, 66, 67, 71 et 72 s'écoule dans le bac 609. Deux des trois pompes 120 à 122 la refoulent dans les cyclones épaississeurs 691.

La purge de ceux-ci s'écoule dans les séparateurs magnétiques primaires 145 et 146. La magnétite récupérée va au Dorr 149 ainsi qu'une partie de l'effluent en passant à travers le bloc magnétisant 611. L'autre partie de l'effluent sert à un premier rinçage sur les cribles 64, 65, 67, 71 et 72.


Circuit de régénération du lavage des fins
Circuit de régénération du lavage des grains
Batterie de 25 tamis vibrants
Raclette à poussier
Raclette à poussier
0,8/8
Lavés à rincer
Cyclones laveurs
0,8/8 à relaver
Cribles rinceurs
Liqueur chargée des Produits à relaver
Mixtes
Cyclones Relaveurs
Schistes
Schistes
Mixtes 8/70
Mixtes
Hydrocapteur
Hydrocapteur
Cyclones de dépoussiérage
Poussier
Schlamms
Broyeur à mixtes
Cribles des schlamms
0,8/8 Lavés
Poussiers
Mixtes 0,8/8
M.broyés 0/8
Mixtes 8/70
Schlamms
Réservoir en charge d'eau claire
Cyclones épaississeurs
Séparateur magnétique primaire
Séparateur magnétique secondaire
Blocs magnétisants
Bacs de lavage
Cribles rinceurs
(Auges)
Cribles rinceurs
Dorr à schlamms
Réservoir à niveau constant
Cyclones épaississeurs
Silos à magnétite sèche
Broyeur à magnétite
Eaux schlammeuses
Eaux schlammeuses concentrées
Schlamms
Eau assez claire pour rinçage


Arrivée des charbons bruts
Crible à cames
70/+
0/70
250/+
70/250
Mixtes concassés
Séparateur magnétique
Transporteur réversible distributeur
Silos 514
0/70 bruts
Soles doseuses et transport de reprise des 0/70
Epierrage à la main
Broyeur à terres (non monté)
Auge de lavage 70/250
Rinçage des Mixtes et Schistes
Rinçage des Mixtes
Rinçage des Schistes
Concasseur à Mixtes
Crible pour évacuer les déchets
Pierres
Schistes
Schistes et Pierres
Terril
Déchets
250+
70/90
Rinçage Schistes et Mixtes 8/70
Auge de lavage 20/70
Auge de lavage 8/20
Rinçage du charbon
Rinçage du Charbon
Auge de relavage 8/70
Auge pour enlever les échettes
Tamis aux Echettes
Cribles reclasseurs de grains
Cribles reclasseurs des fins
Citerne des déclassés
Noria 0,8 bruts
Bache de mélange
Liqueur chargée de 0,8 bruts
Réglage de la densité
Liqueur dense
0,8/8 bruts
0,8/8 Lavés
541 30/70
542 20/30
543 10/20
545 10/20
544 5/10
546 5/10
Liqueur dens
Liqueur dilué
Liqueur plus
Pte des cyclones

Les eaux schlammeuses sortant des séparateurs primaires s'écoulent dans les séparateurs secondaires 147 et 148 (un de réserve). La magnétite y récupérée s'écoule dans le bac 609. Les eaux schlammeuses résiduaires sont envoyées au traitement des eaux en passant par une goulotte basculante. En cas d'arrêt des séparateurs magnétiques, un dispositif de sécurité actionne la goulotte envoyant ainsi ces eaux dans le bac 609 avec la magnétite récupérée au séparateur 147.

La magnétite épaissie est reprise à la pointe du Dorr 149 par l'une des pompes 118 ou 119 ; elle servira à la régulation automatique dans les bacs 589 et 599 ; les eaux de surverse de l'épaississeur 149 servent à un second rinçage sur les cribles tandis que les eaux clarifiées du Dorr à schlamms 151 servent à un troisième rinçage.

Les débordements accidentels des bacs 589, 559 et 609 ainsi que les eaux de nettoyage et de rinçage des pompes et des tuyauteries s'écoulent dans la citerne 696. La pompe 123 les refoule en tête du Dorr à magnétite 149 ou sur le crible des mixtes 73 dans le cas où ces eaux contiendraient des produits.

Contrôle et régulation automatique.

Le réglage de poids spécifique et de niveau dans le bac 589 du circuit de lavage se fait à partir d'un tableau de contrôle et de vannes automatiques placées sur le circuit de refoulement des pompes 118 et 119 pour l'admission de magnétite et sur la surverse du Dorr 149 pour l'appoint d'eau clarifiée.

L'équilibre des circuits de lavage et de relavage est réalisé au moyen des bacs de répartition à niveau constant 689 et 699 (non figurés au schéma). La vanne automatique placée sur le bac 699 règle le niveau du bac 599 tandis que celle du bac 689 règle la densité dans le même bac. En outre, le bac 689 permet d'opérer une ponction sur le circuit de liqueur dense afin qu'il ne se charge pas de schlamms.

Cette ponction est envoyée dans le bac 609 afin d'y être régénérée avec la liqueur diluée.

Broyage de la magnétite.

La magnétite sèche déversée dans la trémie 617 est amenée par le distributeur 163 dans l'auget du broyeur 164 avec l'eau de mouillage provenant de la surverse du Dorr 149. La magnétite broyée s'écoule dans le bac 519. La pompe 128 ou 129 refoule la liqueur dans les deux cyclones 620. La purge de ces derniers retourne au broyeur 164. Une partie de l'effluent de l'un, à finesse voulue, va dans le bac 684 pour servir d'appoint au lavoir des grains tandis qu'une partie de l'effluent de l'autre va dans le bac 609 pour l'appoint du lavoir des fins.

Traitement des eaux et filtration des schlamms.

Les schlamms du lavoir des grains éliminés aux séparateurs magnétiques 142 passent par le couloir 673 en tête du crible 53 tandis que ceux éliminés au séparateur 147 du lavoir des fines s'écoulent directement dans le bac 616.

L'une des pompes 124 ou 125 les refoule dans le chenal alimentant le Dorr 151. La sousverse de ce dernier s'écoule par gravité dans le réservoir 152. Ce réservoir alimente les chaînes vibreuses 153, 154 et 155 dont le filtrat ainsi que le débordement du bac régulateur s'écoulent dans la bâche 616. Les schlamms vibrés tombent directement dans la tour 633.

La surverse du Dorr 151 sert :

1) au dernier rinçage sur les cribles à liqueur dense du lavoir des grains et des fins.
2) au rinçage sur les vibrants 55 et 56 (reclassement de 8/0,8).
3) au premier rinçage sur les cribles de chargement et de déschlammage.
4) à l'alimentation en eau clarifiée des séparateurs 141, 142, 145 et 148 ainsi qu'à l'abattage des poussières dans les hydrocapteurs sous la pression de la pompe 127.

Les eaux schlammeuses issues de l'hydrocapteur s'écoulent dans le bac 616. Le débordement de ce dernier s'écoule dans la citerne 639 d'où la pompe 126 refoule ensuite le contenu dans le même bac.

A partir de bacs contenant les floculants préparés, la pompe 130 refoule ceux-ci dans les appareils régulateurs déversant dans le chenal d'alimentation du Dorr 151.

Appoint d'eau claire.

L'eau claire venant de l'extérieur arrive par pompe 135, 136 ou 137 dans la bâche 500. Celle-ci alimente les bourrages des pompes et, au moyen d'une vanne à flotteur, la citerne de surverse du Dorr 151. Elle fournit en outre l'eau de nettoyage des planchers et de pompages ainsi que de rinçage sur les cribles de chargement.

Captage des poussières.

Les poussières s'échappant des divers appareils du triage et du lavoir sont captées et aspirées par les exhausteurs 86 et 87 dans les cyclones 654 où elles se déposent en majeure partie.

Les très fines particules subsistant encore dans l'air de transport sont abattues par des jets d'eau finement pulvérisée, et retenues dans les hydrocapteurs 86 et 87.

Les poussières recueillies dans les différents cyclones sont déversées par les distributeurs 82 à 85 sur la raclette 81 de répartition dans les tours 587.

Voici maintenant quelques détails sur cette installation.

Le croquis faisant l'objet de la figure 2 montre schématiquement le fonctionnement d'une auge de lavage des grains. L'auge y est vue de profil. Elle est alimentée en charbon brut à l'extrémité amont, en liqueur dense latéralement. Une chaîne à raclettes y fonctionne d'un mouvement continu. Le brin supérieur de la chaîne passe au niveau du bain et entraîne les produits flottants : soit le charbon qui est évacué à l'extrémité aval. Le brin inférieur de la chaîne à raclettes racle le fond de l'auge et entraîne les produits plongeants, schistes ou mixtes, et les entraîne vers l'extrémité amont. Les produits

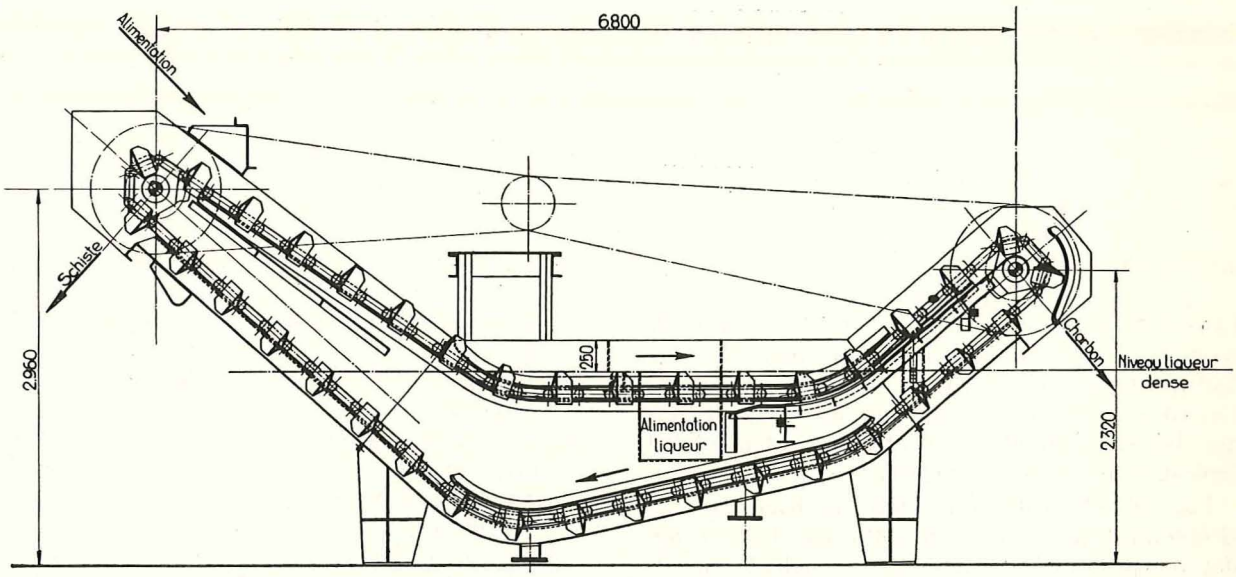


Fig. 2.

lourds sont évacués par un chenal situé sous le chenal d'alimentation en produits bruts. Les auges de lavage primitif et les auges de relavage fonctionnent selon le même principe ; le médium est seulement un peu plus dense dans l'auge de relavage.

Le croquis faisant l'objet de la figure 3 montre schématiquement le fonctionnement d'un cyclone de lavage des fins. Ici, la densité du médium est réglée avant entrée dans le cyclone ; le mélange médium-charbon est introduit à la partie supérieure de

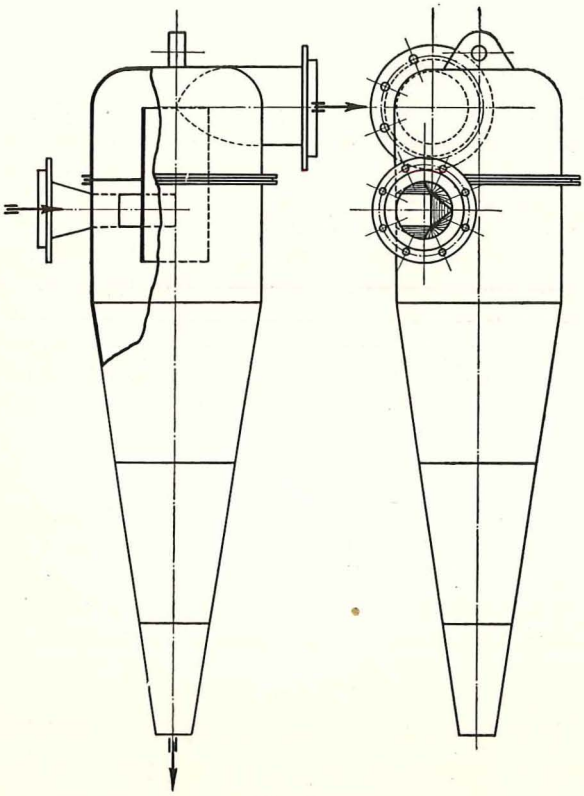


Fig. 3.

l'appareil où il entre tangentiellement. La vitesse d'entrée suffit à provoquer la séparation des produits lourds et des produits légers. Pour les cyclones du lavage primaire, la vitesse d'entrée du mélange dans le cyclone est simplement déterminée par la hauteur de la colonne d'alimentation, le réservoir d'alimentation du cyclone se trouvant à environ 8 mètres au-dessus de l'entrée du cyclone. Par contre, pour les appareils de relavage, le mélange à traiter est introduit par une pompe et pénètre dans le cyclone sous une pression de 2,5 à 3 kg/cm^2.

Voici encore quelques renseignements sur les dispositifs de commande et de verrouillage des installations électriques.

Les différentes machines du triage-lavoir sont commandées par 218 moteurs électriques.

La dispersion de tant de moteurs dans le lavoir ne permet pas d'envisager la mise en marche individuelle de ces moteurs.

De plus, la disposition en cascade des machines principales et leur interdépendance imposent un dispositif de verrouillage susceptible d'arrêter les moteurs des appareils d'amont en cas d'arrêt intempestif de l'un des moteurs d'aval.

La réalisation de ces interverrouillages multiples entre des appareils dispersés dans le lavoir entraînerait des câblages nombreux dont la surveillance, l'entretien et le dépannage seraient particulièrement laborieux.

C'est pour ces motifs que l'on a été amené à grouper dans un local spacieux tous les contacteurs et les relais de commande et d'asservissement des 150 moteurs actionnant les appareils essentiels du triage-lavoir.

Dans la salle de contrôle et celle qui lui est contiguë sont en effet disposés :

1) *Le tableau principal de commande et de contrôle.*

Celui-ci mesure 5 m × 1 m 40 environ. Le schéma du lavoir y est figuré. Une flèche ou un point sur

l'indicatif des appareils indique lorsqu'il est éclairé que le moteur correspondant fonctionne, le clignotement du feu indique par contre que le moteur s'est arrêté par surchage ou accident (thermique ou fusible) 26 clés à manœuvrer successivement dans l'ordre requis permettent la mise en route ou l'arrêt à distance des moteurs du triage-lavoir groupés en chaînes.

2) *Le tableau secondaire* où sont signalés comme indiqué plus loin les déverrouillage et les arrêts à distance. Un panneau de ce tableau comporte les appareils de mesure et de télécommande côté basse tension des 3 transfos principaux 6600/380 V des 2 transfos auxiliaires 380/110 V et du transfo d'éclairage 6600/220 V.

3) *Trois grands panneaux double-face* d'un développement d'environ 60 m sur lesquels sont montés les contacteurs, relais, fusibles et barres omnibus des 150 moteurs. Tout ce matériel est disposé de façon apparente et tous les câblages aboutissent pour chaque moteur à une plaque à bornes distincte.

4) *Les logettes B. T.* (380 V.) assurent les liaisons entre les transfos et les panneaux de contacteurs.

5) *Trois redresseurs secs* pour l'alimentation à 220 V. en courant continu de certains appareils magnétiques.

6) *Le commutateur téléphonique.*

Sous ces deux salles, se situent la cave à câbles et la cabine à Haute Tension.

Ce groupement de l'ensemble des appareils électriques dans des locaux spacieux formant corps et isolés du reste du lavoir facilite grandement le contrôle, l'entretien et le dépannage tout en augmentant fortement la sécurité.

En vue de réduire l'importance du câblage, il existe ailleurs dans le lavoir, une seconde salle fermée où sont montés deux autres grands panneaux de contacteurs conçus dans le même esprit.

Ceux-ci desservent les 70 autres moteurs moins importants qui actionnent les tamis-vibrants et les appareils de chargement des produits.

Télécommande et dispositifs de sécurité.

Pour les motifs exposés plus haut, la plupart des moteurs sont normalement mis en route et arrêtés à distance, du tableau principal.

Toutefois, cette mise en route n'est possible qu'après avoir lancé par sirènes un signal d'alerte et armé un relais temporisé, réglage de 15 à 90 secondes, qui admet, après cette période, la tension sur les barres de démarrage des moteurs.

De plus, près de chacun des moteurs est placé un coffret numéroté comportant un interrupteur d'arrêt et un bouton de mise en route. L'interrupteur d'arrêt permet d'arrêter à tout instant le moteur et aussi longtemps qu'il est maintenu en position horizontale « ouvert » il est impossible de démarrer le moteur à distance. Dès lors, avant de travailler à un moteur ou autour d'un appareil, il suffit au préposé, pour « se protéger », d'ouvrir l'interrupteur correspondant.

Le bouton de mise en marche est normalement inopérant : on ne peut admettre en effet le démarrage d'un moteur sans égard à la position de marche des moteurs voisins et sans lancer un appel spécial. Cependant, il est possible de rendre ce bouton opérant dans des cas spéciaux, par exemple pour essayer individuellement un moteur ou l'appareil correspondant ou encore pour pallier momentanément une déficience du système d'asservissement.

Il suffit en pareils cas de « déverrouiller » le susdit moteur par la manœuvre de la clé correspondante au tableau secondaire du poste central ; une lampe jaune s'allume alors près de la clé pour souligner cette situation anormale. Une autre lampe, bleue celle-là, s'allume lorsque l'on arrête le moteur à l'aide de l'interrupteur placé près du moteur, manœuvre qu'il est intéressant de connaître au poste central.

Tensions de service.

Une cabine H.T. à 6.600 V installée dans un local du lavoir comporte deux arrivées par câbles et outre les appareils de mesure et de couplage, les départs vers quatre transfos, dont trois de 1.250 KVA (6600/380 V) pour l'énergie et un de 80 KVA (6600/220 V) pour l'éclairage.

En vue de limiter l'intensité du courant en cas de court-circuit, les trois transfos principaux ne sont pas et ne sauraient être mis en parallèle du côté de la B.T.(380). Ils alimentent les moteurs groupés normalement en trois circuits distincts. Toutefois, en cas d'avarie à l'un des transfos, on peut modifier ce groupement pour reporter séparément la charge sur deux transfos seulement.

Les moteurs sont alimentés en triphasé, 380 V entre phases, sans neutre, 50 périodes.

Pour augmenter la sécurité, tous les circuits de signalisation et de télécommande sont alimentés en 110 volts alternatif, par deux transfos auxiliaires 380/110 V dont un de réserve.

L'éclairage est réalisé en 220 V entre phases.

Toutes les prises de courant pour lampes baladeuses sont groupées sur des circuits à 24 volts alternatif, alimentés par transfos.

Enfin, il existe un réseau continu à 220 volts.

Voici enfin quelques renseignements techniques d'ordre général relatifs à cette installation :

Le lavoir à liqueur dense est du type dit « Staatsmijnen ». Toutes les installations ont été construites par la firme Evence Coppée et Cie, à Bruxelles.

Cette installation occupe trente ouvriers par poste. Elle est prévue pour traiter à l'heure 400 tonnes de charbon brut en allure normale, 600 tonnes en allure de pointe. Actuellement, elle traite journellement 3.300 tonnes de charbons bruts.

Voici quelques renseignements sur les résultats obtenus au sortir de cette installation, mesurés par les teneurs en cendres des divers produits :

Charbons 250/+	:	4 à 5 %	de cendres.
70/250 : charbons	:	3 à 4 %	»
mixtes	:	35 à 40 %	»
schistes	:	85 %	»

8/70	: charbons	:	5 à 6 %	de cendres
	mixtes	:	37 à 40 %	»
	schistes	:	85 %	»
1/8	: charbons	:	8 %	»
	mixtes	:	56 %	»
	schistes	:	86 %	»
poussiers bruts		:	20 à 22 %	»

La consommation de magnétite atteint environ 800 grammes par tonne de produits bruts à traiter. La consommation en eau atteint 800 mètres cubes par jour mais on espère arriver à diminuer cette consommation en installant des bassins de décantation qui permettront de recycler la majeure partie de l'eau qui doit actuellement être évacuée.

L'Exposition et le Congrès miniers de Cleveland 1955

COMPTE RENDU

par L. DELVAUX,

Ingénieur civil des Mines.

INTRODUCTION

L. Delvaux, Ingénieur Civil des Mines séjournant actuellement aux Etats-Unis, a bien voulu, à la demande d'Inichar, assister à l'American Mining Congress tenu à Cleveland du 16 au 19 mai 1955 et visiter l'Exposition de Matériel minier qui a lieu à cette occasion.

Il nous a fait parvenir une importante documentation sur le matériel exposé et nous publions ci-dessous une note succincte relative à ces deux manifestations.

Nous le remercions vivement de nous avoir fait parvenir ces documents.

* * *

L'American Mining Congress a tenu à Cleveland, du 16 au 19 mai 1955, son congrès annuel consacré à l'industrie charbonnière. Comme d'habitude, ce congrès était accompagné d'une exposition de matériel minier.

Il a paru intéressant de donner une relation succincte de certaines communications présentées ainsi que de signaler quelques-unes des nouveautés rencontrées à l'exposition de matériel et susceptibles d'offrir un certain intérêt pour le lecteur européen.

I. — LE CONGRES

L'industrie charbonnière américaine se trouve à la veille de ce qu'elle espère être une reprise de son expansion. La trop rapide progression de la production de la période de guerre et des années qui suivirent avait des bases trop fragiles : trop de mines non viables avaient été ouvertes et beaucoup d'autres profitaient de la conjoncture économique favorable. A partir de 1948, l'industrie charbonnière des Etats-Unis a entamé un effort d'affermissement et d'amélioration de la productivité (8,7 tonnes/homme-poste en 1954 contre 5,8 tonnes en 1946), qui doit porter ses fruits pour peu que la situation économique redevienne favorable.

Les tendances principales dans le progrès technologique réalisé se reflètent dans les points principaux abordés par les communications du congrès : continuous mining (2 % de la production totale); roof-bolting dont le développement est constant — 60 millions de boulons en service en 1954 dans les mines de charbon; extension du strip mining; accroissement du lavage et de la préparation du charbon sur une échelle de plus en plus grande (en 1953, 240 millions de tonnes ont été lavées sur un total de 390 millions contre 150 millions en 1945).

1) Le continuous mining.

a) *Abattage continu dans 1,05 m d'ouverture par R. Todhunter.*

Une application des mineurs continus est intéressante à signaler : à la mine Lancashire de la Compagnie Barnes and Tucker (Penna), le continuous miner Jeffrey « Comol » et le Joy 3 CM ont été utilisés avec succès dans la couche Lower Kittaning - 1,05 m d'ouverture.

On a également tenté de rendre le transport continu en employant le convoyeur « Molveyor » et la courroie extensible de Joy (1). Le premier système s'est avéré possible quand la couche ne présentait aucune ondulation tandis que la courroie extensible Joy a donné plus de satisfaction dans ces dernières conditions mais a montré cependant que la liaison entre l'abatteuse et le convoyeur, réalisée par un « bridge-conveyor », n'était pas encore parfaite.

b) *Shuttle car « trémie » par W.C. Campbell.*

Dans un cas d'utilisation de l'abatteuse-chargeuse Goodman en couche de 2,10 m d'ouverture, l'évacuation se faisait par deux camions navettes. L'utilisation de l'un d'entre eux, équipé d'un bras de déchargement comme trémie placée derrière le

(1) *Annales des Mines de Belgique :* « Convoyeur extensible à courroie « Joy ». 1953, novembre. p. 854.

continuous miner, s'est montrée avantageuse lorsque la production de l'abatteuse ne dépassait pas la capacité d'accumulation du camion « magasin » et quand la distance de transport était suffisante.

c) *L'entretien du matériel d'abattage continu par Wm. E. Hess.*

La tendance américaine dans ce domaine paraît être de consacrer les trois postes à l'abattage et de prévoir du personnel d'entretien disponible à tous les postes plutôt que de distraire un poste entier pour l'entretien. Ce dernier est alors à compléter pendant les jours d'inactivité. La présence d'un « foreman » responsable avec chaque machine active est souhaitable et prévoir une machine de réserve n'est pas un luxe inutile.

2) Soutènement.

a) *Derniers développements du roof-bolting par E. Thomas.*

En 1954, 30 millions de boulons ont été placés et l'utilisation du roof-bolting a permis, de manière générale, des méthodes de dépilage plus sûres.

Le boulon à coin est toujours employé mais le type avec coquille d'expansion présente plus d'avantages pour l'exploitant américain : pas de réseau à air comprimé nécessaire, temps d'installation plus court, coût total plus réduit et utilisation possible en terrains moyennement tendres ou tendres.

Une tendance importante à noter est la diminution du diamètre du boulon : de plus en plus, le boulon de 5/8" remplace celui de 3/4"; l'acier utilisé est de meilleure qualité mais cette dépense supplémentaire est largement compensée par l'économie de forage réalisée et par la possibilité de boulonner en terrains tendres avec plus de chances de succès.

b) *Résultats du roof-bolting par E.H. Greenwald.*

Une étude comparative assez détaillée des frais de soutènement par méthodes habituelles et par roof-bolting a indiqué, dans la mine de West Virginie étudiée, une réduction de 60 % par l'utilisation du roof-bolting.

3) Points particuliers intéressants.

a) *Utilisation de la tarière pour le contrôle des surtensions dans les piliers résiduels, par W.G. Talman.*

Lorsque le dépilage est en cours, des concentrations de tensions dangereuses peuvent se manifester dans les piliers suivant une zone parallèle à la ligne de foudroyage. Elles peuvent provoquer la fracturation brusque de ces piliers — et des projections dangereuses. Le creusement de trous de 60 cm de diamètre dans ces piliers, effectué à l'aide de tarières, permet la décharge des surtensions et rend l'exploitation plus sûre.

b) *Récupération de schlamms maigres par H.R. Middleton.*

L'utilisation accrue de fines maigres dans les centrales électriques a conduit à traiter des dépôts de schlamms. La communication décrit une installation nouvelle produisant ainsi 120 tonnes/heure de 0-2 par flottation, suivant un procédé mis au au point par la Wilmot Engineering Company.

c) *Mécanographie à la mine par R.W. Hatsch.*

La Hanna Coal Division de la Pittsburgh Consolidation Coal Company emploie un système de cartes perforées (IBM) qui permet de tenir à jour une comptabilité relative aux prestations de chaque ouvrier et fournit ainsi les éléments de base pour la détermination automatique du prix de revient journalier de chaque poste de la main-d'œuvre.

L'inventaire permanent du matériel est réalisé de la même manière : chaque pièce d'équipement possède sa carte; périodiquement, chaque mine effectue un relevé complet de l'équipement ainsi préparé par opérations mécanographiques. Le département d'achat a ainsi toujours à sa disposition un inventaire récent du matériel. A noter que, lorsque une pièce vient en nombre inférieur à une certaine limite, les cartes y relatives sont automatiquement éjectées.

Un avantage important du procédé est qu'il donne une appréciation exacte de la valeur du matériel : il suffit de se reporter à la carte perforée de la pièce en question où toute main-d'œuvre de réparation est consignée.

II. — L'EXPOSITION DE MATERIEL MINIER

Groupant plus de 225 exposants et représentant une valeur exposée d'environ un milliard de francs belges, le « Coal Show » 1955, s'il n'a pas été marqué par l'apparition de sensationnelles innovations, a vu cependant la venue sur le marché d'assez nombreuses nouveautés.

1) Abattage mécanique.

Aucune réelle nouveauté dans ce domaine et surtout aucune machine susceptible d'intéresser fortement le charbonnier européen.

Cependant, il est intéressant de remarquer que le prototype issu d'un programme de recherches de 25 millions de F.B. du Bituminous Coal Research a enfin été mis sur le marché, après de nombreuses transformations, par la *Cleveland Rock Drill Division* (anciennement Leroi Cleveland), filiale de Westinghouse Air Brake Company. Basée sur le principe du coin d'éclatement (burster), la machine porte 6 têtes d'abattage (rotors) munies chacune d'un pic central provoquant la fracturation d'une carotte cylindrique (fig. 1). Deux chaînes de havage inférieures ramènent les produits vers un convoyeur central. L'abatteuse se meut sur chenilles et le moteur unique qui commande le système hydraulique développe une puissance continue de 216 HP. Outre sa puissance, cette machine se caractérise par son poids (35 tonnes) et ses dimensions imposan-

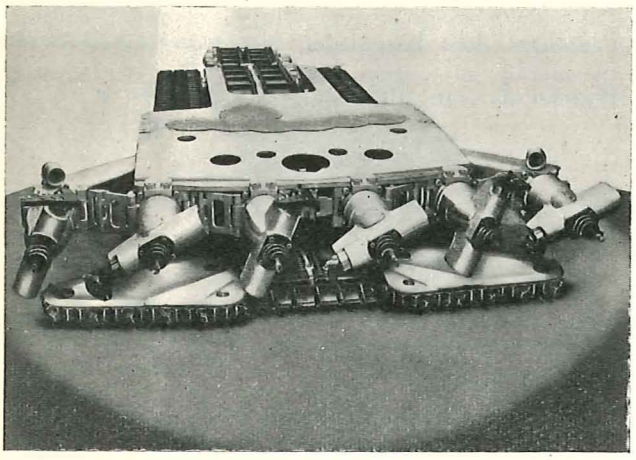


Fig. 1. — Abatteuse-chargeuse de la Cleveland Rock Drill

tes : 8,1 m × 5,1 m. Elle a été conçue pour travailler en couches d'ouverture moyenne (0,95 à 1,30 m) mais son manque évident de souplesse rend cette possibilité problématique.

A côté de ce nouveau venu dont les preuves sont encore à faire, Joy présente un *continuous miner* pour grandes ouvertures, muni de deux bras. L'on peut le rapprocher (fig. 2) du Marietta miner quant au principe de l'abattage : bras porteur d'un coin central et de couronnes de havage. Si cette machine pouvait s'attaquer aux roches de dûreté moyenne, objectif depuis longtemps cherché par le Marietta, elle pourrait être utilisée dans le creusement des voies et offrirait de l'intérêt pour les mines européennes.

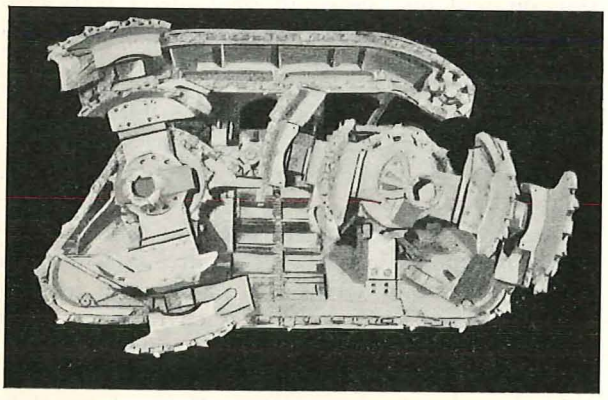


Fig. 2. — Abatteuse-chargeuse Joy (à deux bras).

Enfin, Jeffrey présente comme nouveau matériel l'abatteuse-chargeuse *Konnerth* (1).

A titre documentaire, on signalera que Westfalia Lünen expose son rabot rapide dont plusieurs exemplaires sont en service actuellement aux U.S.A.

Il faut noter que les *tarières souterraines* fabriquées par Cardox Corporation et par Joy ont disparu complètement du marché. Par contre, l'auger travaille avec plein succès en surface (3 millions de tonnes produites en 1954) et certains modèles présentés sont très ingénieux, allant jusqu'à réaliser une manœuvre complètement mécanique.

Un constructeur cependant, spécialisé précédemment en tarières de surface, la Salen Tool Company, expose encore une tarière souterraine qui parait beaucoup moins maniable que celle abandonnée par Cardox.

Les raisons de l'insuccès au fond de la tarière ont été un manque de souplesse et la nécessité pour l'exploitation de délaisser, vu les circonstances économiques, les couches de conditions particulières (deux veines voisines, etc...) où l'utilisation de l'auger pouvait s'indiquer.

2) Soutènement.

Les nouveautés en matériel de boulonnage ne sont pas nombreuses mais dignes d'intérêt.

La firme Fletcher a mis au point différents types de *chariots de forage*. Conçus pour réaliser un forage vertical (rotatif), ils ont une hauteur variable depuis 90 cm. L'avantage mis en avant par le constructeur (fig. 3) est l'indépendance de l'affût du

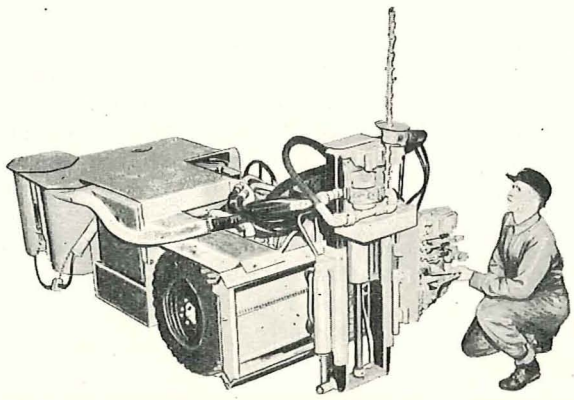


Fig. 3. — Chariot de forage Fletcher.

perforateur du châssis du chariot : la poussée de forage est reprise par le mur. Le moteur électrique de commande du système hydraulique est agréé et l'équipement prévoit le captage des poussières de forage.

La tendance nouvelle vers l'utilisation du boulonnage de toit en faible ouverture a été concrétisée par l'apparition d'un nouveau type de *marteau perforateur* court mis au point par Cleveland Rock Drill Division (fig. 4). Le dispositif d'admission est reporté latéralement par rapport au fût du marteau ainsi que le dispositif d'avancement automatique; la course initiale du marteau est ainsi augmentée et le changement de fleuret moins fréquent. De plus, le marteau est muni d'un dispositif de captage des poussières assez analogue au Hemscheidt Königsborn. Il pèse 30 kg, coûte aux E.U. 895 dollars (sans le dispositif de captage qui vaut 320 dollars) et il fore en grès de dureté moyenne à une vitesse — constatée — de 40 à 60 cm par minute.

Dans les nombreux types de *boulons à coquille d'expansion*, on remarque le passage au boulon de 5/8" déjà signalé et la recherche d'une plus grande

(1) *Annales des Mines de Belgique*. 1954, septembre, p. 654.

Fig. 4. — Marteau perforateur Cleveland.

expansion pour boulons placés en terrains tendres. Ce résultat est généralement obtenu par une coquille en deux pièces dont l'expansion est provoquée par un cône intérieur fileté. A côté de Bethlehem Steel Company qui présentait déjà ce type en 1953 et l'adapte aujourd'hui au boulon de 5/8" de diamètre, Pattin Mfg Co et West Virginia Steel mettent sur le marché des boulons de caractéristiques analogues (fig. 5). Il est intéressant de noter que le prix moyen de la coquille d'expansion est actuellement aux U.S.A. de 12,50 F.B. pièce.

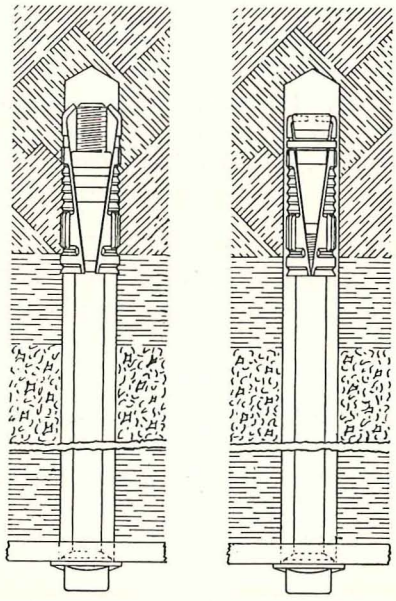


Fig. 5. — Boulon « Wedgegrip » de la firme West Virginia Steel.

Autre innovation pour les Etats-Unis : la firme Goodyear fabrique un *témoin de tension pour boulonnage*; il s'agit d'un tore en caoutchouc intercalé entre deux rondelles métalliques et placé contre l'écrou et dont l'expansion due à la compression mesurerait la tension appliquée (fig. 6). Outre l'intérêt de cette observation toute qualitative lors

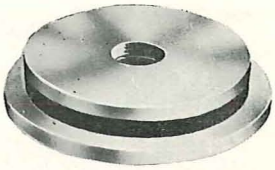


Fig. 6. — « Tampon » témoin pour boulonnage Goodyear.

du placement, toute modification ultérieure dans la tension du boulon serait ainsi décelable. Ce « tampon » témoin coûte 1.65 dollar.

Le Bureau of Mines signale dans son stand l'amélioration de la sécurité des conditions de travail due au boulonnage; en 1948, 12 millions de boulons furent placés dans les mines de charbon et l'on enregistra 474 blessures graves provoquées par des chutes de toit; par contre, en 1954 on a placé 24 millions de boulons et il y eut seulement 174 cas de blessés graves dus aux mêmes causes.

Enfin, à titre documentaire, on peut noter que la firme Bethlehem a acquis la licence de fabrication du *Glockenprofil* pour les Etats-Unis et en commence la fabrication et l'utilisation dans ses mines.

3) Transport.

Les engins de transport continus présentés précédemment subsistent (*courroie extensible Joy* et *convoyeur continu Jeffrey « Molveyor »*), à l'exception du seul qui présentait de l'intérêt pour l'exploitant belge; en effet, le convoyeur extensible à bande d'acier fabriqué par Joy a disparu du marché où il n'avait d'ailleurs figuré qu'au stade expérimental. A noter que sept courroies extensibles Joy sont actuellement en service aux Etats-Unis et une trentaine sont en voie de l'être dont certaines en Grande-Bretagne.

La firme Joy présente un nouveau *rouleau pour bande transporteuse* qui a déjà fait l'objet d'essais depuis un certain temps : il s'agit d'un rouleau constitué d'une série de disques en néoprène fixés sur un câble central flexible. Léger, incombustible, nécessitant seulement deux roulements, résistant à l'abrasion, de peu d'encombrement (hauteur totale 33 cm), adaptable aux infrastructures existantes, ce dispositif présente un certain intérêt (fig. 7).

Bien que l'idée ne soit pas nouvelle, l'American Mine Door C° a construit récemment une *nettoyeuse de voies de roulage* adaptée aux couches de

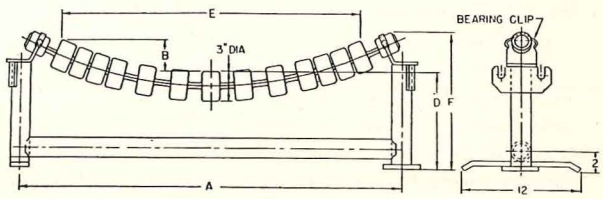


Fig. 7. — Rouleau en néoprène pour bande transporteuse (Joy).

faible ouverture (hauteur totale 75 cm). Il s'agit en réalité d'une chargeuse montée sur rails, équipée de deux chaînes à raclettes, l'une ramassant le charbon accumulé sur une pelle fixe et l'autre transportant les produits dans la berline (fig. 8). Construit pour charger jusqu'à 100 tonnes par poste, mû par un moteur électrique de 5 HP commandant une pompe hydraulique principale, ce dispositif qui fonctionne avec un plein succès dans les mines de fer, ne s'implante pas facilement dans les mines de charbon.

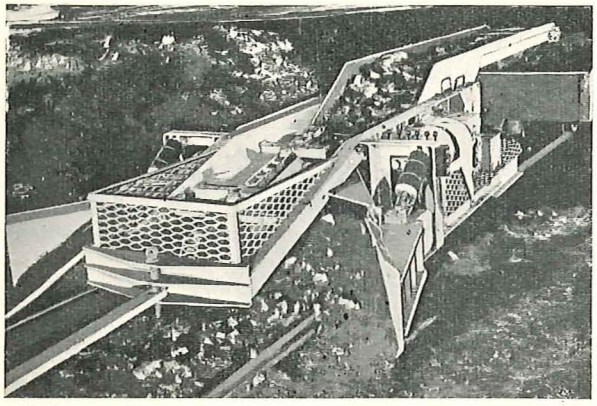


Fig. 8. — Nettoyeuse de voies de roulage American Mine Door Co.

4) Divers.

La firme Long a mis au point une *chargeuse mécanique* destinée à être utilisée en série avec le convoyeur mobile « Piggyback » (1).

En préparation du charbon, on notera différents types de *séchoirs à fines*, tel celui de Mc Nally (Dryclone) déjà présenté en 1953 et celui de Holmes, tandis que Wilmot Engineering Company présente un *appareil de séparation par liqueur dense* fabriqué par Ore and Chemical Corporation et dont la particularité est de n'avoir aucun organe en mouvement dans le medium (d'où diminution de puissance absorbée) et de permettre la constante visibilité de l'opération.

Dans le domaine de la sécuirté, outre le nombreux et diversifié matériel de la Mine Safety Appliances, où aucune nouveauté n'est à signaler, on a pu remarquer de nombreux *dispositifs de captage des poussières* de types divers.

Enfin, l'*abattage à l'air comprimé* a de plus en plus d'adeptes, parfois obligés comme dans les Etats d'Illinois et d'Indiana où la législation défend le tir à l'explosif; Airdox (Cardox Corporation) et Armstrong (Olin Industries) sont les principaux producteurs de matériel de ce genre. Ils sont actuellement suffisamment connus en Belgique (2) pour qu'on y revienne sauf pour signaler l'introduction par Cardox d'unités de compression mobiles et l'installation de « recievers » : ces réservoirs permettent de réduire le temps de tir.

Le prix de ces unités reste élevé, de l'ordre de 850.000 F.B. pour Airdox et de 1.000.000 F.B. pour Armstrong étant donné que ce prix ne couvre que la station de compression. Il faut noter d'ailleurs que la plupart des 100 unités de Cardox en service ainsi que de nombreuses installations Armstrong ne sont pas achetées par l'exploitant mais prises en location sur la base d'une redevance de 2 à 3 F.B. par tonne avec un tonnage minimum journalier imposé de 1500 tonnes par unité.

Il y a là une solution intéressante au problème posé par l'investissement considérable exigé par ce matériel; elle n'est sans doute pas transposable telle quelle, mais il est à espérer qu'une possibilité quelconque d'utiliser ce matériel, peut-être d'application dans certains chantiers de Campine, soit trouvée.

(1) *Annales des Mines de Belgique*, 1953, mars, p. 270.

(2) *Annales des Mines de Belgique*, 1953, mars, p. 260.

Police des Mines

REGLEMENT DU 28 AVRIL 1884

AVANT-PROPOS

La réglementation minière s'est fortement accrue depuis quelques années.

En dépit, cependant, des multiples prescriptions qui ont vu le jour et de l'arrêté royal du 5 mai 1919 portant règlement général de Police des Exploitations souterraines, c'est toujours l'arrêté royal du 28 avril 1884 qui forme la charpente de la réglementation minière belge.

C'est la raison pour laquelle les éditions successives du règlement ont conservé l'ordre même de la codification de 1884 en y intercalant les modifications intervenues. Ce règlement de 1884 a donné lieu à l'époque à une circulaire du 8 juin 1886 du Directeur Général des Mines, qui en constitue un excellent commentaire.

Cette circulaire adressée à Messieurs les Directeurs Divisionnaires des Mines de l'époque n'a jamais été publiée. Il nous paraît qu'elle offre un réel intérêt historique et technique et qu'elle mérite d'être diffusée.

VOORWOORD

De mijnreglementering heeft zich sedert enkele jaren sterk uitgebreid.

Spijts de talrijke voorschriften die het licht zagen en het koninklijk besluit van 5 Mei 1919, houdende algemeen reglement over de ondergrondse ontginningen, vormt het koninklijk besluit van 28 April 1884 steeds de ruggegraat van de huidige belgische mijnreglementering.

Om deze reden hebben trouwens de achtereenvolgende uitgaven van het mijnreglement steeds de volgorde van de codificatie van 1884 behouden, en werden de aangebrachte wijzigingen er gewoonweg ingelast.

Het reglement van 1884 gaf destijds aanleiding tot een omzendbrief dd. 8 Juni 1886 van de Heer Directeur Generaal der Mijnen, waarin een uitstekende commentaar gegeven wordt van dit reglement.

Deze omzendbrief, gericht aan de toenmalige Divisiedirecteurs der Mijnen, werd nooit gepubliceerd. Het wil ons vorkomen dat hij nochtans technisch en historisch van werkelijk belang is en dat het de moeite loont hem te verspreiden.

* * *

MINISTERE
DE L'AGRICULTURE, DE L'INDUSTRIE
et des
TRAVAUX PUBLICS

ADMINISTRATION DES MINES

Bruxelles, le 8 juin 1886.

CIRCULAIRE

à Messieurs les Directeurs divisionnaires des Mines

Monsieur le Directeur divisionnaire,

Comme suite à ma circulaire du 29 janvier 1885, qui a eu pour but de rendre régulière et uniforme l'exécution des mesures prescrites par le règlement de police du 28 avril 1884, pour la tenue des plans (art. 1 à 5), et après avoir consulté le conseil des ingénieurs, j'ai l'honneur de vous adresser des instructions complémentaires au sujet des autres dispositions de ce règlement.

Vous voudrez bien tenir la main à leur stricte observation et signaler dans vos rapports semestriels, au besoin dans des rapports spéciaux, les modifications qu'il vous paraîtrait utile d'y apporter, soit pour la sûreté des ouvriers, soit dans l'intérêt de l'exploitation des mines.

Chapitre II. — Des puits.

Art. 6. — Les moyens de sortir de la mine par les issues dont il est question dans cet article sont laissés au choix de l'exploitant, pourvu qu'ils offrent une sécurité suffisante. Il convient toutefois de veiller à ce que l'exploitant fasse inspecter ou fonctionner, à des intervalles assez rapprochés, les machines ou engins à ce destinés et dont il n'est pas fait usage habituellement. Les échelles de sauvetage, notamment, qui se trouvent dans ce cas, devront être soumises à une visite périodique.

Deux sièges en communication, bien que n'ayant chacun qu'une seule issue, mais d'un accès facile pour tous les ouvriers occupés aux travaux des deux sièges, peuvent être considérés comme satisfaisant suffisamment aux prescriptions de l'article 6.

MM. les ingénieurs insisteront auprès des exploitants pour qu'il y ait toujours, dans la mesure du possible, une double voie d'accès aux chantiers.

Art. 7. — Aux termes de l'article 7, l'orifice de sortie des puits aux échelles ne peut se trouver à l'intérieur des bâtiments principaux du siège d'exploitation ; parmi ces bâtiments il faut nécessairement comprendre toute construction adjacente. Lors donc que cette disposition ne sera pas observée, l'ingénieur exigera qu'il soit établi une seconde issue en dehors de ces bâtiments. Cette issue ne pourra être abritée que par une construction en matériaux incombustibles.

Art. 8. — L'article 8 ne précise point les dispositions qui doivent être prises, aux divers *chargeages*, pour prévenir la chute des ouvriers dans le puits ou la descente, dans la *potelle* ou *bougnou*, des cages ou des cuffats servant à la translation des ouvriers.

L'ingénieur aura à examiner, dans chaque cas, si les dispositions adoptées offrent à cet égard des garanties suffisantes. Au besoin, il engagera les exploitants à compléter ces dispositions ou à les modifier. S'il n'est pas tenu compte de ses observations, l'ingénieur appliquera les dispositions du § 3 de l'article 76 du règlement.

Art. 9. — En vertu de l'article 9, les exploitants sont tenus d'enclore d'une maçonnerie les orifices des puits affectés à l'entretien des galeries aboutissant à la surface. Le but de cette mesure, qui se justifie par un intérêt évident de sécurité publique, pourrait, il est vrai, être parfois avantageusement atteint par d'autres dispositions moins onéreuses et suffisamment efficaces ; mais les prescriptions de l'article 9 étant formelles, il ne peut y être dérogé sans un arrêté de la députation permanente, pris en exécution de l'article 75 du règlement.

Art. 10. — De la rédaction du 2e alinéa de l'article 10 il semblerait résulter que, lors de l'abandon définitif d'un puits de mine, l'action de l'autorité administrative est subordonnée à une information préalable à donner par le concessionnaire. Consulté sur le point de savoir si ce dernier est seul juge de l'opportunité de cette information, le conseil des mines a émis, le 3 mars 1885, l'avis qu'il appartient à l'ingénieur des mines d'apprécier, selon les circonstances et les faits, la nature de l'abandon et de constater et de faire poursuivre, le cas échéant, conformément à l'article 90, l'infraction aux dispositions de l'article 10 ; que l'autorité administrative peut puiser dans les seules dispositions de l'article 7, non abrogé, du décret du 3 janvier 1813 sur la police des mines et dans celles de l'article 50 de la loi du 21 avril 1810, le pouvoir nécessaire pour imposer telles mesures qu'elle juge opportunes en vue d'assurer la sûreté publique et celle des exploitations et que, parmi ces mesures, il faut ranger le comblement des puits ; qu'en ce qui concerne cette dernière prescription, un arrêté de la députation permanente ne doit toutefois être provoqué qu'en cas de nécessité absolue et alors qu'il est démontré que le concessionnaire ne peut plus, par lui-même ni par des ayants-droit, tirer parti de la mine au moyen des puits qu'il s'agit de combler.

Lorsque, pour une cause quelconque, notamment en cas de liquidation, une société minière cesse son exploitation, l'ingénieur fera, sans retard, les diligences nécessaires pour l'exécution de l'article 10, afin que, s'il en était besoin, les frais à résulter de l'exécution d'office des travaux ordonnés par la députation permanente puissent être récupérés en temps utile. A ce sujet, il est à retenir que, lorsqu'il s'agit d'une société anonyme dissoute, l'administration ne peut exercer son action contre les liquidateurs que dans le délai de cinq ans à partir de la publication de la clôture de la liquidation.

Chapitre III. — De la descente et de la montée des personnes.

Art. 12. — L'article 12 stipule : « Les échelles seront inclinées sous un angle qui ne pourra dépasser 80° (division sexagésimale) ».

On s'est demandé si cette obligation s'applique aux échelles établies dans les *tourets*, *burquins* ou *bouxtays*, dans les puits d'épuisement et dans les *ravales* ou *avaleresses*.

Il y a lieu de remarquer à cet égard que les prescriptions du chapitre III ne visent que les moyens habituellement employés pour pénétrer dans les mines ou pour en sortir.

Lorsqu'il s'agit d'une installation provisoire, comme il s'en présente dans l'exécution des travaux préparatoires ou de recherche, il y a lieu d'user de tolérance, les échelles n'étant alors parcourues que par des ouvriers spéciaux et peu nombreux.

Sous la réserve de son appréciation personnelle, quant au danger que présenterait une installation donnée, l'ingénieur pourra tolérer l'usage des échelles verticales :

1° Dans les puits d'exhaure, pour autant toutefois que les paliers de repos soient suffisamment rapprochés ;

2° Dans les puits intérieurs de faible hauteur, lorsque leur section est assez réduite pour que la paroi opposée à l'échelle puisse servir d'appui à l'ouvrier ;

3° Dans les puits de faible profondeur servant à la recherche des substances concédées, pour autant que les ouvriers employés soient des mineurs de profession.

Dans tous les cas, les échelles verticales devront être suffisamment écartées de la paroi d'attache pour permettre aux ouvriers de poser le milieu de la plante du pied sur les échelons.

On pourra se dispenser de placer des échelles dans les puits intérieurs, ainsi que dans les cheminées de service ménagées dans les remblais, lorsque des étais ou des cadres solides et suffisamment rapprochés peuvent en tenir lieu.

Art. 13. — L'article 13, 1°, exige que les cages soient construites de manière à éviter, autant que possible, la chute des ouvriers.

A cet effet, il est nécessaire que les paliers des cages soient munis d'un fond planchéié ou d'un grillage et que les côtés en soient disposés de manière à garantir les ouvriers de tout heurt ou frôlement contre les parois ou les garnissages des puits.

L'usage des sangles de sûreté, prescrit par le même paragraphe, doit être imposé à tous les ouvriers lorsque, pendant leur translation par câble, ils sont exposés à tomber en perdant l'appui du pied ou l'usage des mains.

Les *parapierres*, dont les cages ou les cuffats doivent être munis, seront solidement construits et disposés de manière à mettre les ouvriers à l'abri de la chute des corps graves pendant leur translation.

Aux termes du 1er alinéa du 2° de l'article 13, le nombre de personnes qui peuvent prendre place à la fois dans les cages ou dans les cuffats et la vitesse moyenne de translation sont fixés par la direction de la mine et notifiés à l'ingénieur.

Il convient de remarquer que pour cette notification, comme pour d'autres prévues par le règlement, l'ingénieur n'a pas à entériner simplement les déclarations de l'exploitant : son devoir est, au contraire, d'apprécier si les mesures ou les dispositions adoptées, pour la sûreté des ouvriers, sont suffisantes et d'intervenir, le cas échéant, pour les faire modifier.

Il portera son attention sur la nature, l'époque de la mise en service et l'état de conservation des câbles ; en cas de doute sur leur solidité, il engagera l'exploitant à procéder à des essais sur leur résistance à la rupture.

Il est à noter que, pendant la translation des ouvriers, la tension des câbles et la vitesse doivent toujours être sensiblement moindres que pendant le transport du charbon.

D'après le 2e alinéa dudit 2°, la cage ou le cuffat ne pourra recevoir aucune charge additionnelle lorsque les ouvriers s'y trouveront au nombre fixé.

Pour les traits incomplets, on pourra ajouter à la charge des chariots, des outils ou des matériaux, jusqu'à concurrence du poids d'un trait complet, calculé à raison de 70 kilogrammes par ouvrier.

Les dispositions du 3° de l'article 13 du règlement abandonnant, en somme, à l'exploitant le choix des moyens pour empêcher les cages d'atteindre les molettes, les ingénieurs devront s'assurer que les mesures adoptées répondent au but proposé. Au besoin, ils exigeront qu'elles soient modifiées ou complétées dans un délai à déterminer.

Les machines d'extraction servant à la translation des ouvriers doivent être munies d'un frein appliqué sur l'arbre des bobines ou des tambours.

L'article 13, § 4, n'ayant établi, à cet égard, aucune exception entre les moteurs servant à l'extraction, les anciennes machines à engrenages et à frein actionnant le volant devront être modifiées.

Les ingénieurs appelleront l'attention des exploitants sur la nécessité de placer les conduites adductrices de la vapeur au cylindre du moteur de manière à les mettre à l'abri d'un *coup de fouet* que pourrait produire un câble en se rompant à proximité des molettes. Ils préconiseront l'emploi des meilleures dispositions de freins, notamment celles où le frein agit automatiquement, c'est-à-dire reste ouvert sous la pression de la vapeur et se ferme lorsque son action vient à cesser. Ce genre de frein est surtout à conseiller en prévision d'une explosion de chaudière, d'un bris de tuyaux, etc.

La détermination du système de signaux le plus convenable pour la manœuvre des cages dans les puits est également laissée aux soins de l'exploitant (art. 13, § 5).

Le nombre de ces signaux dépendant de celui des étages en activité et des dispositions des chargeages par rapport aux paliers des cages, il serait difficile d'arrêter un système uniforme pour toutes les mines.

Néanmoins, les tentatives faites, dans ce but, par un assez grand nombre d'exploitants du couchant de Mons ayant heureusement abouti, MM. les ingénieurs ne doivent négliger aucun effort pour obtenir des résultats semblables dans les autres centres miniers du pays, surtout en ce qui concerne la manœuvre des cages renfermant des ouvriers.

Aux termes du 6°, les directions de mines devront prendre les dispositions nécessaires pour pouvoir, en cas d'accident à l'appareil d'extraction, retirer les personnes placées dans les cages ou cuffats.

Des échelles, même verticales, à paliers suffisamment rapprochés, placées dans un compartiment du puits d'extraction atteindront ce but ; à leur défaut, un treuil à vapeur assez puissant, établi à la surface, pourra y suppléer. Un engin de l'espèce pourrait même desservir les divers puits d'un même siège.

Pour les charbonnages peu importants, des cabestans à vapeur locomobiles, appropriés à l'usage en question, pourraient être acquis à frais communs par les exploitants intéressés.

Les ingénieurs examineront, pour chaque mine, s'il est suffisamment satisfait à la prescription dont il s'agit et indiqueront, au besoin, les dispositions à prendre à cet effet.

La direction de la mine a le devoir d'assurer le bon ordre pendant la descente et la remonte des ouvriers (art. 13-7°). Les ingénieurs recommanderont, à cette fin, les moyens usités dans les charbonnages

les mieux organisés sous ce rapport. Ils veilleront à ce que l'entrée et la sortie des cage se fassent sous la surveillance d'un agent pourvu d'une autorité suffisante. Cette surveillance peut s'exercer aux divers étages par les *chefs taqueteurs* des divers étages.

L'emploi aux chargeages de la chaîne-barrière et des cachets d'admission est aussi à recommander.

Art. 14. — L'article 14 prescrit une visite hebdomadaire des puits et de tous les engins servant à la descente et à la remonte des ouvriers.

Il doit être entendu qu'indépendamment de cette visite spéciale, les agents de la surveillance qui descendent journellement par les puits d'extraction doivent s'assurer qu'il n'y existe aucune cause apparente de danger et se préoccuper surtout de l'état du guidonnage.

Art. 15. — L'article 15 ne réclame aucun commentaire.

Chapitre IV. — Aérage, éclairage, usage des explosifs.

Art. 16. — L'article 16 classe les mines, au point de vue des règles à suivre pour l'aérage, l'éclairage et l'usage des explosifs, en mines à grisou et en mines sans grisou. Les ingénieurs, ayant à remplir un rôle prépondérant pour établir ce classement, ne perdront pas de vue la réelle responsabilité qu'ils assument du chef des propositions qu'ils feront à ce sujet.

SECTION Ire

Dispositions concernant l'aérage des mines en général.

Art. 17. — L'article 17 consacre le principe que les exploitations souterraines doivent être ventilées de manière à y prévenir la présence de gaz inflammables ou toxiques, dans une proportion telle que l'atmosphère de la mine devienne dangereuse pour la sûreté des travaux ou nuisible à la santé des ouvriers. A cet égard, il n'est guère possible de donner des indications précises et faciles à contrôler dans la pratique ; mais certains états de la flamme des lampes, une température trop élevée dans les chantiers, un malaise dans la respiration sont autant d'indications qui appelleront l'attention de l'ingénieur et l'autoriseront. au besoin, à réclamer une amélioration de l'aérage. Dans tous les cas, il importe que la quantité d'air ne descende jamais en dessous de 10 à 12 litres par seconde et par ouvrier occupé dans les travaux et dans les voies qui y aboutissent, chaque cheval circulant dans ces voies étant compté pour trois ouvriers. En général, dès que la température dans les travaux souterrains dépassera 25°, il y aura lieu d'activer la ventilation sans que, toutefois, dans les mines très grisouteuses, la vitesse du courant soit supérieure à 2,50 m dans les tailles des couches en plateure ; dans celles des couches en dressant, il sera même prudent de rester sensiblement en dessous de cette vitesse.

Art. 18. — La ventilation des mines doit être, aux termes de l'article 18, déterminée par des moyens continus. Cette disposition implique la condamnation de l'aérage naturel, lorsqu'il est reconnu qu'à certaines époques de l'année le courant ventilateur s'arrête ou se renverse. Dans ce cas, l'exploitant aura à se pourvoir d'un ventilateur ou, lorsqu'il s'agit d'une mine non grisouteuse, à faire usage d'un foyer convenablement disposé.

Les mines aérées à l'aide d'appareils à cloisons obturantes étant exposées à subir une suspension de la ventilation pendant l'arrêt de ces engins, il conviendra de prescrire des mesures qui permettent dans ce cas la libre sortie de l'air.

Art. 19. — L'article 19 stipule : « Tout courant d'air vicié par un mélange de gaz délétères ou inflammables, au point de constituer une cause de danger pour la santé ou la sécurité des ouvriers, sera soigneusement écarté d'un chantier quelconque et des voies fréquentées ».

Cette disposition ne proscrit ni l'emploi de l'aérage soufflant dans les travaux préparatoires, ni l'utilisation du puits de retour d'air pour la circulation habituelle des ouvriers par les échelles, les câbles, etc., à la condition, bien entendu, que l'air circulant dans la galerie et dans le puits de retour ne soit pas assez vicié pour compromettre la santé ou la sécurité des ouvriers.

Art. 20. — L'obligation prescrite par l'article 20, relatif à la formation des remblais, devra être imposée avec d'autant plus de rigueur que la mine offrira plus de dangers sous le rapport du dégagement des gaz inflammables ou délétères. L'ingénieur appellera, le cas échéant, l'attention de l'exploitant sur l'opportunité de déhouiller des couches peu puissantes, concurremment avec d'autres à grande ouverture lorsqu'elles peuvent fournir un supplément de remblais à ces dernières.

Art. 21. — Pour mieux assurer les effets des dispositions de cet article, il y a lieu de veiller à ce que les produits de l'abatage n'encombrent pas les tailles.

Art. 22. — Aux termes de l'article 22, on évitera, autant que possible, l'emploi des portes pour diriger ou diviser le courant d'air. Toutefois, en cas de nécessité, surtout lorsqu'un chantier d'exploitation comprend plusieurs tailles, il importe que, tout en assurant un volume d'air suffisant à la taille inférieure, les voies de transport aboutissant aux autres tailles soient toujours convenablement assainies. Des portes multiples seront établies dans les communications peu fréquentées et conservées pour le service : des portes simples, pouvant s'ouvrir par le choc de la moindre explosion, permettraient en effet à l'air de couper au court en cessant de passer sur les chantiers d'abatage.

Art. 23. — L'article 23 prescrit que les voies et les travaux abandonnés soient rendus inaccessibles aux ouvriers. Pour assurer cette inaccessibilité, il y a lieu d'exiger pour le moins l'installation de barrières fixes aux débouchés de ces voies et travaux.

SECTION II.

Dispositions concernant l'aérage des mines à grisou.

Art. 24. — L'article 24 subdivise les mines à grisou en trois catégories, quant aux mesures de police auxquelles elles doivent être soumises pour l'aérage, l'éclairage et le minage. De plus, l'article suivant exige que ce classement soit appliqué à chaque siège à grisou.

Comme la ligne de démarcation entre ces catégories est parfois difficile à tracer, l'ingénieur aura à considérer, pour chaque siège, la nature plus ou moins grisouteuse des couches en exploitation, la fréquence et le caractère des dégagements de grisou que l'on y a observés, les moyens dont on dispose pour assurer la ventilation et pour la rendre plus active au besoin.

La présence dans un champ d'exploitation d'une partie de couche où des dégagements instantanés se sont déjà produits, doit, en règle générale, suffire pour ranger le siège entier dans la 3e catégorie. Evidemment, il ne s'agit de faire état que de dégagements subits d'une certaine gravité et non de simples bouffées de gaz inflammables que le courant ventilateur parvient aisément à dissiper. Cependant, lors de l'ouverture d'un étage d'exploitation, des dégagements abondants de grisou peuvent offrir assez de danger pour qu'il soit nécessaire d'imposer, tout au moins pendant la durée de ces travaux préparatoires, des précautions analogues à celles qui sont prescrites pour les mines de la 3e catégorie.

La classification des mines à grisou pourrait entraîner pour l'exploitant l'obligation d'observer certaines prescriptions peu justifiées eu égard à la situation des travaux, aux moyens de ventilation, à la nature de certaines couches et à d'autres circonstances; dans ce cas, l'ingénieur proposera d'office à la députation permanente les dérogations aux règles prescrites, soit pour l'ensemble des travaux du siège, soit pour une partie seulement.

Il convient toutefois de se montrer très circonspect dans les propositions de l'espèce, lorsque les couches à exploiter sont sujettes à des dégagements instantanés de grisou assez violents pour que les effets puissent s'en faire sentir dans les chantiers réputés peu ou point grisouteux.

Il est à observer que le classement, une fois établi, n'est pas immuable : il peut être modifié soit à la demande de l'exploitant, soit sur la réquisition de l'ingénieur, selon que les travaux seront devenus moins dangereux ou exigeront un surcroît de mesures préventives.

Art. 25. — Cet article stipule que l'exploitant sera entendu avant que la députation permanente ait pris une décision sur le classement de la mine. Pour satisfaire à cette prescription, l'ingénieur provoquera les observations de l'exploitant, en lui faisant connaître ses propositions par écrit. Mention de cette circonstance sera faite dans son rapport au gouverneur et les observations éventuelles de l'exploitant seront jointes au dossier.

§ 1er. — *Règles à suivre dans toutes les mines à grisou .*

Art. 26. — L'article 26 prescrit que l'exploitation, dans les mines à grisou de toutes catégories, aura lieu, autant que possible, par tranches prises successivement en descendant.

Cette prescription est presque toujours observée pour l'ouverture des nouveaux étages ; mais il arrive, notamment pour les plateures de grand développement, que les tranches de veine à déhouiller par ces étages sont divisés en plusieurs autres dont celle de dessous est le plus souvent enlevée la première.

A cet égard, il y a lieu de laisser à l'exploitant la faculté d'aménager ses travaux comme il l'entend, sauf à l'ingénieur d'intervenir s'il reconnaît que les dispositions prises offrent des inconvénients.

Art. 27. — Bien que l'aérage à *rabat-vent* le long des fronts de taille soit interdit par cet article, l'existence, sur la hauteur de la tranche d'un étage, de plis ou d'accidents de terrain nécessite parfois l'usage d'un rabat-vent temporaire. Il peut en être de même lors de la reprise de massifs de veine que l'on rencontre dans les travaux des anciens. Dans ces cas, si le rabat-vent ne peut être évité et ne doit avoir qu'une durée très limitée, l'ingénieur est autorisé à le tolérer, à la condition que les mesures de prudence qu'il jugera nécessaire de prescrire soient strictement observées.

Art. 28. — Aux termes de cet article, la sortie de l'air s'effectuera par un puits séparé des autres par des massifs de roches suffisants. Il n'est peut-être pas inutile de noter que ces massifs auront toujours une épaisseur assez grande pour pouvoir résister à toute explosion éventuelle de grisou.

Art. 29. — Les prescriptions concernant l'éloignement de tout foyer de l'air plus ou moins grisouteux sortant des puits d'appel impliquent la défense absolue de fumer ou de circuler avec des corps enflammés dans le voisinage de ces puits.

Art. 30. — Les voies d'arrivée et de retour d'air devant être séparées par des massifs résistants et étanches, on s'est demandé si, par application de l'article 30, le chevauchement de deux voies, faisant partie de l'itinéraire d'un même courant, ne doit pas être interdit.

Cette disposition, qui est parfois avantageuse pour diviser le courant et assurer un aérage ascensionnel, ne peut être tolérée qu'avec la plus grande circonspection et pour autant que le chevauchement *(crossing)* soit établi dans des conditions de solidité telles qu'il puisse résister à une explosion éventuelle de grisou.

Art. 31. — Parmi les travaux préparatoires ou de reconnaissance mentionnés à cet article, il convient de ranger les simples galeries en veine et les petits montages exécutés au cours de l'exploitation, soit

pour créer des communications d'air, soit pour reconstituer les fronts d'abatage lors de la rencontre d'étreintes, de failles ou d'autres accidents de terrain ; mais on ne tolèrera dans aucun cas une exploitation proprement dite dont le courant ventilateur aurait à parcourir un *royon* (kerné) ou des *canars*.

§ 2. — *Règles spéciales à suivre dans les mines à grisou de la 2e et de la 3e catégorie.*

Art. 32. — Par « l'administration compétente » qui, aux termes de cet article, peut autoriser des exceptions à la prescription de l'aérage ascensionnel, il faut entendre les députations permanentes des conseils provinciaux ou le Ministre, en cas de pourvoi contre les décisions de ces collèges.

Quant à la portée de l'expression « plus ou moins chargé de gaz inflammables » il est entendu que la descente de tout courant d'air pouvant se charger de grisou doit être interdite, sauf autorisation spéciale accordée par l'autorité provinciale.

Lors de l'instruction des demandes concernant l'emploi d'un aérage descendant, l'ingénieur aura à considérer non seulement les conditions de l'exploitation qui permettraient de déroger au règlement, mais encore le point de savoir si la dérogation ne peut être évitée ou si elle n'est pas la conséquence d'un manque de prévoyance de la part de la direction de la mine.

Art. 33. — Cet article stipule : « Avant d'entreprendre un travail préparatoire ou de reconnaissance, tant en pierre qu'en veine, aéré au moyen d'un courant d'air descendant, l'exploitant est tenu d'en donner avis à l'ingénieur et de lui faire connaître les dispositions qu'il se propose de prendre pour assurer l'assainissement des chantiers ».

Lorsqu'il s'agit d'établir une communication d'aérage en œuvre de veine, l'ingénieur examinera s'il ne convient pas d'exiger que le travail soit exécuté en descendant, surtout quand il y a lieu de faire usage de la poudre ou lorsque l'on se trouve en présence d'un gisement sujet à des dégagements instantanés de grisou. Dans ces cas, la méthode par *vallée* ou *défoncement* présente sur celle par *montage* des avantages spéciaux au point de vue de la sûreté des ouvriers.

Il arrive que le *relevage* ou rétablissement des tailles, au delà d'un dérangement ou d'un ressaut de la veine, nécessite la descente de l'air sur un certain parcours. Si cette descente ne dépasse pas celle qui correspond à un développement de taille n'excédant pas 25 mètres, il n'y aura pas lieu d'exiger l'application dudit article. Des travaux de l'espèce doivent être rangés dans la catégorie de ceux dont il est fait mention dans les instructions relatives à l'application de l'article 31.

Pour les travaux préparatoires ou de reconnaissance dont l'importance et la durée nécessitent des mesures de prudence particulières, l'ingénieur exigera que l'exploitant accompagne sa demande d'un plan ou d'un croquis indiquant les dispositions projetées pour leur exécution en vue de sauvegarder la sûreté des ouvriers. L'exploitant, avant d'entreprendre les travaux en question, n'ayant pas à attendre les instructions de l'ingénieur, il importe que celui-ci lui fasse parvenir, sans retard, les observations qu'il aurait à présenter, le cas échéant. Si les modifications qu'il proposera ne sont pas admises par l'exploitant, il obligera celui-ci à se conformer aux dispositions de l'article 75 du règlement.

Art. 34. — Sauf autorisation spéciale, cet article défend d'installer dans le puits d'aérage des engins ou des appareils capables de rendre la ventilation insuffisante.

Ces engins ou appareils étant, en effet, un obstacle au mouvement de l'air, il y a lieu d'examiner dans chaque cas particulier si, en fait, il peut résulter de cette installation une insuffisance de l'aérage. Il va de soi que l'autorisation ne peut être accordée lorsque cette éventualité est à craindre.

Art. 35. — Les dispositions de cet article ont pour but de ne permettre les travaux en veine, pour la préparation d'un étage d'exploitation, que lorsque les puits d'aérage et d'extraction sont descendus jusqu'au niveau de cet étage. C'est ainsi que si le puits d'aérage était en avance sur celui d'extraction, l'interdiction s'appliquerait de même à tout travail en œuvre de veine que l'on voudrait exécuter par ce puits à un niveau inférieur à celui du puits d'extraction.

Art. 36. — Cet article consacre une dérogation aux dispositions de l'article précédent quant aux travaux à la pierre à exécuter, pour la préparation d'un nouvel étage, avant que les puits d'entrée et de retour de l'air aient tous deux atteint la profondeur de cet étage. Dans ce cas, la communication à établir au préalable entre ces deux puits ne pourra se faire que par voie de descente.

§ 3. — *Règles spéciales à suivre dans les mines de la 3e catégorie.*

Art. 37. — Aux termes du 1er § de l'article 37, toute galerie en percement vers des couches réputées sujettes à des dégagements instantanés de grisou sera aérée par un courant d'air soufflant, venant directement du puits d'extraction et retournant ensuite au puits d'appel le plus directement possible, sans passer sur d'autres chantiers en activité.

Le but de cette disposition est d'assurer toujours la prompte évacuation, par le puits d'air, du grisou qui se dégagerait brusquement et en abondance pendant le creusement de ces galeries.

Des mesures efficaces à cette fin doivent être également prises pendant le creusement soit des puits destinés à recouper des couches sujettes à des dégagements de l'espèce, soit des galeries de reconnaissance à ouvrir dans ces veines.

Mais, comme cette interprétation des prescriptions de l'article 37 pourrait ne pas être admise par les tribunaux appelés à se prononcer sur leur inobservation, l'ingénieur aura soin d'insister auprès des exploitants pour qu'il soit fait usage de l'aérage soufflant pour le creusement des puits ou galeries dirigés vers ces couches. Le cas échéant, il provoquera un arrêté de la députation permanente pour

interdire dans ces travaux l'emploi de l'aérage aspirant, si ce mode de ventilation lui paraît dangereux pour la sûreté des ouvriers.

Art. 38, 39 et 40. — Ces articles sont relatifs aux forages à effectuer dans les couches à dégagements instantanés de grisou ou dans les travaux à la pierre lorsqu'ils approchent de gisements de cette nature.

On exigera que l'avancement, dans cette dernière circonstance, soit précédé de trous de sonde dirigés de manière à atteindre le plus directement possible les gisements houillers dans les diverses positions qu'on croit pouvoir leur assigner ; avant de mettre une veine à découvert, on aura soin de l'explorer au moyen de plusieurs trous de sonde divergents.

Le délai de deux jours, indiqué au 2° de l'article 38, doit être considéré comme un minimum ; si la roche ou les trous de sonde émettaient beaucoup de grisou, il faudrait attendre la fin du dégagement ou tout au moins une diminution très sensible de son intensité avant de mettre la couche à découvert.

Bien que, pour les travaux en veine, le règlement ne prescrive aucune mesure lorsque les forages donnent lieu à des dégagements abondants de grisou, l'ingénieur exigera au besoin la suspension de ces travaux jusqu'à ce que le dégagement de gaz cesse de se manifester ou ait perdu beaucoup de son intensité.

Avant de reprendre le travail, il conviendra de nettoyer les trous de sonde en vue des obstructions qui pourraient s'y être formées. Pour s'assurer de l'étendue du *saignement* de la couche, il peut être utile de forer de nouveaux trous à une distance assez rapprochée de ceux qui auraient soufflé avec violence.

Quant à la disposition des sondages prévus à l'article 39, il importe de tenir compte de l'état de saignement de la couche par les exploitations antérieures. C'est ainsi que l'on sondera plus particulièrement à la taille inférieure d'un chantier qu'à la taille supérieure, si celle-ci se poursuit sous une tranche déjà déhouillée et réciproquement.

La diminution du dégagement *normal* de grisou dans une exploitation active ne doit pas faire suspendre le forage ; il faut au contraire y apporter plus de soins, car il a été constaté que cette diminution est souvent l'indice de l'approche d'une région où le grisou, privé d'issues naturelles, peut donner lieu à des dégagements instantanés.

L'avancement plus ou moins rapide des tailles et leur disposition dans le massif à déhouiller sont également des éléments à considérer dans la question du forage.

Le règlement laissant à l'exploitant toute latitude quant à l'organisation des travaux de sondage, il va de soi que si cette organisation était incomplète ou défectueuse, l'ingénieur aurait à inscrire ses observations sur le registre dont la tenue est prescrite par l'article 88.

Art. 41. — Au sujet de la défense de faire usage de feux nus, tant à l'intérieur des bâtiments abritant les différents puits des sièges d'exploitation des mines de la 3e catégorie, qu'aux abords de ces puits, on a fait remarquer qu'à l'époque des fortes gelées une telle défense est de nature à créer des difficultés dans le service des puits dont les parois laissent suinter l'eau.

En effet, pour prévenir la formation, contre les parois du puits et sur le guidonnage, de glaçons qui peuvent entraver la marche régulière des cages ou blesser, par leur chute, les ouvriers qui y sont placés, on se sert souvent de foyers à feu nu, disposés autour de l'orifice du puits ; mais il est à remarquer qu'il existe d'autres moyens tout aussi efficaces et moins dangereux de prévenir cette formation, notamment en laissant dégager dans le puits de la vapeur provenant de la décharge de la machine ou prise directement aux chaudières. C'est seulement en cas d'absolue nécessité que l'on tolèrera l'emploi des foyers à feu nu aux abords du puits, à la condition de suspendre l'exécution des travaux préparatoires ainsi que l'exploitation à proximité des chargeages.

Art. 24. — Nulle toiture, d'après cet article, ne peut exister au-dessus des châssis à molettes des puits d'extraction dans les mines de la 3e catégorie ; de plus, ces châssis doivent être construits en matériaux incombustibles.

Ces prescriptions sont applicables aux anciennes comme aux nouvelles installations. Toutefois, des délais pourront être accordés pour le remplacement des anciens châssis. Quant aux toitures qui ne satisferaient pas aux exigences du nouveau règlement, il suffira d'en faire enlever la partie placée directement au-dessus du puits d'extraction ; cette opération ne comporte pas de délais.

SECTION III.

Eclairage des mines à grisou.

Art. 43. — L'article 43 impose l'obligation d'alimenter les lampes de sûreté à l'huile végétale pure.

Cette disposition implique la défense d'employer l'huile végétale mélangée de pétrole, que certains marchands livrent aux charbonnages. MM. les ingénieurs tiendront donc la main à ce que cette fraude (1) soit réprimée le cas échéant. A cet effet, ils la constateront par procès-verbal, ce qui, en cas de condamnation par les tribunaux, facilitera aux exploitants les moyens d'établir la responsabilité civile des fournisseurs.

Art. 44. — Aux termes du § 2 du 2° de l'article 44, les *mineurs-surveillants* et les chefs *boute-feu* des avaleresses sont autorisés à se servir de lampes Davy.

Il y a lieu d'abord de remarquer que ces agents ne sont autres que les *agents spéciaux* désignés par la direction de la mine conformément au dernier paragraphe de l'article 60. C'est par tolérance, et exclusivement en vue de l'accomplissement de leur mission, que l'usage de la lampe Davy a été maintenu. Les agents en question ne pourront donc s'en servir en dehors des chantiers où se fait le minage.

(1) La constatation de cette fraude est des plus simples; il suffit de chauffer l'huile assez fortement et d'en approcher un corps enflammé. Si l'huile prend feu, c'est qu'elle est falsifiée.

Dans la pratique habituelle, la lampe Davy est déposée à l'abri du courant d'air, à quelque distance du front de travail, en un endroit où le mineur-surveillant vient la prendre, et où il la replace lorsqu'il a terminé son exploration.

L'emploi de cet appareil a persisté dans certaines régions houillères, moins à cause de sa sensibilité au grisou qu'à raison du facile allumage des mines. Toutefois, pour ce dernier usage, le briquet est préférable, d'autant plus que la lampe de porion à double toile décèle suffisamment la présence du grisou et que la lampe Davy placée à poste fixe peut provoquer une explosion dans le cas d'un afflux subit de gaz inflammables.

La visite à feu nu des appareils d'exhaure est interdite d'une manière absolue s'ils sont établis dans le puits d'appel d'air et même dans celui d'entrée d'air des mines de la 3e catégorie. Dans tous les autres cas, l'exploitant devra se munir au préalable d'une permission de l'autorité provinciale.

Le 3e § du 2° de l'article 44 permet l'éclairage fixe des chargeages au moyen de lampes Mueseler de grand format spécialement construites à cette fin. Or, des essais ayant démontré que ces appareils laissent à désirer sous le rapport de la sûreté, les ingénieurs conseilleront de les remplacer, surtout dans les mines de la 3e catégorie, par des lampes-types ordinaires en nombre suffisant pour assurer un éclairage convenable des abords des puits.

Art. 45. — Cet article ne comporte aucun commentaire.

Art. 46. — Le § 1er de l'article 46 porte : « Des agents désignés par la direction de la mine veillent à ce que les lampes soient conformes aux types admis ; ils sont chargés, en outre, de les visiter, de les faire nettoyer et maintenir en bon état ».

En règle générale l'exécution de ces prescriptions incombe au chef mineur qui, aux termes de l'article 72, est chargé de la surveillance journalière des moyens d'aérage et d'éclairage. Cet agent aura donc à surveiller le service du chef lampiste de la surface. Ce dernier doit également être renseigné comme tel sur le registre de contrôle des ouvriers.

L'article 73 § 2 stipule que les chefs mineurs, sous-chefs et surveillants ne peuvent, « en aucun cas, être intéressés dans l'entreprise dont la surveillance leur est confiée ».

Bien que cette défense s'applique particulièrement aux travaux de mines, il est conforme au principe qui l'a fait édicter d'en étendre l'application aux agents chargés de l'entretien et du nettoyage des appareils d'éclairage, c'est-à-dire que les lampistes ne peuvent avoir aucun intérêt dans l'entreprise éventuelle de leur service. Le principe d'économie qui justifierait ou expliquerait le système du travail à l'entreprise est, en effet, en contradiction avec le principe de sécurité qu'il s'agit, avant tout, de sauvegarder.

Art. 47. — En vertu des prescriptions de cet article, l'ouvrier est tenu, au moment de sa descente dans les travaux, de refuser toute lampe dont le verre serait fendu. Il est aussi de son devoir d'éteindre immédiatement sa lampe lorsqu'elle a été détériorée. Toutefois, si, dans le cours de son travail, une simple fêlure se produisait suivant une génératrice du cylindre du verre, il pourra continuer à laisser brûler sa lampe.

Art. 48 et 49. — Ces articles n'appellent aucun commentaire.

Art. 50. — Aux termes de l'article 50, il est interdit, dans les mines à grisou, d'être porteur d'un briquet ou de quelque objet propre à se procurer du feu.

La présence d'un ouvrier soupçonné de contrevenir à cette disposition et qui refuserait de se soumettre à une visite corporelle ne doit pas être tolérée dans les mines à grisou.

Art. 51. — Cet article stipule : « Lorsque le grisou apparaîtra dans une taille ou dans une galerie, en assez grande quantité pour déterminer un allongement soutenu de la flamme des lampes, le travail y sera immédiatement suspendu jusqu'à ce que le danger ait cessé ».

Cette prescription peut donner lieu, dans la pratique, à des divergences dans l'appréciation de l'état de l'atmosphère. En effet, pendant l'abatage et le dépeçage du charbon, on constate souvent, même dans les mines largement aérées, que, dans les recoins des tailles soustraits à l'action directe du courant d'air et aussi dans les galeries de retour, le grisou se montre en quantité assez abondante pour provoquer un allongement de la flamme des lampes sans amener toutefois leur extinction. Définir la tolérance que l'on peut admettre dans ces cas est assez difficile sinon impossible. On remarquera d'ailleurs qu'il ne s'agit pas ici d'une disposition nouvelle, mais d'une simple reproduction des termes de l'article 15 du règlement du 1er mai 1850 sur le même objet.

Tout en s'assurant qu'il n'existe pas d'accumulations inquiétantes de gaz inflammables, l'ingénieur portera son attention sur la confection régulière des remblais, la disposition du front des tailles et sur l'état de l'atmosphère dans le fil du courant où brûlent les lampes. Il importe que cet état ne fasse naître aucune appréhension sérieuse de danger.

L'étude comparative des mesures prises dans les exploitations les mieux conduites et des précautions généralement adoptées pour assurer une bonne ventilation, permettra le plus souvent à l'ingénieur de juger ce qu'il est possible de réaliser pour arriver à la plus grande somme de sécurité (1) ; il limitera au besoin, par une invitation inscrite au livre d'ordres, le nombre d'ouvriers à veine qui pourront être occupés dans les tailles aérées par un même courant d'air. Evidemment, l'extinction fréquente des lampes sera un indice suffisant pour motiver la suspension du travail.

Au sujet de l'éclairage des mines à grisou, il n'est pas inutile de rappeler ici, pour qu'il en soit tenu compte, certaines indications de l'instruction qui était annexée à l'arrêté royal du 17 juin 1876, aujourd'hui abrogé.

---

(1) Les conférences que tiennent les comités d'accident aideront à ce résultat.

« Les lampes seront construites et entretenues avec soin. Leurs différentes pièces seront bien assujetties dans l'armature ; le chapeau ou enveloppe en tissu métallique s'adaptera exactement au verre, lequel s'appliquera parfaitement sur le réservoir ».

« L'usage, adopté dans beaucoup de mines, d'assigner chaque jour aux mêmes ouvriers les mêmes lampes numérotées, assure la bonne conservation de ces appareils, tout en réalisant un excellent contrôle de la présence du personnel dans les travaux ».

Il importe aussi de rappeler que la lampe Mueseler perd de sa sécurité dans les courants d'air rapides, bien moins toutefois que les lampes Davy et de porion, et que ces courants sont surtout dangereux lorsque leur action se manifeste par l'écrasement de la flamme sur la mèche. En effet, la sécurité relative de la lampe Mueseler ne dépend pas seulement de l'exiguïté de la section de la cheminée, notamment au sommet, ainsi que de la hauteur de cette pièce : elle gît essentiellement dans la régularité du tirage de la cheminée ; aussi est-il à remarquer que lorsque, par une cause quelconque, le courant d'air alimentateur vient à se renverser à l'intérieur de la lampe, circonstance qui se dénote par l'écrasement de la flamme sous la cheminée, l'inflammation du gaz se propage avec la plus grande facilité dans le chapeau supérieur.

Les agents responsables des charbonnages doivent veiller à ce que les ouvriers manient les lampes avec prudence, sans les exposer à des chocs ou à des balancements désordonnés, et les tiennent, autant que possible, à l'abri des courants rapides produisant une forte vacillation de la flamme.

SECTION IV. — *Des explosifs.*

§ 1er. — *Dispositions applicables à toutes les mines.*

A. — Transport et manipulation.

Art. 52, 53 et 54. — Ces articles peuvent se passer de commentaires ; cependant, il n'est pas inutile de faire remarquer que les cylindres de poudre comprimée peuvent être assimilés aux cartouches.

Art. 55. — D'après les prescriptions de cet article, il est défendu de laisser dans les travaux souterrains des explosifs sans emploi immédiat. Il est entendu que, si l'approvisionnement d'explosifs descendus dans les travaux pour le travail du jour n'était pas entièrement consommé par un poste d'ouvriers, l'excédent pourrait être remis directement au poste suivant, sinon on aura soin de l'enlever des chantiers et de le déposer en un endroit clos, convenablement disposé à cet usage, afin de prévenir toute soustraction.

A ce propos, il importe d'engager les exploitants à exercer un contrôle rigoureux sur la consommation des explosifs dans les travaux et d'appeler leur attention sur les graves inconvénients que présente, dans certaines localités, l'achat de la poudre par les ouvriers chez les débitants de boissons.

Art. 56. — Aux termes de cet article, les cartouches et les mèches destinées au minage doivent être déposées, jusqu'au moment de leur emploi, dans un lieu sûr à désigner par le chef-mineur.

Il s'agit ici du petit approvisionnement d'explosifs confié au poste du chantier et placé dans le voisinage du front de travail. Cependant, pour les cartouches de dynamite, la prudence commande de les placer à une assez grande distance des fourneaux ; on sait, en effet, que des cartouches de l'espèce, qui avaient été déposées dans un travers-banc à plus de 50 mètres du front d'avancement, ont fait explosion par le seul effet de la commotion produite par le départ de mines (1).

B. — Usage.

Art. 57. — Cet article stipule : « L'introduction des cartouches dans les fourneaux et le bourrage ne pourront se faire qu'à l'aide de bourroirs en bois, en zinc ou en cuivre rouge, en évitant les chocs autant que possible. On n'emploiera, pour le bourrage, que des substances non susceptibles de produire des étincelles ».

L'usage des bourroirs en fer, terminés par une tête en cuivre, doit être proscrit ; les bourroirs en cuivre avec *âme* en fer peuvent être tolérés ; mais les bourroirs en bois étant ceux qui offrent le plus de sécurité, il convient d'en recommander l'emploi.

La prudence dans le maniement de ces outils est dans tous les cas à recommander, des accidents assez nombreux étant attribués à une compression rapide de l'air produite par un bourrage exécuté trop vivement. Cet effet est surtout à redouter avec des bourroirs lourds, lorsque les trous sont verticaux et profonds. Il est à noter que les longs trous se battent à l'aide de fers dont les taillants diminuent avec la longueur des trous, de sorte que la bourre tend de plus en plus à former piston. Dans ce cas surtout, il importe donc de bourrer avec précaution pour empêcher une compression trop vive de l'air.

L'argile dont on se sert fréquemment pour le bourrage contient parfois de petits fragments de silex qui peuvent produire des étincelles par le choc de l'outil ; il convient de les en éliminer pendant la confection des boudins.

Art. 58. — Le débourrage des mines *ratées* étant interdit par cet article, on ne perdra pas de vue qu'il est dangereux de creuser un nouveau trou à proximité d'une de ces mines, surtout lorsqu'elle a été chargée à la dynamite. Les ouvriers de chaque poste, en arrivant au travail, devront être informés, soit par le poste précédent, soit par le surveillant lorsque les postes ne sont pas consécutifs, de l'existence de mines chargées.

Art. 59. — L'article 59 énumère, entre autres, les cas d'interdiction de l'emploi des explosifs dans les mines de la 2e et de la 3e catégorie, sauf autorisation préalable à accorder par l'autorité provinciale.

Parmi ces cas, celui concernant l'exécution de travaux préparatoires en veine, ventilés par un courant d'air descendant, a soulevé des réclamations de la part de quelques exploitants. La lenteur des instructions étant préjudiciable à leurs intérêts, ces

(1) Ce fait a été observé à deux reprises différentes au Couchant de Mons; il est vrai que la qualité des cartouches laissait à désirer.

derniers ont demandé que les ingénieurs en chef-directeurs d'arrondissement puissent autoriser l'emploi de la poudre dans lesdits travaux, lorsque le bosseyement des montages à la section voulue exige impérieusement cet auxiliaire.

L'article 75 du règlement ne s'oppose pas à ce que les députations permanentes autorisent, aux conditions qu'elles jugeront convenables de prescrire, l'usage des explosifs pour tous les travaux préparatoires en veines à entreprendre avec aérage descendant, soit dans une couche, soit dans un groupe de couches déterminé, sous réserve que le chef d'arrondissement ait reconnu au préalable, dans chaque montage à établir, que les dispositions prises en assurent la sécurité.

En vertu de l'article 33, le travail pourra être commencé avant cette constatation, à la condition de s'exécuter à l'outil.

L'autorisation d'employer la poudre ne sera accordée qu'avec la plus grande circonspection et pour autant seulement que la communication ne puisse être pratiquée en descendant.

Trop souvent, les exploitants invoquent des causes d'impossibilité qui ne sont pas suffisamment justifiées.

A ce sujet, il n'est pas inutile de rappeler que, jadis, l'administration avait soin d'interdire absolument l'emploi de la poudre dans les montages. Si donc, aujourd'hui, elle juge indispensable de se départir de son ancienne rigueur à cause des conditions nouvelles où se trouvent certaines mines, elle ne doit le faire qu'avec prudence et sagacité.

Enfin, il est bien entendu que l'emploi de la poudre sera toujours supprimé à la moindre apparition du grisou dans l'ouvrage et que l'ingénieur aura plein pouvoir de suspendre les effets de l'autorisation dès qu'il appréhendra quelque danger.

Bien que les instructions qui précèdent concernent plus spécialement les montages dans les couches de faible puissance dont les terrains encaissants seraient rebelles à l'outil, elles pourront servir de règle pour l'exécution des travaux préparatoires dans toute veine où il se présenterait une forte étreinte ou un rejet de certaine importance.

Il est à noter que le creusement dans la pierre de galeries ou de *bouxtays* au sommet des montages en veine n'exige aucune autorisation préalable, hormis les cas prévus au littéra C du 2° de l'article 59.

La disposition du § *B*, 3°, qui interdit dans les couches à dégagements instantanés de grisou le coupage des voies et autres travaux à la pierre, non ventilés par un courant d'air frais n'ayant passé « sur aucun atelier d'abatage en activité », a provoqué des explications quant à la portée de ces derniers mots, notamment sur le point de savoir si un chantier occupé seulement par des ouvriers chargés du bosseyement peut être considéré comme inactif, c'est-à-dire si le coupage de la voie de retour d'air (comme d'ailleurs celui des voies secondaires de transport) peut être exécuté à la poudre immédiatement après le travail des ouvriers à veine.

Conformément à l'avis de la commission chargée de la rédaction du règlement du 28 avril 1884, cette question doit être résolue négativement : un atelier d'abatage activé de jour doit, pendant la nuit suivante, être réputé en activité, bien que l'on n'y effectue aucun travail à la veine proprement dit.

Art. 60. — A l'occasion du dernier paragraphe de cet article, il a été demandé quel doit être *l'agent spécial* qui, aux termes du 2°, doit constater, avant l'allumage de chaque mine ou de chaque *volée* de mines, l'absence de gaz inflammables dans l'air ambiant.

La commission précitée s'est prononcée sur cette question comme suit :

a) Pour le bosseyement en veine, cet agent spécial ne peut être un ouvrier travaillant dans les chantiers. La constatation dont il s'agit incombe au surveillant qui, aux termes de l'article 74, littéra *A*, a pour mission de veiller à l'exécution des mesures prescrites par les articles concernant l'usage des matières explosives.

b) Pour le creusement à travers-bancs des galeries (horizontales ou inclinées) ou des tronçons de puits (exécutés de haut en bas ou de bas en haut), la constatation peut être faite par le chef ou ouvrier principal du poste qui remplaçe, par tolérance, le mineur surveillant dans le cas prévu à l'article 44 du règlement.

Toutefois, dans les mines à dégagements instantanés de grisou, cette mission sera confiée à un surveillant désintéressé dans l'entreprise.

Art. 61. — Cet article stipule que « dans les mines de la 2e et de la 3e catégorie, on ne pourra, dans un même atelier, tirer qu'une seule mine à la fois, à moins que le départ des mines ne soit provoqué par l'électricité ».

Cet agent offre ici de précieux avantages pour la célérité des travaux, et s'il ne s'est pas plus répandu dans les travaux de mines, la cause en semble due à un manque de soins dans l'entretien des appareils et peut-être aussi à l'inexpérience des opérateurs.

L'emploi de la poudre étant de beaucoup la cause la plus fréquente des inflammations de grisou, les ingénieurs insisteront auprès des exploitants pour que l'usage de ce dangereux auxiliaire soit limité au strict nécessaire, et s'inspireront à cet effet des instructions contenues dans la circulaire ministérielle du 7 octobre 1882, n° 4629.

Chapitre V. — Mesures à prendre contre les coups d'eau.

Art. 62. — Cet article prescrit aux exploitants de recueillir avec soin tous les renseignements relatifs à la position, à l'étendue et à la profondeur des anciens travaux et des réceptacles naturels d'eau (failles aquifères et puits naturels), qui peuvent exister dans le périmètre ou dans le voisinage de leurs concessions.

Pour éviter que ces renseignements ne soient perdus de vue, il convient d'exiger qu'ils figurent

ou qu'il en soit fait mention sur les plans des travaux.

Art. 65. — Cet article, qui prescrit le sondage en veine ou en roche au voisinage présumé d'amas d'eaux, stipule que la direction de la mine déterminera le nombre, la longueur et la disposition des trous de sonde.

Il y a lieu de rappeler ici ce qui est dit plus haut au sujet de l'article 13, c'est-à-dire qu'en cas d'insuffisance des mesures adoptées par l'exploitant, l'ingénieur a le devoir d'intervenir et de provoquer au besoin un arrêté de la députation permanente pour en ordonner le complétement.

Lorsqu'une exploitation s'avance vers un *bain* présumé, on la fera précéder d'une taille en reconnaissance, à front réduit, en ayant soin d'y organiser un sondage complet. Les deux voies de cette taille devront être faciles à parcourir.

Les rejets que l'on rencontrera, surtout lorsqu'ils ont produit un recouvrement de veine, seront l'objet d'une attention toute spéciale et nécessiteront un surcroît de précautions.

Dans les couches de grande puissance formées de plusieurs laies, on sondera surtout la principale de ces laies, les anciens ayant pu n'établir leurs travaux que dans l'une d'elles.

Enfin, l'exploitation d'une couche gisant à peu de distance d'une autre où l'on présume l'existence de *bains*, ne sera entreprise qu'après l'assèchement de ceux-ci.

On sait que l'exploitation de couches au voisinage des morts-terrains aquifères donne souvent lieu à des affaissements du sol et à des venues d'eau assez considérables. Pour prévenir ces accidents ou en diminuer l'importance, il convient, dans ce cas, de ne pas arrêter les fronts de taille suivant une même ligne droite.

Art. 64, 65, 66 et 67. — Ces articles ne comportent aucun commentaire.

Chapitre VI. — Dispositions concernant le personnel.

SECTION 1re

Contrôle et discipline du personnel dans toutes les mines.

Art. 68. — Aux termes de cet article, il sera tenu, dans chaque exploitation, un contrôle journalier des ouvriers occupés dans les travaux souterrains.

Ce contrôle résulte parfois d'un appel nominal, mais, le plus souvent, il s'exerce par l'échange d'un cachet, portant le n° de l'ouvrier, contre une lampe marquée du même numéro.

Dans beaucoup d'exploitations, cette mesure est complétée par l'inscription des ouvriers, au moment de leur descente, sur une liste qui est ensuite contrôlée au moyen des cachets recueillis à la lampisterie.

Un mode de contrôle uniforme dans toutes les mines, satisfaisant aux prescriptions de l'article 68, sera peut-être assez difficile à obtenir à bref délai.

Celui qui semble le mieux atteindre le but proposé et que les ingénieurs s'attacheront à faire adopter consiste à relever les noms des ouvriers au moment de leur descente en indiquant le poste pour lequel ils sont désignés. Ces indications seront contrôlées et modifiées au besoin par les marqueurs ou les surveillants immédiatement après leur remonte.

Quant à la sortie des ouvriers, le contrôle s'opère avec certitude par le rééchange des lampes contre les cachets déposés. Dans les mines éclairées à la chandelle, il suffira de délivrer à chaque ouvrier un cachet, portant son numéro d'ordre, qu'il restituera au moment de sa sortie de la mine.

Art. 69. — Cet article fait défense aux exploitants de laisser descendre dans les mines tout garçon qui n'a pas atteint sa 12e année et toute fille âgée de moins de 14 ans.

Par mesure transitoire, la députation permanente du Hainaut, faisant application de l'article 75, avait, à la demande des parents, cru pouvoir accorder des dispenses à l'égard d'un certain nombre d'enfants qui travaillaient dans les mines lors de la publication du nouveau règlement de police ; mais comme elle a pris, ultérieurement, la résolution de ne plus accorder de semblables dispenses, les officiers des mines des deux divisions veilleront à ce que l'article 69 soit strictement exécuté. Le cas échéant, ils dresseront des procès-verbaux à charge des contrevenants, après avertissement non suivi d'effet.

Art. 70. — L'article 70 stipule qu'aucune personne ne pourra pénétrer ni être admise dans les travaux, si elle est atteinte d'une maladie ou infirmité qui pourrait compromettre ses jours.

Il est entendu que cette prescription n'interdit pas l'accès des travaux souterrains à des ouvriers atteints de certaines infirmités ou défauts physiques, tels que la surdité, la claudication, etc., bien que ces ouvriers soient plus que les autres exposés aux accidents.

Il en est de même des travailleurs plus ou moins invalides auxquels on voudrait réserver un emploi facile en attendant qu'ils aient atteint l'âge ou le nombre d'années de travail exigés pour l'obtention d'une pension sur les fonds de la caisse commune de prévoyance.

Il y a lieu, dans l'espèce, et le texte de l'article 70 ne s'y oppose pas, d'éviter trop de rigueur dans l'exclusion de personnes dont le travail des mines sert de gagne-pain depuis nombre d'années.

On considérera, dans chaque cas, la nature de leurs infirmités, la tâche à leur confier, ainsi que les précautions spéciales qui peuvent être prises pour qu'ils la remplissent sans danger pour le personnel de la mine et pour eux-mêmes.

Le même article interdit aussi à toute personne étrangère au travail des mines d'y pénétrer sans la permission du directeur des travaux et sous la réserve qu'elle soit accompagnée d'un mineur expérimenté.

Dans l'espèce, le délinquant sera évidemment celui qui pénètre dans la mine, sans la permission et sans le guide prescrits. Quant aux ouvriers nouveaux, notamment aux enfants étrangers au travail des mines, le chef mineur aura soin de ne les faire travailler qu'en compagnie et sous la conduite d'ouvriers expérimentés, après leur avoir donné les instructions nécessaires.

Art. 71. — Aux termes du 2d § de l'article 71, « l'ordre établi par la direction de la mine, pour la sûreté des personnes et des choses, peut être formulé dans un règlement à soumettre à l'approbation de la députation permanente, les ingénieurs entendus ».

Afin d'assurer une sanction pénale aux infractions au règlement d'ordre intérieur des mines que pourraient commettre les ouvriers, il y a lieu d'engager les exploitants à user de la faculté que leur donne la susdite disposition.

A l'occasion, les ingénieurs chercheront à faire comprendre aux chefs-mineurs, porions ou surveillants, que si, dans l'intérêt de la sûreté des ouvriers, l'esprit de discipline est nécessaire dans une mine, cet esprit ne se développera chez eux que pour autant qu'ils se montrent bienveillants, équitables et polis à leur égard.

Les ordres qu'ils ont à leur donner seront certainement exécutés avec plus d'intelligence lorsqu'ils leur en auront fait comprendre le but ou la portée.

SECTION II.

Surveillance spéciale des mines à grisou.

Art. 72. — Le 1er paragraphe de cet article stipule qu'il y aura à chaque siège d'exploitation des mines à grisou un chef mineur chargé de la surveillance journalière des moyens d'aérage et d'éclairage, ainsi que des travaux qui s'exécutent à l'aide de la poudre et des autres explosifs.

Ce paragraphe ne définit toutefois qu'une partie des devoirs du chef-mineur, lesquels embrassent tout ce qui touche à la sûreté du travail journalier de l'ouvrier, notamment le soutènement des puits, des voies et des tailles, la police du transport et de la circulation, le bon état des engins intérieurs, les sondages et les précautions qu'ils réclament, la discipline, etc.

Les ingénieurs auront donc à inviter les exploitants à rendre les chefs-mineurs attentifs à toute l'étendue de leur mission ou de leurs attributions, invitation à laquelle ils déféreront d'autant plus volontiers que leur responsabilité sera dégagée en grande partie quant à l'observation des mesures réglementaires de police.

Dans l'organisation de la surveillance, il importe que, dans tout siège d'exploitation, le personnel de jour et celui de nuit soient placés respectivement sous l'autorité d'un agent spécial présent dans les travaux.

Le 2d paragraphe prescrit que le chef-mineur soit assisté, pour le détail de son service, d'un nombre de sous-chefs, porions ou surveillants à déterminer d'après l'étendue des travaux, la nature et l'abondance des gaz qui s'y dégagent et le degré de sécurité que présente le système de ventilation.

La détermination du nombre de ces agents se fera par la direction de la mine, en mesure de juger plus sûrement de leurs aptitudes et de leur activité. Cependant, en cas d'insuffisance notoire constatée par l'ingénieur, celui-ci consignera ses observations au livre d'ordres.

Art. 73. — Aux termes de cet article, les chefs-mineurs, sous-chefs et surveillants sont désignés comme tels par la direction de la mine, sur le contrôle des ouvriers. Ils ne pourront, en aucun cas, être intéressés dans l'entreprise des travaux dont la surveillance leur est confiée.

Il doit être entendu que les primes qui leur seraient allouées pour l'exécution rapide de ces travaux constitueraient une contravention aux dispositions de cet article.

Art. 74. — L'article 74 spécifie la mission des surveillants en ce qui concerne l'aérage, l'éclairage et l'emploi des explosifs.

Ainsi qu'il est dit plus haut, cette mission comprend également la surveillance des sondages, celle du boisage en général, la police de la circulation et l'exécution de toute mesure jugée immédiatement nécessaire pour parer à un accident considéré comme imminent.

Chapitre VII. — Disposition transitoire.

Art. 75. — Cet article porte : « En cas de réclamation, les députations permanentes des conseils provinciaux pourront accorder des délais ou des dispenses conditionnelles pour l'accomplissement rigoureux des prescriptions qui précèdent.

» Le Ministre statuera sur les pourvois auxquels donneraient lieu les décisions des députations permanentes ».

Quant à cette dernière disposition, il est à remarquer que l'administration possède également la faculté d'exercer son recours auprès du Ministre contre les décisions de l'autorité provinciale, lorsqu'elles sont relatives à des dispositions auxquelles il ne peut être dérogé, ainsi qu'il est dit ci-après, ou bien lorsque les conditions imposées par elle sont reconnues insuffisantes pour la sûreté des ouvriers.

Doivent être considérées comme étant de stricte application ou comportant tout au plus des dérogations partielles, les dispositions réglementaires suivantes :

Art. 1er (sauf délais et quelques tolérances dans les détails d'exécution) ;

Art. 2 à 6 (sauf pour les travaux préparatoires) ;

Art. 7 (sauf délais) ;

Art. 8 (sauf courts délais);

Art. 10, 11 et 13 (sauf délais aux 3°, 4° et 5° et, même, dispense au 3° dans certaines circonstances);

Art. 14 à 23 (sauf les tolérances qui résultent des textes et de la présente instruction, sauf aussi les courts délais prévus à l'article 18);

Art. 24, 25 et 28 à 30 (tout en n'excluant pas rigoureusement les *crossings);*

Art. 31 (sauf circonstances très exceptionnelles et pour autant qu'il soit néanmoins satisfait à l'art. 6);

Art. 33 (sauf le cas de relevage des tailles au delà d'un dérangement de couche);

Art. 38 et 42 (sauf délais pour les anciens châssis à molettes en bois);

Art. 42 à 51 (sauf les tolérances qui dérivent directement des textes des articles);

Art. 52 à 56 (sauf légère tolérance à l'article 55, indiquée dans l'instruction);

Art. 57 à 74.

Enfin, il est à remarquer que l'article 75 n'est applicable qu'aux dispositions qui le précèdent.

TITRE II.

Dispositions spéciales tendant à prévenir les accidents.

Art. 76 et 77. — Ces articles ne comportent pas de commentaires. Ils sont la reproduction à peu près textuelle des articles 3, 4, 5 et 7 du décret impérial du 3 janvier 1813 sur les mines, dispositions qu'il n'appartient pas au pouvoir exécutif de modifier et qui restent par conséquent en pleine vigueur.

TITRE III.

Dispositions à prendre en cas d'accidents arrivés dans les mines.

Art. 78. — Cet article stipule : « Tout accident survenu dans les mines ou dans les dépendances immédiates, et à la suite duquel une ou plusieurs personnes auraient été tuées ou gravement blessées, sera immédiatement porté à la connaissance de l'ingénieur par les exploitants ».

Par blessure grave, il faut entendre toute lésion qui serait de nature à entraîner la mort ou à nuire dans la suite à la capacité de travail de la victime. A cet égard, l'ingénieur pourra s'en rapporter, en général, aux déclarations des médecins attachés aux établissements.

On entend par dépendances immédiates des mines, les *paires* ou *dommages* où se trouvent les orifices des puits et les *œils* de galeries de transport des produits.

La plupart de ces lieux sont, le plus souvent, suffisamment définis par leur clôture. Quant aux *paires* ou *dommages* non clôturés, les ingénieurs en chef-directeurs d'arrondissement s'entendront avec les exploitants pour en fixer les limites pour l'exécution de l'article 78. Une description de ces limites, avec plan ou croquis à l'appui, sera faite au livre d'ordres.

Toutefois, les ingénieurs s'abstiendront de constater les accidents qui surviendraient dans les ateliers compris dans les lieux ainsi définis, tels que les forges, les menuiseries ou charpenteries, les lampisteries, les laveries, les préparations mécaniques et, généralement, tous les ateliers servant à l'élaboration des produits de l'exploitation. Il en sera de même pour tout accident qui se produirait *à la surface* et dont serait victime une personne étrangère au service ordinaire de l'exploitation (terrassiers, maçons, couvreurs, charretiers, etc.), à moins que l'accident n'ait été causé directement par la manœuvre des engins ou du matériel de la mine, ou ne soit connexe à un accident survenu dans les travaux souterrains.

Tout accident auquel donnera lieu un dépôt de poudre dépendant d'une exploitation de mines, lors même que ce dépôt serait situé en dehors des *dommages* ou *paires*, sera constaté par les ingénieurs. Parmi ces accidents, il faut comprendre ceux qui résulteraient de la manipulation ou du transport de la poudre.

Quant aux morts naturelles survenant tant dans la mine que dans ses dépendances à la surface, elles seront constatées par un rapport de l'ingénieur afin que les familles des décédés puissent faire valoir leurs droits éventuels à une pension ou à un secours sur les fonds des caisses communes de prévoyance ; toutefois, les personnes ainsi décédées ne figureront pas dans le relevé statistique des victimes des accidents de mines.

Art. 79. — Parmi les cas prévus à cet article, il faut comprendre, notamment, les inflammations et les dégagements instantanés de grisou, le desserrement inopiné à des *bains* ou à d'anciens travaux et les incendies souterrains, alors même qu'il n'en serait résulté aucun accident pour les ouvriers.

Il importe, en effet, que l'ingénieur soit informé de tout événement de l'espèce afin qu'il puisse prescrire, au besoin, les mesures nécessaires pour en éviter le retour.

Art. 80. — Cet article stipule : « Lorsque l'un des faits mentionnés aux deux articles précédents parviendra à sa connaissance, l'ingénieur, s'il le juge utile, se transportera sur les lieux; il en recherchera les causes et en dressera procès-verbal.

» Il pourra, comme dans le cas de péril imminent, faire des réquisitions d'outils, de chevaux et d'hommes et donner les ordres nécessaires pour le sauvetage des ouvriers et la conservation de la mine.

» L'exécution des travaux de sauvetage ou des travaux nécessaires pour prévenir de nouveaux dangers aura lieu, par les soins de la direction de la mine, sous le contrôle et l'approbation de l'ingénieur. En cas de désaccord sur les mesures à prendre, l'avis de l'ingénieur prévaudra ».

Les procès-verbaux que les ingénieurs dresseront en exécution du § 1er de cet article seront le simple narré des faits et circonstances tels qu'ils résultent de l'inspection des lieux de l'accident et des dépositions des témoins.

Lorsque l'ingénieur en chef aura décidé qu'il y a lieu de procéder à une enquête pour rechercher les causes d'un accident qui lui est signalé, il tiendra la main à ce que cette enquête se fasse sans délai et que la rédaction du procès-verbal ne reste pas en souffrance. Les dépositions des témoins seront toujours recueillies en dehors de la présence des agents ayant à exercer sur eux quelque autorité.

Dans le cas où elles sont identiques, en ce qui concerne le même fait, il suffira de relater l'une de ces dépositions en citant les noms des témoins qui la corroborent; d'où la nécessité de grouper les faits sur lesquels doit porter l'enquête.

Les réquisitions que l'ingénieur fera en exécution du § 2 de l'article 80 se feront par écrit. En cas de refus des exploitants, il dressera procès-verbal à leur charge. L'ingénieur a le devoir de requérir le concours de la force armée, soit pour le maintien de l'ordre pendant le sauvetage, soit pour l'exécution des mesures de police prescrites par l'autorité compétente en vue de prévenir un accident ou par lui-même en cas de péril imminent. Il adressera, à cet effet, une réquisition écrite au bourgmestre de la commune.

Au sujet du dernier paragraphe de l'article 80, il est à remarquer qu'en faisant prévaloir son avis, en cas de désaccord avec le directeur de l'exploitation, l'ingénieur assume toute la responsabilité des mesures qu'il aura ordonnées.

Art. 81. — Aux termes de l'article 81, les exploitants seront tenus de pourvoir leurs établissements des médicaments et des moyens de secours immédiats aux blessés, en se conformant aux instructions qui seront données prochainement par le Ministre.

Art. 82. — Aucune observation n'est à présenter concernant l'article 82.

Art. 83. — Suivant l'article 83, les exploitants et les directeurs des mines voisines de celles où s'est produit un accident doivent fournir tous les moyens de secours dont ils disposent soit en hommes, soit de toute autre manière.

A ce sujet, les ingénieurs ne perdront pas de vue la responsabilité qu'ils assumeraient éventuellement si, en exécution des articles 80 et 83 combinés, ils faisaient, contre le gré des exploitants, des réquisitions d'hommes ou d'outils dans le but de rechercher des victimes dont la mort est certaine; toutefois, pour s'abstenir de requérir, ils doivent avoir la certitude absolue que les victimes ont cessé de vivre, l'expérience ayant démontré que dans certains cas considérés comme désespérés des ouvriers ont pu être sauvés.

Art. 84. — D'après les dispositions de cet article, l'ingénieur est seul juge de l'impossibilité où l'on serait de retirer de la mine les corps des ouvriers qui y ont péri. Cette impossibilité n'est évidemment que relative, au point qu'il serait difficile d'en indiquer les limites; cependant, on doit la considérer comme réelle lorsque la recherche de cadavres présenterait trop de danger ou entraînerait une dépense considérable, hors de proportion avec la satisfaction légitime due aux familles des victimes.

Dès que l'impossibilité de retirer ces dernières sera constatée, l'ingénieur en fera parvenir la déclaration écrite à l'autorité locale.

Art. 85. — Cet article ne comporte aucun commentaire.

Art. 86. — Il est entendu que les ingénieurs des mines, dont il est question dans cet article, sont les directeurs divisionnaires.

Ainsi qu'il a été dit, le procès-verbal dressé à l'occasion des accidents de mines doit être un exposé fidèle, sans commentaires ni détails inutiles, des faits constatés ou rapportés par les témoins.

Lorsque l'accident aura eu des conséquences graves pour la conservation de la mine ou aura fait un grand nombre de victimes, l'enquête sera dirigée par l'ingénieur en chef ou par l'ingénieur principal de l'arrondissement.

Il est à noter que l'affirmation des procès-verbaux d'accident n'est requise que lorsque ces documents révèlent quelque contravention aux règlements de police sur les mines ou sur les machines à vapeur.

Dans ce cas, ils devront, comme les procès-verbaux de contravention, être affirmés dans le délai de deux jours.

Les directeurs divisionnaires, en transmettant les procès-verbaux au procureur du roi, émettront leur avis sur les causes de l'accident et sur les suites judiciaires qu'il comporte.

Le procès-verbal est la seule pièce des enquêtes sur les accidents dont il peut être donné communication aux exploitants intéressés, aux victimes, à leurs ayants-droit et aux avocats chargés éventuellement par les parties de la défense de leurs intérêts devant la justice.

Les ingénieurs ont le devoir de veiller à l'exécution du règlement; toutefois, en s'acquittant de cette tâche, ils doivent surtout et toujours s'inspirer de son esprit et tenir compte des circonstances et du bon vouloir des exploitants. Ainsi, lorsque ces derniers s'engageront à faire cesser *sans retard* un état de choses dangereux ou contraire aux prescriptions du règlement, l'ingénieur s'abstiendra de constater les contraventions par des procès-verbaux. Dans tous les cas, le chef de l'arrondissement et après lui le directeur divisionnaire auront à juger s'il convient de donner suite ou non aux procès-verbaux de contravention dressés par les ingénieurs des mines.

TITRE IV.

Dispositions générales.

Art. 87 à 90. — Ces articles ne comportent aucun commentaire.

Art. 91. — Il résulte du texte de l'article 91 et dernier que les minières continuent à être régies par le décret impérial du 3 janvier 1813 et les carrières souterraines par l'arrêté royal du 29 février 1852.

Le Directeur général des mines,

Jules VAN SCHERPENZEEL THIM.

Bilan énergétique de la Belgique

ANNEE 1953

par G.-H. MARCHAL,

Directeur d'administration

Directeur d'administration au Ministère des Affaires Economiques,

Professeur à l'Université Libre de Bruxelles.

1. — INTRODUCTION

Le bilan énergétique de la Belgique pour l'année 1953 fait suite aux bilans des années 1948 à 1952 publiés précédemment (1).

Bien que la production d'énergie primaire soit légèrement supérieure à celle de l'année antérieure (env. 0,8 %), le jeu des importations-exportations et des mises en stock est tel que l'énergie disponible pour transformation et utilisation directe est de 2,2 % inférieure à celle de l'année 1952.

Par suite d'une forte régression de la consommation industrielle et domestique la quantité d'énergie livrée au consommateur ultime est de 5,3 % inférieure au chiffre relatif à 1952.

Rappelons une fois de plus que, dans la plupart des cas, l'énergie électrique ne peut être comparée directement à la valeur de l'énergie contenue dans les divers combustibles; la comparaison entre les différentes formes de l'énergie est toutefois possible si l'on tient compte des rendements d'utilisation de chacune de ces formes.

11. — Dispositions générales.

La forme de présentation des derniers bilans a été maintenue. Cependant, il faut signaler la prise en considération du brai destiné à la fabrication des agglomérés de houille.

D'autre part, les tableaux de transformation 4.1 et 4.2 signalent les pertes et rendements de transformation.

12. — Pouvoirs calorifiques.

Les pouvoirs calorifiques pris en considération figurent au tableau 12.1 ci-après :

(1) *Bilan 1948* - Voir *Annales des Mines de Belgique* - Année 1950 - Tome XLIX - 4e Livraison.

Bilan 1949 - Voir *Annales des Mines de Belgique* - Année 1951 - Tome L - 6e Livraison.

Bilan 1950 - Voir *Annales des Mines de Belgique* - Année 1952 - Tome LI - 6e Livraison.

Bilan 1951-52 - Voir *Annales des Mines de Belgique* - Année 1954 - Tome LIII - 1re Livraison.

Tableau 12.1. — **Valeurs moyennes des pouvoirs calorifiques supérieurs.**

	Combustibles	Valeur	Unité
Combustibles solides	Charbon (moyenne générale)	7 000	kcal/kg
	Charbon, centrales électriques : 1953	5 377	»
	Charbon, cokeries, usines à gaz	7 500	»
	Briquettes de lignite	5 000	»
	Agglomérés	7 000	»
	Coke	7 200	»
	Bois	4 345	»
	Brai	8 000	»
Combustibles liquides	Bruts	10 500	»
	Raffinés :		
	essence aviation	11 300	»
	essence auto	11 200	»
	Kérosène	11 100	»
	Gas/oil (diesel oil)	11 000	»
	Fuel-oil	10 800	»
	Gaz de pétrole liquéfié	12 000	»
Combustibles gazeux	*Gaz manufacturé* :		
	Gaz pour la distribution publique ...	4 250	kcal/m³
	Gaz de cokeries et usines à gaz ...	4 500	»
	Gaz à l'eau	2 800	»
	Gaz à l'air	1 100	»
	Gaz de hauts fourneaux	900	»
	Gaz de grisou	8 500	»
Energie électrique	.....	860	kcal/kWh

Il est à remarquer que par suite de l'utilisation plus grande de charbons secondaires et de « terrils », la valeur moyenne du pouvoir calorifique inférieur du charbon utilisé par les centrales électriques est ramenée à 5 377 kcal/kg contre 5 380 en 1951 et 5 710 en 1952.

Nous avons, par ailleurs, précisé davantage le pouvoir calorifique des combustibles liquides bruts et raffinés.

Signalons enfin que la production d'un kWh à la sortie des centrales thermiques a nécessité 3 995 kcal, bien que l'équivalence calorifique du kWh ne soit que de 860 kcal. Il convient de noter que la consommation spécifique par kWh pour les années 1951 et 1952 a été respectivement de 4 098 kcal et 4 278 kcal au lieu de 3 970 et 4 160 kcal indiqués dans la publication précédente.

13. — Unités employées.

Combustibles solides	10^3 t
Combustibles liquides	10^3 t
Combustibles gazeux	10^6 m^3
Energie électrique	10^3 MWh (10^6 kWh).

14. — Symboles utilisés.

. . chiffre non disponible
— zéro ou quantité négligeable
* évaluation
. ne s'applique pas dans ce cas.
⇄ valeur qui, n'ayant pu être isolée, est comprise dans le chiffre indiqué par la flèche.

2. — FORMES PRIMAIRES D'ENERGIE

21. — Charbon.

Tableau 21.1. — **Disponibilités en 10^3 t.**

Production nationale (1)	30 740,3	
Importation	2 179,2	
		32 919,5
Exportation	4 164,8	
Mis en stock (2)	1 418,6	
		5 583,4
Disponibilités		27 336,1

Nous avons pour la première fois cette année, tenu compte dans les tableaux 21.1 et 21.2 du combustible récupéré d'anciens « terrils » de charbonnages et consommé par les centrales électriques.

Tableau 21.2. — **Utilisation en 10^3 t.**

1. *Fournitures pour transformation en d'autres formes d'énergie :*		
Centrales électriques	6 093,5 (1)	
Cokeries	7 748,0	
Usines à gaz	25,6	
Fabriques d'agglomérés	1 275,4	
		15 142,8 (1)
2. *Fournitures pour utilisation directe :*		
Utilisations domestiques (3)	6 443,2	
Administrations publiques	174,0	
Transport	1 448,6	
Sidérurgie	300,9	
Autres industries	3 038,1	
		11 404,8
3. *Usages propres des charbonnages*		788,5
		27 336,1 (1)

(1) Y compris 680 10^3 t de « terrils » à haute teneur en stériles qui ont été utilisés par les centrales électriques.

(2) Par les expressions pris en stock ou mis en stock nous entendons le solde des mouvements de stocks enregistrés dans le courant de l'année.

(3) Y compris 683,8 10^3 t fournies au personnel des charbonnages.

Par rapport à 1952 le charbon utilisé est en diminution de 2 600.000 tonnes environ (compte non tenu des schistes) dont :

600 000 tonnes environ incombent aux cokeries;
300 000 tonnes aux centrales électriques;
750 000 tonnes aux utilisations domestiques;
500 000 tonnes aux industries diverses et
100 000 tonnes à chacune des rubriques : fabriques d'agglomérés, transport et sidérurgie.

22. — Combustibles liquides bruts.

Ainsi qu'il était à prévoir l'importation de combustibles liquides bruts accuse une nouvelle augmentation en 1953; elle s'est élevée à 3 205 10^3 t contre 2 652 10^3 t en 1952, soit une majoration de 21 %.

23. — Gaz de grisou.

La production du gaz de grisou en 1953 accuse une augmentation de 7 % environ par rapport à l'année précédente; ramenée à 4 250 kcal/m^3 cette production a atteint 105,8 10^6 m^3.

La consommation de gaz de grisou se répartit comme suit :

Tableau 23.1. — **Consommation en 10^6 m^3.**

Chauffage des fours de cokeries ...	7,4
Autres consommations	98,4
Total	105,8

24. — Bois.

La production nationale de bois de chauffage a atteint en 1953 500 000 m^3, soit 317 10^3 t de bois à 6 % d'humidité; l'augmentation de 150 000 m^3 par rapport à chacune des années précédentes est due au fait qu'il a été tenu compte non seulement des tonnages vendus par les négociants affiliés à la Fédération belge du Commerce d'Importation de Bois, mais également des quantités vendues par l'Etat, les communes et les particuliers.

Tableau 24.1. — **Disponibilités en 10^3 t.**

Production nationale ...	317,0	
Importation	15,4	
		332,4
Exportation		8,8
Disponibilités		323,6

En l'absence de statistiques de consommation par secteur nous considérons comme les années précédentes,, que la plus grande partie du tonnage disponible est utilisée à des fins domestiques.

25. — Energie électrique hydraulique.

La production a atteint 89,7 10^3 MWh.

3. — FORMES TRANSFORMEES D'ENERGIE

31. — Agglomérés.

Les statistiques de production et d'utilisation des agglomérés se présentent comme suit :

Tableau 31.1. — **Disponibilités en 10^3 t.**

Production	1 337,6	
Importation	10,9	
Pris en stock	23,6	
		1 372,1
Mis en stock	—	
Exportation	294,5	
		294,5
Totaux		1 077,6

Tableau 31.2. — **Consommation en 10^3 t.**

1. *Fournitures pour transformation en d'autres formes d'énergie :*		
Centrales électriques	1,4	
		1,4
2. *Fournitures pour utilisation directe :*		
Utilisations domestiques (1)	600,9	
Administrations publiques	9,4	
Transport	254,1	
Sidérurgie	49,7	
Autres industries	108,7	
		1 022,8
3. *Usages propres des fabriques d'agglomérés* ...		53,4
Total		1 077,6

(1) Y compris 117,0 × 10^3 t fournies au personnel.

32. — Briquettes de lignite.

L'importation a porté sur 76,9 10^3 t consommées comme suit :

Tableau 32.1. — **Consommation en 10^3 t.**

Utilisations domestiques et administrations publiques	68,1
Industrie	8,8
	76,9

33. — Combustibles liquides.

331. — Combustibles liquides raffinés.

La mise en marche de nouvelles installations de raffinage en 1953 s'est traduite par une augmentation de la production de combustibles raffinés.

Pour 1953, les chiffres de la production, des mouvements d'importation, d'exportation et des stocks et finalement des disponibilités s'établissent comme suit :

Tableau 331.1. — **Production, importations, exportations, mouvements des stocks, et disponibilités en 10^3 t.**

Nature des combustibles	Production	Importations	Exportations	Mouvements des stocks (1)	Disponibilités
Essence auto	643	519	282	— 4	876
Essence aviation	—	25	—	— 1	24
Kérosène	109	69	54	— 17	107
Gas/Diesel oil	792	589	438	— 61	882
Fuel oil	1 327	417	967	+ 11	788
Total ...	2 871	1 619	1 741	— 72	2 677

(1) — signifie « mis en stock »
+ signifie « pris en stock ».

Ainsi qu'il ressort du tableau ci-dessous la consommation en quantité, des produits pétroliers en 1953 accuse une augmentation de près de 10 % sur celle de l'année précédente, le gas/diesel oil et le fuel oil intervenant pour les 2/3 dans cette majoration.

Tableau 331.2. — **Consommation en 10^3 t.**

Natures d'utilisation	Essence auto	Essence aviation	Kérosène	Gaz/Diesel et Fuel Oil	Total	
1. *Fournitures pour transformation en d'autres formes d'énergie :*						
Cokeries	—	—	—	4,2	4,2	
Usines à gaz	—	—	—	0,2	0,2	
Centrales électriques (1)	—	—	—	84,1	84,1	
						88,5
2. *Fournitures pour utilisation directe :*						
Utilisations domestiques et administrations publiques	—	—	19,0	327,0	346,0	
Transport	876,0	24,0	67,0	180,2	1 147,2	
Industrie	—	—	21,0	1 074,3	1 095,3	
						2 588,5
Total	876,0	24,0	107,0	1 670,0		2 677,0

(1) Valeur obtenue par conversion de l'énergie électrique produite sur base de la consommation spécifique des centrales; le gaz de distillation est, provisoirement, compris dans le tonnage des combustibles liquides.

332. — Gaz de pétrole liquéfiés.

L'utilisation domestique des gaz de pétrole liquéfiés s'est encore accrue de 30 % en 1953 par rapport à l'année précédente; cette consommation a été quadruplée au cours des trois dernières années.

Tableau 332.1. — **Disponibilités en 10^3 t.**

Production	16	
Importation	67	
	—	83
Mis en stock	1	
Exportation	13	
	—	14
Total ...		69

Tableau 332.2. — **Utilisations en 10^3 t.**

Utilisations domestiques	65
Industrie	4
Total ...	69

34. — Coke.

Le ralentissement de l'activité sidérurgique, 4 218 t en 1953 contre 4 774 t en 1952, s'est traduit par une diminution sensible des tonnages de coke consommé.

Tableau 34.1. — **Disponibilités en 10^3 t.**

Production :		
— des cokeries	5 947,9	
— des usines à gaz ..	19,8	
Importation	29,7	
		5 997,4
Mis en stock	100,1	
Exportation	821,9	
		922,0
Disponibilités		5 075,4

Tableau 34.2. — **Utilisations en 10^3 t.**

1. *Fournitures pour transformation en d'autred formes d'énergie :*		
Centrales électriques	45,9	
Gazogènes :		
de cokeries	85,2	
des usines à gaz	7,9	
Hauts fourneaux (1)	2 109,1	
		2 248,1
2. *Fournitures pour utilisations directes :*		
Utilisations domestiques ...	177,9	
Administrations publiques ..	40,0	
Transport	18,7	
Sidérurgie (2)	1 975,6	
Autres industries	440,5	
		2 652,7
3. *Usages propres*		174,6
Total		5 075,4

(1) Quantité considérée comme étant transformée en gaz de hauts fourneaux en admettant un rendement parfait pour cette transformation.

35. — Brai.

Ce produit est introduit pour la première fois dans notre bilan pour les seuls tonnages destinés à la fabrication d'agglomérés.

Production nationale ...	93,1	
Importation	46,1	
Pris en stock	9,3	
		148,5
Exportation		43,2
Disponibilités		105,2

36. — Gaz manufacturé et de hauts fourneaux.

Dans les tableaux ci-après, le pouvoir calorifique supérieur du gaz manufacturé a été ramené à 4 250 kcal par m^3 à 0 degré de température et une pression de 760 mm de mercure; les quantités indiquées représentent les productions brutes à la sortie des installations.

L'évaluation de la production totale de gaz de hauts fourneaux — qui n'est connue que partiellement — a été faite, comme les années précédentes, en nous basant sur une production moyenne

de gaz de 4 000 m³ environ (à 900 kcal par m³) par tonne de fonte produite; dans cette hypothèse la production globale des hauts fourneaux a représenté environ 4 218,6 10^6 m³ de gaz à 4 250 kcal/m³ soit 15,18 10^{12} kcal.

Ce total se répartit comme suit :

Tableau 36.1. — **Gaz des hauts fourneaux.**

		10^{12} kcal
— Utilisation pour la production d'énergie électrique (1)		4,97
— Utilisation pour le chauffage des fours à coke		0,91
— Utilisation pour les usages propres de la sidérurgie		9,30
se répartissant comme suit :		
— consommation dans la division des hauts fourneaux	4,56 *	
— consommation en dehors de la division des hauts fourneaux	4,74 *	
— pour mémoire, une quantité relativement négligeable pour fourniture à la distribution publiblique		—

(1) Estimation basée sur l'énergie électrique produite.

Tableau 36.2. — **Gaz manufacturé et de hauts fourneaux. Disponibilités en 10^6 m³**

	Production	Chauffage des fours à coke	Pertes et usages propres	Importations	Exportations	Disponibilités
Cokeries	2 626,4	940,2	85,8 (1)	—	—	1 600,4
Usines à gaz	13,3	—	—	—	—	13,3
Gazogènes	93,4	56,6	—	—	—	36,8
Hauts fourneaux	3 573,0	214,1	1 071,9	—	—	2 287,0
				5,4	28,3	3 937,5
						— 22,9
Totaux	6 306,1	1 210,9	1 157,7	5,4	28,3	3 914,6

(1) Comprend également les pertes et usages propres des gazogènes; la ventilation entre les 2 postes n'est pas possible.

Nous avons négligé dans le tableau ci-dessus la différence, relativement peu importante, entre les quantités prises aux gazomètres et celles mises aux gazomètres.

Tableau 36.3. — **Consommation en 10^6 m³.**

1. *Fournitures pour transformation en d'autres formes d'énergie :*		
Centrales électriques		1 171,8
2. *Fournitures pour utilisation directe :*		
Utilisations domestiques	503,8	
Administrations publiques	30,4	
Synthèse	311,2	
Sidérurgie	1 564,0	
Autres industries	205,8	
		2 615,2
3. *Usages propres et pertes de transport et de distribution*		127,6
Total		3 914,6

37. — Energie électrique thermique.

Tableau 37.1. — **Production en 10^3 MWh.**

Nature du combustible	1953
Charbon (1)	8 156,8
Gaz	1 307,5
Mazout	198,5
Coke	53,5
Total	9 716,3

(1) Y compris l'énergie électrique produite au moyen de 1,5 10^3 t d'agglomérés.

Tableau 37.2. — **Echanges internationaux en 10^3 MWh.**

Mouvement	1953
Importation	213,6
Exportation	214,6
Solde exportateur	1,0

Tableau 36.3. — **Consommation**

Utilisations domestiques (1)		999,3
Administrations publiques		116,6
Transport		354,,1
Synthèse		589,1
Sidérurgie		1 582,3
Charbonnages	2 028,0	
Fours à coke	35,5	
Métaux non ferreux	325,6	
Fabrications métalliques	378,5	
Chimie	444,4	
Glaces et verres	116,1	
Carrières et cimenteries	415,0	
Textiles	539,6	
Alimentation	285,9	
Papeteries	257,2	
Petite force motrice	537,0	
Divers	269,0	
		5 631,,8
		9 273,2

(1) Comprend les fournitures en BT à tarifs pleins et tarifs réduits (880,5 10^3 MWh) ainsi que les fournitures en HT destinées à l'éclairage ou à des usages commerciaux (118,8 10^3 MWh).

4. — TRANSFORMATIONS

Par rapport aux présentations antérieures, le tableau (4.1) des transformations des différentes formes d'énergie a été complété par l'indication des pertes de transformation et du rendement de transformation relatif aux différents produits énergétiques obtenus. D'autre part, un nouveau tableau (4,2) rassemble globalement les valeurs de pertes de transformation et de rendements de transformations.

4.1. - **Transformations** - Voir tableau hors texte.

4.2. — **Rendements de transformation.**

	Energie mise en œuvre 10^{12} kcal	Energie obtenue 10^{12} kcal	Pertes de tnrasformation 10^{12} kcal	Rendement de transformation %
FORMES PRIMAIRES		FORMES SECONDAIRES OBTENUES		
Charbon (et brai) (1)	100,83	71,29 (1)	29,54	70,7
Combustibles liquides bruts	33,65	31,64 (2)	2,01	94,0
	134,48	102,93	31,55	76,5
FORMES SECONDAIRES		FORMES TERTIAIRES OBTENUES		
Coke	16,19	15,64	0,55	96,6
Agglomérés	0,01	—	0,01	21,4 (3)
Combustibles liquides raffinés	0,85	0,20	0,65	23,5
	17,05	15,84	1,21	92,9
FORME TERTIAIRE		FORME QUATERNAIRE OBTENUE		
Gaz de hauts fourneaux	4,97	1,12	3,85	22,5
TOTAL GENERAL	156,50	119,89	36,61	76,6

(1) Y compris le brai pour agglomérés pour une valeur de 0,84 10^{12} kcal.

(2) Y compris le gaz de pétrole liquéfié pour une valeur de 0,19 10^{12} kcal.

(3) Le rendement a été estimé identique à celui du charbon utilisé en centrales électriques.

ableau 4.1 — **Transformations.**

FORMES SECONDAIRES															
Gaz manufacturé et de hauts fourneaux				Electricité				Combustibles liquides raffinés (3)				Brai			
10^6 m³	10^{12} kcal	Pertes de transform. 10^{12} kcal	Rendement de transf.	10^3 MWh	10^{12} kcal	Pertes de transform. 10^{12} kcal	Rendement de transf.	10^3 t	10^{12} kcal	Pertes de transform. 10^{12} kcal	Rendement de transf.	10^3 t	10^{12} kcal	Pertes de transform. 10^{12} kcal	Rendement de transf.
.	.	.	.	.	.	.	.	.	.	.	.	.	.	.	.
.	.	.	.	.	.	.	.	.	.	.	.	.	.	.	.
2 626,4	11,16	←	←	.	.	.	.	.	.	.	.	93,1	0,74	←	←
13,0	0,06	←	←	.	.	.	.	.	.	.		.	.	.	.
.	.	.	.	8 156,7	7,01	25,75	21,4	.	.	.	.	.	.	.	.
.	.	.	.	.	.	.	.	2 871	31,64	2,20	93,5	.	.	.	.
2 639,1	11,22			8 156,7	7,01			2 871	31,64			93,1	0,74		
93,4	0,40	0,27	59,7	.	.	.	.								
3 573,0	15,19	—	100	.	.	.	.								
.	.	.	.	53,5	0,05	0,28	15,2								
				—	—	0,01	—								
6,3	0,03	0,02	60,0	.	.	.	.								
0,3	—	—	—	.	.	.	.								
.	.	.	.	198,5	0,17	0,63	21,3								
3 673,0	15,62			252,0	0,22										
	Formes quaternaires →														
				1 307,5	1,12	3,85	22,5								

-brai ont été indiquées en forme primaire d'énergie afin d'établir les pertes de transformation et le rendement de transformation correspondants.
des goudrons.

T

FORMES PRIMAIRES			Agglomérés				Coke			
	10^3 t	10^{12} kcal	10^3 t	10^{12} kcal	Pertes de transform. 10^{12} kcal	Rendement de transf.	10^3 t	10^{12} kcal	Pertes de transform. 10^{12} kcal	Rendement de transf.
Charbon :										
pour agglomérés	1 275,4	8,93	1 337,6	9,36	0,41	95,7	.	.	.	.
brai pour agglomérés (1)	105,2	0,84	↑	↑	↑	↑	.	.	.	.
Charbon :										
pour cokeries	7 748,0	58,11	.	.	.	.	5 947,9	42,82	3,42	94,1 (2)
pour usines à gaz	25,6	0,19	.	.	.	.	19,8	0,14	—	100
pour centrales électriques	6 093,5	32,76	.	.	.	.	.	.	.	.
Combustibles liquides bruts	3 205	33,65	.	.	.	.	.	.	.	.
		134,48 (1)	1 337,6	9,36			5 967,7	42,96		

FORMES SECONDAIRES	10^3 t	10^{12} kcal
Coke :		
pour gazogènes	93,1	0,67
pour hauts fourneaux	2 109,1	15,19
pour centrales électriques	45,9	0,33
Agglomérés pour centr. électr.	1,4	0,01
Combustibles liquides raffinés :		
pour cokeries	4,2	0,05
pour usines à gaz	0,2	—
pour centrales électriques	84,1	0,80
		17,05

Formes tertiaires ⟶

FORME TERTIAIRE	10^6 m³	10^{12} kcal
Gaz de hauts fourneaux	1 171,8	4,97

(1) Bien que le brai utilisé à la fabrication d'agglomérés soit une forme d'énergie transformée, la quantité en 10^3 t et la valeur énergétique en 10^{12} kcal entrant dans le mélange charbon

(2) Le rendement de transformation charbon-coke tient compte non seulement du coke mais encore d'autres produits énergétiques signalés au bilan c.-à-d. le gaz et le brai de distillation

(3) Y compris 0,19 10^{12} kcal provenant des gaz de pétrole récupérés pour la vente sous forme de gaz liquéfiés.

5. — DISPONIBILITES D'ENERGIE

Tableau 5.1. — **Disponibilités en énergie — Quantités.**

Formes d'énergie	Unité	Production nationale	Solde importation + exportation —	Solde mouvements stocks pris — mis +	DISPONIBILITES						
					Totales	pour transformation et consommation des auxiliaires			pour distribution au consommateur		
					1 ± 2 ± 3	serv. aux.	transformation	total 5 + 6	valeurs brutes 4 — 7	pertes de distr.	valeurs nettes 8 — 9
		1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.	8.	9.	10.
Formes primaires d'énergie											
1. Charbon	10^3 t	30 740,3 (1)	— 1 985,6	+ 1 418,6	27 336,1 (1)	788,5	15 142,8	15 931,3	11 404,8	—	11 404,8
2. Bois	10^3 t	317,0	+ 6,6	—	323,6	—	—	—	323,6	—	323,6
3. Combustibles liquides bruts	10^3 t	—	+ 3 205,0	—	3 205,0	. .	3 205,0	3 205,0	—	—	—
4. Gaz naturel	10^6 m^3	105,8	—	—	105,8	. .	—	—	105,8	—	105,8
5. Electricité hydraulique	10^3 MWh	89,7	—	—	89,7	—	—	—	89,7	4,9	84,8
Formes transformées d'énergie											
6. Agglomérés	10^3 t	1 337,6	— 283,6	— 23,6	1 077,6	53,4	1,4	54,8	1 022,8	—	1 022,,8
7. Briquettes de lignite	10^3 t	—	+ 76,9	—	76,9	—	—	—	76,9	—	76,9
8. Coke	10^3 t	5 967,7	— 792,2	+ 100,1	5 075,4	174,6	2 248,1	2 422,7	2 652,7	—	2 652,7
9. Brai	10^3 t	93,1	+ 2,9	— 9,3	105,2	—	105,2	105,2	—	—	—
10. Combustibles liquides raffinés	10^3 t	2 871,0	— 122,0	+ 72,0	2 677,0	. .	88,5	88,5	2 588,5	—	2 588,5
11. Gaz de pétrole liquéfié	10^3 t	16,0	+ 54,0	+ 1,0	69,0	—	—	—	69,0	—	69,0
12. Gaz manufacturé :											
a) Cokeries	10^6 m^3	2 626,4									
b) Usines à gaz	10^6 m^3	13,3									
c) Gazogènes	10^6 m^3	93,4									
d) Hauts fourneaux	10^6 m^3	3 573,0									
Total	10^6 m^3	6 306,1	— 22,9	—	6 283,2	2 368,6	1 171,8	3 540,4	2 742,8	127,6 (2)	2 615,2
13. Electricité thermique	10^3 MWh	9 716,3	— 1,0	. .	9 715,3	. .	—	—	9 715,3	526,9	9 188,4

(1) Y compris les 680 10^3 t de « terrils » utilisés par les centrales électriques.

(2) Cette valeur comprend les pertes des transporteurs et des distributeurs ainsi que le gaz non vendu.

Tableau 5.2 — **Disponibilités en énergie** (10^{12} kcal et 10^{9} kWh).

Formes d'énergie	Production nationale		Solde importation + exportation —		Solde mouvements stocks pris — mis +	DISPONIBILITES											
						Totales 1 ± 2 ± 3		Transformations et consommation des auxiliaires			Pour distribution au consommateur						
								auxiliaires	transf.	total 5 + 6	Valeurs brutes 4 — 7		Pertes de distribution		Valeurs nettes 8 — 9	
	10^{12} kcal	10^{9} kWh	10^{12} kcal	10^{9} kWh	10^{12} kcal	10^{12} kcal	10^{9} kWh	10^{12} kcal	10^{12} kcal	10^{12} kcal	10^{12} kcal	10^{9} kWh	10^{12} kcal	10^{9} kWh	10^{12} kcal	10^{9} kWh
	1.		2.		3.	4.		5.	6.	7.	8.		9.		10.	
Formes primaires																	
1. Charbon	210,58	.	— 13,90	.	+ 9,93	186,75	.	6,92	99,99	106,91	79,84	.	—	.	79,84	.
2. Bois	1,38	.	+ 0,03	.	—	1,41	.	.	.	.	1,41	.	—	.	1,41	.
3. Combustibles liquides bruts	.	.	+ 33,65	.	—	33,65	.	. .	33,65	33,65	—	.	—	.	—	.
4. Gaz naturel	0,45	.	—	.	—	0,45	.	. .	—	—	0,45	.	—	.	0,45	.
5. Electricité hydraulique	0,08	0,09	—	—	—	0,08	0,09	. .	—	—	0,08	0,09	—	—	0,08	0,09
total 10^{12} kcal	212,49	.	+ 19,78	.	+ 9,93	222,34	.	6,92	133,64	140,56	81,78	.	—	.	81,78	.
total 10^{9} kWh	.	0,09	.	—	.	.	0,09	.	.	.	.	0,09	—	—	.	0,09
Formes transformées																	
6. Agglomérés	9,36	.	— 1,99	.	— 0,17	7,54	.	0,37	0,01	0,38	7,16	.	—	—	7,16	.
7. Briquettes de lignite	.	.	+ 0,38	.	—	0,38	.	—	—	—	0,38	.	—	—	0,38	.
8. Coke	42,96	.	— 5,70	.	+ 0,72	36,54	.	1,25	16,19	17,44	19,10	.	—	—	19,10	.
9. Brai	0,75	.	+ 0,02	.	— 0,07	0,84	.	—	0,84	0,84	—	.	—	—	—	.
10. Comb. liquides raffinés	31,45	.	— 1,18	.	+ 0,79	29,48	.	. .	0,86	0,86	28,62	.	—	—	28,62	.
11. Gaz de pétrole liquéfié	0,19	.	+ 0,65	.	+ 0,01	0,83	.	—	—	—	0,83	.	—	—	0,83	.
12. Gaz manufacturé :																	
a) cokeries	11,16																
b) usines à gaz	0,06																
c) gazogènes	0,40																
d) hauts fourneaux	15,19																
total	26,81	.	— 0,10	.	—	26,71	.	10,09	4,97	15,06	11,65	.	0,54	.	11,11	.
13. Electricité thermique	8,35	9,72	.	—	.	8,35	9,72	. .	—	—	8,35	9,72	0,46	0,53	7,89	9,19
total 10^{12} kcal	119,87	.	— 7,92	.	+ 1,28	110,67	.	11,71	22,87	34,58	76,09	.	1,00	.	75,09	.
total 10^{9} kWh	.	9,72	.	—	.	.	9,72	.	.	.	.	9,72	.	0,53	.	9,19

6. — CONSOMMATION D'ENERGIE

Le tableau 6.1 reprend, selon les formes d'énergie et les secteurs de consommation, les quantités disponibles pour la distribution au consommateur ultime; ce tableau n'est pas comparable à ceux des années antérieures qui comprenaient en plus les *usages propres* des secteurs industriels de production.

Tableau 6.1. — **Consommation d'énergie.** Valeurs nettes.

Secteurs de consommation	Formes d'énergie																	
	Charbon		Agglomérés		Briquettes de lignite		Coke		Bois		Combustibles liquides		Gaz { manufact. de grisou pétr. liqu.		Total combust.	Electricité	
	10^3 t	10^{12} kcal	10^3 t	10^{12} kcal	10^3 t	10^{12} kcal	10^3 t	10^{12} kcal	10^3 t	10^{12} kcal	10^3 t	10^{12} kcal	10^6 m^3	10^{12} kcal	10^{12} kcal	10^3 MWh	10^{12} kcal
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
Utilisat. dom.	6 443,2	45,10	600,9	4,21	68,1	0,34	177,9	1,28	323,6	1,41	346	3,81	667,2	3,34	59,49	999,3	0,86
Adm. publiq.	174,0	1,22	9,4	0,06	↑	↑	40,0	0,29	—	—	—	—	30,4	0,13	1,70	111,6	0,10
Transport	1 448,6	10,14	254,1	1,78	—	—	18,7	0,14	—	—	1 147,2	12,80	—	—	24,86	354,1	0,30
Synthèse	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	311,2	1,32	1,32	589,1	0,51
Sidérurgie	300,9	2,11	49,7	0,35	—	—	1 975,6	14,22	—	—	—	—	1 564,0	6,65	23,33	1 582,3	1,36
Autres indus.	3 038,1	21,27	108,7	0,76	8,8	0,04	440,5	3,17	—	—	1 095,3	12,01	217,2	0,95	38,20	5 636,8	4,84
Totaux :	11 404,8	79,84	1 022,8	7,16	76,9	0,38	2 652,7	19,10	323,6	1,41	2 588,5	28,62	2 790,0	12,39	148,90	9 273,2	7,97

(1) Le brai consommé dans les fabriques d'agglomérés est compris dans la valeur énergétique des agglomérés produits.

6.2. — **Consommation d'énergie selon la nature physique de l'agent énergétique.**

Valeurs nettes

Secteurs de consommation	Combustibles — en 10^{12} kcal				Energie électrique		Total en 10^{12} kcal
	Solides	Liquides	Gazeux	Total	10^6 kWh	10^{12} kcal	
Utilisations domestiques	52,34	3,81	3,34	59,49	999,3	0,86	60,35
Administrat. publiques	1,57	—	0,13	1,70	111,6	0,10	1,80
Transport	12,06	12,80	—	24,86	354,1	0,30	25,16
Synthèse	—	—	1,32	1,32	589,1	0,51	1,83
Sidérurgie	16,68	—	6,65	23,33	1 582,3	1,36	24,69
Autres industries	25,24	12,01	0,95	38,20	5 636,8	4,84	43,04
Total	107,89	28,62	12,39	148,90	9 273,2	7,97	156,87
%	72,5	19,2	8,3	100			
				94,9	.	5,1	100

7. — RENDEMENTS D'UTILISATION.

Nous entendons par rendement d'utilisation le quotient de l'énergie *utile* nécessaire pour assurer un service ou fabriquer un produit par l'énergie *dépensée*.

Nous indiquons dans les tableaux ci-après les rendements d'utilisation des diverses formes de l'énergie pour les applications les plus usuelles de celles-ci.

Ainsi que nous l'avons déjà signalé dans les bilans antérieurs, les valeurs que nous avons admises pour les rendements d'utilisation sont affectées d'une certaine imprécision. Nous ne disposons toutefois pas actuellement d'éléments suffisants pour nous conduire à modifier les valeurs admises dans les études précédentes relatives aux années 1948 à 1952.

7.1. — Utilisations domestiques et administrations publiques.

Tableau 71.1.

	Rendements d'utilisation en %
Charbon, coke, bois :	
Cuisine	10 à 20
Chauffage de locaux	40 à 55
Combustibles liquides :	
Chauffage de locaux	65
Gaz :	
Cuisine	60 à 65
Chauffage de locaux	75
Electricité :	
Cuisine	50 à 65
Chauffage de locaux	env. 100
Eclairage	env. 15 (1)
Petite force motrice	env. 50

(1) Par rapport à une source idéale de lumière blanche ayant un coefficient d'efficacité de 185 lm/W.

7.2. — Transport.

72.1. — Transport par rail.

Tableau 721.1.

	Rendement à la jante du tracteur %
Charbon	5 à 6
Combustibles liquides	22 à 25
Electricité	80

Il y a lieu de faire remarquer qu'il s'agit, pour l'électricité d'un rendement par rapport à l'énergie électrique disponible à l'entrée de la sous-station de transformation.

72.2. — Transport aérien.

Le rendement à l'hélice se situe à environ 20 %.

72.3. — Transport routier.

Le rendement moyen se situe entre 20 et 28 %; il s'agit du rendement à la roue motrice du véhicule.

7.3. — Industrie et sidérurgie.

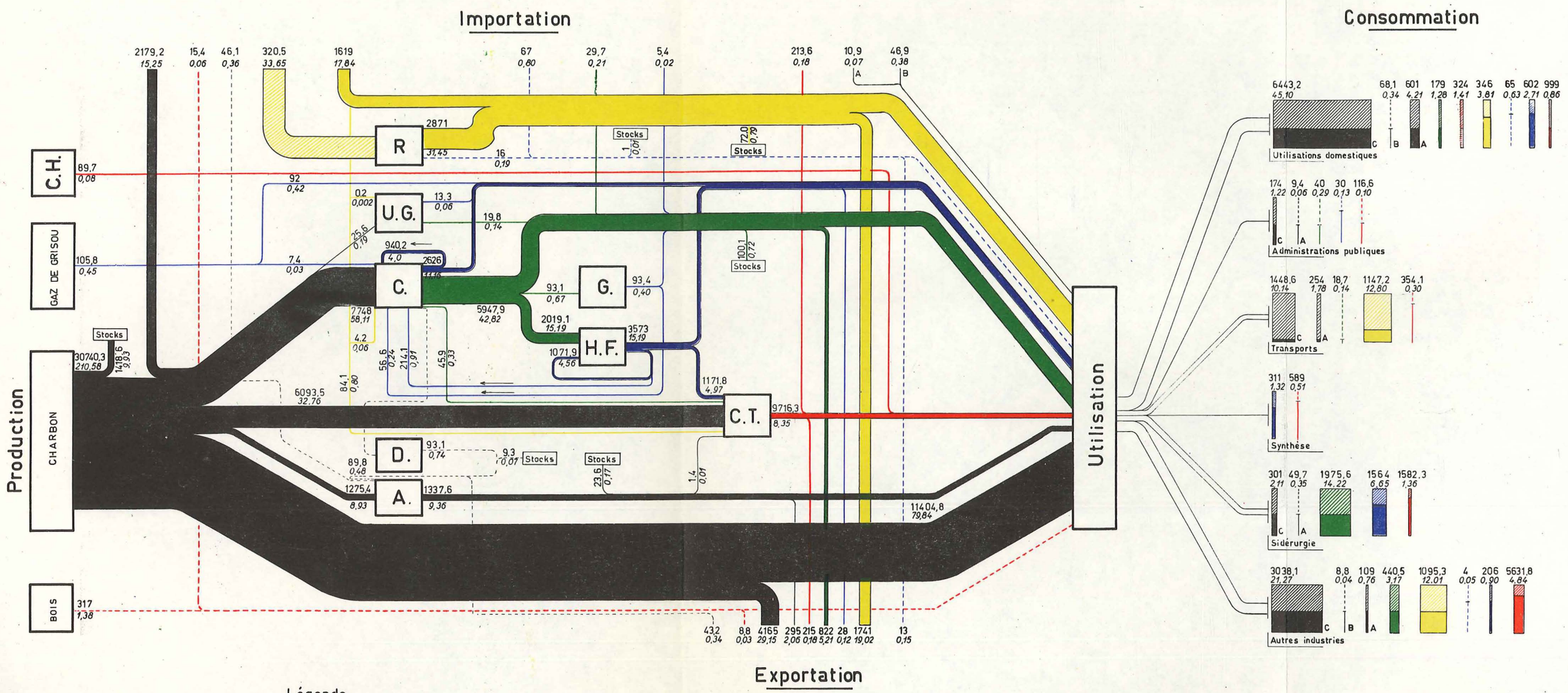
Tableau 73.1.

	Rendement global %
Charbon	45
Gaz	65
Coke	45
Electricité	80
Combustibles liquides	45

Ces divers données conduisent au tableau général suivant :

BILAN ENERGETIQUE DE LA BELGIQUE

ANNEE 1953



Légende

FORMES D'ENERGIE	Unités pour quantités	Pouvoirs calorifiques supérieurs	Rendements d'utilisation en %		
			Ut. domest. Adm. publ.	Trans-ports	Synth-Sid. Autres ind.
Charbon (C)	10^3 t	7 000 kcal/kg	40 à 45	5 à 6	45
Briquettes de lignite (B)	10^3 t	5 000 kcal/kg	40 à 45	.	45
Agglomérés (A)	10^3 t	7 000 kcal/kg	40 à 45	5 à 6	45
Coke	10^3 t	7 200 kcal/kg	40 à 45	5 a 6	45
Brai	10^3 t	8 000 kcal/kg	.	.	.
Bois	10^3 t	4 345 kcal/kg	40 à 45	5 à 6	.
Combustibles liquides bruts	10^3 t	10 500 kcal/kg	.	.	.
Combustibles liquides raffinés	10^3 t	10 500 kcal/kg	65	20 à 28	45
Gaz de pétrole liquéfiés	10^3 t	12 000 kcal/kg	70 à 75	.	65
Gaz naturel et manufacturé	10^6 m^3	4 250 kcal/m^3	70 à 75	.	65
Electricité	10^3 MWh	860 kcal/kWh	45	80	80

R. Raffinage
U.G. Usines a gaz
C. Cokeries
G. Gazogènes
H.F. Hauts fourneaux
C.T. Centrales thermiques
C.H. Centrales hydrauliques
A. Usines d'agglomérés
D Distilleries de goudron

1 2 3.. Chiffres droits indiquent les quantités

1 2 3.. Chiffres penchés expri - ment des 10^{12} kcal

Source : Service Energie Electrique

Tableau 73.2. — **Rendements d'utilisation.**

Formes d'énergie	Usages domestiques et administrations publiques	Transport	Industrie et sidérurgie
		%	
Charbon et agglomérés	40 à 45	5 à 6	45
Bois	40 à 45	5 à 6	45
Coke	40 à 45	5 à 6	45
Combustibles liquides	65	20 à 28	45
Gaz manufacturé, de grisou et de pétrole	70 à 75	.	65
Electricité	45	80	80

8. — EFFETS UTILES ET RENDEMENT GLOBAL D'UTILISATION

Nous définissons les *effets utiles* dans les divers secteurs comme étant les valeurs de consommations d'énergie (exprimées en kWh) d'appareils moteurs ou de chauffage de rendement parfait qui rendraient les mêmes services que ceux qui sont effectivement utilisés.

Pour les diverses utilisations des formes d'énergie prises en considération, les effets utiles correspondent aux produits des quantités consommées par la valeur correspondante du rendement d'utilisation.

Lorsque les rendements d'utilisation couvrent une certaine zone, la moyenne arithmétique entre les deux extrêmes a été adoptée comme base de calcul.

Tableau 8.1. — **Effets utiles des quantités d'énergie exprimés en 10^6 MWh.**

Formes d'énergie	Utilisations domestiques	Administrations publiques	Transport	Synthèse	Sidérurgie	Autres industries	Total	%
Charbon	22,29	0,60	0,65	—	1,10	11,13	35,77	45,4
Agglom. et briq. de lignite	2,25	0,03	0,11	—	0,18	0,42	2,99	3,8
Bois	0,70	—	—	—	—	—	0,70	0,9
Coke	0,63	0,14	0,01	—	7,44	1,66	9,88	12,5
Combustibles liquides	2,88	—	3,57	—	—	6,28	12,73	16,2
Gaz	2,82	0,11	—	1,00	5,03	0,72	9,68	12,3
Electricité	0,45	0,05	0,28	0,47	1,27	4,51	7,03	8,9
Total MWh	32,02	0,93	4,62	1,47	15,02	24,72	78,78	100
%	40,6	1,2	5,8	1,9	19,1	31,4	100	

Nous donnons ci-oprès le *rendement global*, par forme d'énergie; il est égal au rapport entre l'effet utile global et la consommation globale, exprimés en calories.

Tableau 8.2. — **Rendement d'utilisation de l'énergie fournie aux consommateurs ultimes.**

Formes d'énergie	Consommation globale 10^{12} kcal	Effet utile 10^{12} kcal	Rendement global % 2 : 1
	1	2	3
Charbon	79,84	30,76	39
Agglomérés et briq. de lignite	7,54	2,57	34
Coke	19,10	8,50	45
Bois	1,41	0,60	43
Combustibles liquides	28,62	10,95	38
Gaz	12,39	8,32	67
Electricité	7,97	6,05	76
Total	156,87	67,75	43

9. — CONCLUSIONS

Le tableau ci-après permet d'avoir un aperçu de l'évolution au cours des 4 dernières années, de l'énergie produite (primaire et transformées); de l'énergie disponible ainsi que la répartition de celle-ci entre les transformations d'une part et les utilisations par les consommateurs ultimes d'autre part.

Tableau 9.1.

	Valeurs en 10^{12} kcal				Valeurs à l'indice 1950 = 100			
	1950	1951	1952	1953	1950	1951	1952	1953
Production	+ 4,80	+ 28,14	+ 17,24	+ 11,86	100	119,6	125,1	126,8
Solde : export	263,42	307,81	329,58	333,94				
import	—	—	—	—				
Stocks : pris	+ 6,96	—	—	—				
mis	—	— 6,52	— 4,87	— 11,21				
Disponible total	275,18	329,43	341,95	334,59	100	119,7	124,3	121,6
Transformations (1)	149,74	160,94	175,40	176,72	100	125,5	136,7	137,8
Utilisat. directes (2) (valeurs brutes)	146,91	168,49	166,55	157,87	100	114,7	113,4	107,5

(1) Comprend les quantités d'énergie mises en trasformations ainsi que celles consommées pour les usages propres (service auxiliaires) des mines et des usines de transformation.

(2) Comprend les pertes de distribution aux consommateurs ultimes.

10. — SOURCES DE DOCUMENTATION.

1. Le service « Energie Electrique » du Ministère des Affaires économiques - (Administration de l'Industrie).
2. Direction « Industries Chimiques » du même Département.
3. Fédération professionnelle des Producteurs et Distributeurs d'Electricité de Belgique.
4. Bulletin du Service d'Etudes économiques de l'Industrie charbonnière.
5. Sources des données statistiques figurant dans les tableaux mentionnés ci-après :

Tableaux 21 - 21.2 - 23.1 - 31.1 - 31.2 - 32.1 - 34.1 - 34.2 :
Services d'Etudes économiques de l'Industrie charbonnière du Ministère des Affaires économiques.

Tableaux 331.1 à 332.2 :
Direction « Industries Chimiques » du Ministères des Affaires économiques.

Tableaux 34.1 - 34.2 - 35.1 - 35.2 :
Service « Métallurgie » - « Coké faction » du Ministère des Affaires économiques.

Tableaux 37.1 à 37.3 :
Service « Energie Electrique » du Ministère des Affaires économiques.

11. — BIBLIOGRAPHIE

1. Rapport annuel de l'année 1953 de la Fédération professionnelle des Producteurs et Distributeurs d'Electricité de Belgique.
2. Bilan énergétique - années 1948, 1949, 1950 et 1951-52.
3. Rapport de la Fédération de l'Industrie du Gaz - exercice 1953.

La section « Statistique » du Service « Energie Electrique » sous la direction de M. Van den Durpel, conseiller, et avec la collaboration de M. Vangelder, secrétaire d'administration, a recueilli et coordonné les renseignements faisant l'objet de la présente publication.

G. MARCHAL
Directeur d'Administration
au Ministère des Affaires économiques,
Professeur à l'Université Libre de Bruxelles.

Sélection de 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 23** et **A 2544** Fiche n° **12.361**

M. BUTTERWORTH et J. MILLOTT. Microspore distribution in the seams of the North Staffordshire, Cannock Chase and North Wales coalfield. *Distribution des microspores dans les couches du Nord Staffordshire, Cannock Chase et Nord du Pays de Galles.* — **Transactions of the Institution of Mining Engineers,** 1955, mars, p. 502/520, 3 pl.

Les études commencées par les premiers chercheurs sur la distribution dans le temps des microspores du Houiller ont été continuées par un examen détaillé de la distribution verticale de vingt-deux espèces dans les gisements du North Staffordshire, du Cannock Chase et du Nord du Pays de Galles. Les connaissances déjà acquises dans le North Staffordshire ont été mises en valeur et développées sur une plus grande échelle stratigraphique. Il est démontré que l'on y trouve cinq groupements principaux de spores.

Dans le Cannock Chase, les recherches antérieures ont aussi été étendues : quatre des groupements cités ci-dessus s'y retrouvent.

Les recherches dans le Nord du Pays de Galles qui sont entreprises pour la première fois montrent qu'on y retrouve dans une certaine région les cinq groupes, dans une autre deux seulement (mais l'échelle stratigraphique complète n'était pas accessible).

Partout on note que les variations dans les microspores sont en relation avec deux incursions marines.

IND. **A 25412** Fiche n° **12.571**

A. PASTIELS et Y. WILLIERE. Etude géologique du Bassin houiller de Charleroi : la concession Trieu-Kaisin. — **Association pour l'Etude de la Paléontologie et de la Stratigraphie houillères. Publication n° 20,** 1954, 200 p., 7 pl.

Les travaux de reconnaissance et d'exploitation de la Sté du Trieu-Kaisin dans les gisements des sièges des Viviers et des Pays-Bas ont permis aux auteurs de procéder à un examen complet d'une suite stratigraphique continue qui, en stampe normale, s'étend sur 635 m d'épaisseur. Cette série de massifs du Carabinier, du Gouffre et du Centre a été pour l'échantillonnage divisée en 1200 bancs dont le contenu fut disséqué au laboratoire. M. le Prof. F. Demanet a bien voulu déterminer la faune des niveaux marins, M. Y. Willière s'est chargée de la flore.

IND. **A 54** Fiche n° **12.360**

L. BORDAT. Development of the technique of borehole logging by Schlumberger. *Développement par Schlumberger de la technique du carottage électrique des sondages.* — **Transactions of the Institution of Mining Engineers,** 1955, mars, p. 470/496, 3 pl.

Description générale des procédés standards d'auscultation des sondages, développés au cours de ce dernier quart de siècle au profit des exploitations pétrolières et appliqués avec quelques modifications à la détection du charbon. Les possibilités et les limites de ces procédés sont exposées.

Au cours de ces quelques dernières années, des progrès considérables ont été réalisés dans ces techniques. De nouvelles méthodes ont été introduites et quelques-unes conviennent particulièrement pour la détection des couches de charbon qui ne sont, au point de vue carottage, que des roches en bancs minces à haute résistivité électrique, faible radioactivité et faible conductivité thermique.

Les principes à la base de ces méthodes sont exposés : microcarottage, carottage latéral, levé par rayons gamma avec un scintillomètre et levé de température avec thermomètre ultra-sensible. La contribution de ces méthodes à une détermination plus exacte des couches est discutée.

L'importante méthode de mesure de la pente des bancs et de leur orientation est mentionnée. L'article traite également des méthodes pour le relevé continu des diamètres du sondage et pour les prises d'échantillons aux parois.

B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION.

IND. **B 31** Fiche n° **12.516**

X. Schnellvortrieb von Strecken mit einer monatlichen Vortriebsleistung von 870,5 m. *Creusement rapide de galeries avec avancement mensuel de 870,5 m.* — **Rudy** (Prague), 1954, novembre. - **Bergbau Technik,** 1955, mars, p. 134/142, 10 fig.

Méthode de creusement, à Jachymov, d'une galerie à double voie de 3,6 m de large et 2,9 m de haut, dans des schistes souvent quartzeux, avec mécanisation poussée; organisation méthodique du cycle à trois postes, sans interruption les dimanches ou jours fériés.

Disposition et foration des trous de mine pour les quatre cycles d'un poste; chargement en cartouches de 25 cm de long et 28 mm de diamètre de Donarit gomme; aérage; éclairage; plaque de manœuvre des berlines et rails provisoires pour la chargeuse soviétique P M L 5 m à air comprimé, à godet de 0,3 m^3; soutènement par cadres; détails des temps et description des opérations, ainsi que des travaux accessoires (conduites d'air comprimé 8 hpz et d'eau, canars).

On envisage de porter la pression de l'air à 12 hpz, d'avoir des marteaux à vitesse de foration plus élevée, d'utiliser des cartouches de 50 cm de long mais de diamètre réduit à 24 mm, de porter le volume du godet de la chargeuse à 0,4 m^3.

(Résumé Cerchar Paris)

IND. **B 31** Fiche n° **12.607^{I}**

D. SIMPSON. Intensive stonedrifting. Method applied at Nangarw colliery. *Creusement rapide des bouveaux. Méthodes employées à la mine Nangarw.* — **Iron and Coal T.R.,** 1955, 4 mars, p. 493/498, 10 fig.

L'exploitation entre étages recommandée par le rapport Reid a notablement augmenté l'importance des grands avancements en bouveaux.

Alors que, dans les mines non régies par la loi sur les mines de charbon, on atteint des avancements de 74 m sur 7 jours, dans les mines soumises à cette loi il est rare que l'on dépasse 43 m sur 6 jours pour les avancements en chassages. Ceci est dû aux nécessités du soutènement, à l'emploi d'explosifs règlementés et aux heures de travail effectives. Dans le cas présent, les puits sont éloignés d'environ 750 m du faisceau de huit couches. Les recettes sont établies aux niveaux de 252 m et 342 m. La pente du faisceau est d'environ 40°. Pour produire 4000 t/j, il a été jugé nécessaire d'établir quatre bouveaux jusqu'à la couche inférieure où les chassages sont établis avec des recoupes, tous les 300 m environ, vers les autres couches. Les bouveaux sont de direction N-S et les recettes avec contour de direction E-W. Le creusement des recettes en grès très dur fissuré et conglomérat a été particulièrement difficile.

Il a fallu recourir à des chargeuses plus robustes (Conway 60 électrique de 50 HP). Les gros perforateurs à calage sur châssis pour les grandes sections (5,70 m × 3,60 m) n'ont pas donné de bons résultats, on est retourné aux perforateurs plus petits sur béquilles pneumatiques en attendant les chariots de forage Sullivan. Des plans de forage sont donnés pour la section susdite et celle de 4,50 m × 3,15 m ainsi qu'un plan de transbordeur pour berlines (plate-forme roulant sur des batteries de rouleaux inférieurs de convoyeurs). Trois locomotives électriques à batteries sont en service au niveau de 252. Les taillants sont remontés après chaque poste et traités, les fleurets sont reforgés et recuits une fois par semaine.

IND. **B 31** Fiche n° **12.607^{II}**

D. SIMPSON. Intensive stonedrifting. *Creusement rapide des bouveaux.* — **Iron and Coal T.R.,** 1955, 11 mars, p. 545/549, 10 fig.

Suite du récit chronologique relatant l'avancement des travaux avec les modifications apportées dans l'outillage. Le 26 novembre 1949, emploi d'une quatrième loco à batterie de 8 t. Le 1er décembre mise en service du contour à 252 m. A partir de cette date, les bouveaux à ce niveau ont avancé de 22 m/cinq jours en schistes et 18 m/cinq jours en grès, avec cinq journées par mètre et 3,5 m^3/journée.

Des essais ont été effectués pour assurer une rapide rotation des berlines derrière la chargeuse Conway : les meilleurs résultats ont été obtenus avec un aiguillage en bout de la double voie, ravancé tous les week-ends. A partir de la recoupe du faisceau houiller, la section a été ramenée de 4,50 m × 3,60 m à 4,20 m × 3,00 m et la chargeuse Conway 60 remplacée par une Eimco 40 et plus tard par une Samson Mavor & Coulson 2. Au 4 août 1950, le plus gros du travail était terminé à ce niveau, le reste s'est achevé à 1 poste/jour.

Le creusement des chargeages à 342 a rencontré les mêmes difficultés qu'à 252 : remonte du personnel dans le puits pour le tir, protection du matériel, etc... toutefois, l'évacuation des pierres vers un puits désaffecté en aval s'est faite par scraper à partir de janvier 1950. Le 11 février, un second scraper a été installé pour la galerie Est. Pour le creusement, on a disposé de chariots de forage Joy Sullivan à 3 bras sur chenilles. Le 6 mars, on emploie une nouvelle chargeuse Conway 60. Il n'a fallu que 9,5 se-

maines pour faire les 55 premiers mètres contre 12 à 252. En septembre 1950, on était à 270 m et deux locos à batteries ont été descendues à 280. En mars 1952, on a extrait 7100 t/semaine de pierres de sept galeries. Un diagramme des avancements est donné de 1949 à 1952.

IND. **B 31** Fiche n° **12.607III**

D. SIMPSON. Intensive stonedrifting. *Creusement rapide des bouveaux.* — **Iron and Coal T.R.**, 1955, 18 mars, p. 609/614.

L'article se termine par un ensemble d'observations intéressantes à plusieurs points de vue. Quelques-unes sont citées ci-après :

Coûts et relevés. — Des levés heure par heure ont été réalisés au moyen de : a) l'emploi d'appareils à diagrammes fixés sur certains appareils tels que chariots de forage, locomotives — b) des feuilles de relevés à remplir à la fin de chaque poste par le boutefeu. Les études de temps ont dévoilé les causes des retards et ont permis leur élimination progressive.

Usure du matériel. — La courroie 5 plis de la Conway 60 est hors service après chargement de 4500 m³ de schistes ou 3000 m³ de grès. Les locos à batteries ne devraient pas être utilisées sur les trajets dépassant 2 km (changement de batterie plus d'une fois par poste). Les pots d'échappement des Diesels doivent être visités après chaque poste.

Annexe I : Revue du matériel utilisé — on y note que les perforateurs du type Hollmann demandent 4,5 m³ d'air aspiré par minute, la pression doit être voisine de 7 kg sinon un surpresseur est recommandable.

Annexe II : Instructions pour la conduite des travaux.

C. ABATAGE ET CHARGEMENT.

IND. **C 21** et **B 4211** Fiche n° **12.128**

R. DUFRASNE et R. FRADCOURT. Exploitation des couches en dressant à dégagements instantanés avec tirs d'abattage par bouchon canadien à la Société John Cockerill, division Charbonnages Belges et Hornu et Wasmes. — **Explosifs**, 1954, n° 4, p. 139/146, 10 fig.

Exploitation à grande profondeur (1050 à 1150 m) sous la faille. Masse d'un faisceau de couches fortement plissées et extrêmement grisouteuses.

Siège n° 10 Grisœil — Couche Saint-Edouard.

Caractéristique du chantier : puissance 1,09 m, ouverture 1,17 m, toit = mur géologique, longueur de taille 45 m, pente 65°, bons terrains.

Rappel de l'ancienne méthode à gradins renversés avec sondage dans les coupements, fausse-voie tous les deux gradins avec bosseyement au mur et cheminées garnies de piles sur les deux-tiers de la hauteur. Inconvénients : pertes d'air, chaleur, poussières, travail dangereux dans les cheminées. — Impossibilité d'utiliser les tailles à front oblique et attaque unique à cause des dégagements instantanés.

Choix de la méthode : principe : petit nombre de gradins (5), minimum de décalage entre eux (3 m), hauteur de gradin 9 m. Boisage : bêles rondes de 3 m au toit et demi-rondes au mur avec quatre étançons. Remblayage : terres retenues au moyen de fausses bêles, hauteur de chute réduite en laissant couler les remblais d'un talus à l'autre. Le tir d'ébranlement ordinaire en couronne des gradins donne une sécurité illusoire : les mines débourrent souvent et le charbon est insuffisamment disloqué. On a utilisé le bouchon canadien avec 3 mines en triangle équilatéral de 0,60 m de côté dont un horizontal, fourneau central supplémentaire non chargé. 200 gr d'S.G.P., déto n° 0 dans chaque mine, une quatrième est forée 80 cm plus bas que le sommet inférieur du triangle, charge : 300 gr, déto n° 1 (d'autres essais confirment cette disposition être la meilleure).

Avancement journalier 1 m. Personnel 31 hommes. Production 63 t. Prix de revient à la tonne 56 francs contre 59 à couronne non minée, de plus on récupère un abatteur.

IND. **C 2212** Fiche n° **12.545**

C. FAIRHURST. Rotary drilling - some possibilities and limitations in hard rocks. *Le forage rotatif - capacités et aptitudes limites en roches dures.* — **Colliery Guardian**, 1955, 21 avril, p. 477/481, 2 fig.

Essais de forage rotatif, exécutés avec un moteur électrique de 5 HP pour la rotation (62,5 t/min) et une poussée axiale pouvant atteindre 2250 kg au moyen d'un piston à air comprimé de 22,5 cm de Ø. En fait, les taillants n'ont pu supporter plus de 450 kg de poussée.

Les recherches ont porté principalement sur : l'angle du cône (angle de ratissage) — le nombre de faces libres (tarière à gradins) — profondeur de coupe — obliquité — homogénéité de la roche — effet de l'usure.

Conclusions : le succès de l'application du forage rotatif aux roches dures semble être limité principalement par la résistance des taillants de carbure de tungstène au choc et à l'usure; malheureusement, ces deux propriétés ne s'ajoutent pas : l'accroissement de résistance au choc s'accompagne d'une diminution de résistance à l'usure. Il est possible qu'ils défaillent aussi par fatigue aux efforts oscillants (on sait peu de chose à ce sujet). La poussée optimum et la vitesse de rotation peuvent varier avec la forme du bout, étant plus élevées par exemple pour des taillants courts et robustes à plus de deux dents, et atteindre des valeurs beaucoup plus élevées que celles qu'il a été possible de réaliser.

Un profil bien étudié permettra sans doute l'application du forage rotatif aux roches dures et homogènes et peut-être même aux non-homogènes. Cependant, en cas de roches abrasives même relativement tendres, le forage rotatif est peu économique.

IND. **C 232** Fiche n° **12.757**

L. DEFFET. L'allègement des explosifs de mine et son influence sur leur rendement et leur sécurité. — **Explosifs**, 1955, n° 1, p. 29/34.

Dans quelques pays étrangers, on utilise dans certains cas des explosifs de plus faible densité que les explosifs classiques, on en attend :

a) une augmentation du rendement de l'explosif par unité de poids;

b) une amélioration de la sécurité vis à vis du grisou.

Le choix peut être fait entre quatre méthodes :

a) Alléger un des constituants inhibiteurs (chlorure de sodium ou bicarbonate de soude : actuellement, il n'existe pas de fabrication de ces produits à faible densité.

b) Alléger un des composants explosifs (nitroglycérine, T.N.T., nitrate ammonique) : seul le nitrate ammonique est réalisable sous une forme à faible densité.

c) Constituant combustible de faible densité (farine de bois léger, tourbe, mousse d'urée) : cette méthode est utilisée aux E.U. depuis une vingtaine d'années sur une très vaste échelle.

d) Introduire des constituants supplémentaires (vermiculite, laine de laitier) : cette méthode est, au point de vue efficacité, la moins bonne (diminution de l'aptitude à la détonation et de la puissance; par contre, elle peut augmenter la sécurité par rapport au grisou).

Des explosifs allégés ont été réalisés en Belgique et ont donné des résultats plus ou moins intéressants, notamment par remplacement du nitrate ammonique classique par du nitrate léger. Il apparaît que cette modification peut être retenue pour de nouvelles formules d'explosifs.

IND. **C 234** Fiche n° **12.129**

R. LEFEVRE. Les normes d'agréation des détonateurs en Belgique. — **Explosifs,** 1954, n° 4, p. 147/152.

Texte avec commentaires de la circulaire de la Direction Générale des Mines du 4 novembre 1954.

Le nouveau règlement sur l'emploi des explosifs est en préparation, il prévoit notamment qu'il ne pourra être fait usage que de détonateurs d'un type agréé, la circulaire susdite prépare des normes provisoires d'agréation.

I. — *Texte de la circulaire :* 1) détonateurs de tous types : puissance, sécurité, sensibilité, régularité; 2) détonateurs à longs retards; 3) détonateurs à courts retards.

II. — *Commentaires :* Rappel sur le processus de mise à feu des mines (voir *Ann. des Mines de Belgique.* 1944, mai ou *Explosifs.* 1951, n° 3). En résumé, dans une volée de détonateurs raccordés en série, il existe des éléments plus durs et des éléments plus sensibles, il faut donc que le passage du courant persiste dans le circuit après que l'impulsion d'allumage du détonateur le plus sensible est atteinte jusqu'au moment où l'impulsion d'allumage du détonateur le plus dur est obtenue. Ceci se réalise le mieux pour un courant intense et à courant égal pour un écart faible d'impulsion d'allumage ($\int_0^t i^2 dt$) entre le détonateur le plus sensible et le plus dur.

Les normes relatives aux divers postes repris dans le texte de la circulaire sont justifiées.

IND. **C 2359** et **F 411** Fiche n° **12.528**

E. KAISER. Unterwasserschiessen, ein neues Schiessverfahren zur Kohlegewinnung in England. *Le tir sous l'eau, nouveau procédé de tir au charbon en Grande-Bretagne.* — **Bergbau-Rundschau,** 1955, mars, p. 151/153, 3 fig.

Les tubes servant à l'infusion de l'eau et rôle de celle-ci pour la transmission et l'effet de l'explosion. Essais dans le Durham pour abattre un pilier; trois essais successifs. Couche de 1,8 m avec barre de 0,18 m :

1) Trous montants forés à 0,9 au-dessus du mur; longueur 2,28 m; inclinaison 45°. Charge 340 g. Pression de l'eau 14,7 hpz. Intervalle entre trous 1,8 m. On a abattu 200 t, 30 g explosif par t.

2) Trous réduits à 1,8 m; en plus, des trous furent forés au toit. Peu de résultat.

3) Trous inférieurs à 0,36 au-dessus du mur; longueur 1,8 m; pente 45°; même intervalle 1,8 m; trous supérieurs à 0,3 m sous le toit et montant. Charges : au mur 340 g, au toit 170 g. Bons résultats : 68 g d'explosif par tonne mais tout le massif abattu. Inconvénients : coups individuels à sept minutes d'intervalle. A la même mine, on a essayé un rabot de la Demag.

(Résumé Cerchar Paris)

IND. **C 4222** Fiche n° **12.348**

W. HALEY et H. QUENON. Modified longwall mining with a german coal planer. *Exploitation par longue taille modifiée avec emploi d'un rabot allemand.* — **U.S. Bureau of Mines, Rep. Inv. 5062,** 1954, juin, 13 p., 11 fig.

Essai du rabot Löbbe, dans la mine Stotesbury 11 à Helen (Virginie Occidentale) en couche très friable en plateure de 85 cm, parfois avec faux toit, à une profondeur moyenne de 60 m.

Les essais ont porté sur trois longues tailles rabattantes de 100 m, avec avancements de 435, 270 et 250 m respectivement qui ont donné 50.000, 32.000 et 29.000 t de charbon brut en 93, 73 et 61 postes, les rendements par ouvrier poste ayant été de 16,7 - 14,9 et 15,6 t soit une moyenne pondérée de 15,9 t. La production des tailles 2 et 3 a été limitée par le programme de mélange de sortes de la Cie. Soutènement par étançons métalliques et piles de bois, deux piles de la troisième taille ayant un effondreur métallique. Détails sur le nombre de postes par catégories d'ouvriers.

(Résumé Cerchar Paris)

IND. **C 4231** Fiche n° **12.717I**

L. TIMMS et T. LESTER. The Anderton shearer loader. *La chargeuse-haveuse Anderton.* — **Colliery Guardian,** 1955, 7 avril, p. 413/419.

Nouveaux détails sur la machine déjà décrite (fiche n° 6.096/C 4231). A la mine Ravenhead, où la première a été installée en juillet 1952, la couche Rushy Park a une ouverture de 1,15 m à 1,25 m, toit et mur moyennement bons, longueur de taille 150 m, pente 1/6, nombre de voies 4, profondeur

des travaux 765 m, distance du puits 6 km. Haveuse Anderton, convoyeur blindé, poussoirs pneumatiques, étançons Dowty, bêles Prochar, en galerie combinaison de convoyeurs à chaîne et à courroie.

En taille, seize personnes et seize autres aux bosseyements. Détails sur l'organisation du travail et de l'entretien.

Limites d'emploi de la haveuse Anderton : le prototype nécessitait une ouverture de 1,10 m — actuellement, il existe un modèle pour couche de 80 cm. Pente maximum : 17° dans le cas du transport vers le bas, 5° en sens inverse. Au-delà de 20°, il est dangereux de manœuvrer un convoyeur blindé, la haveuse peut fonctionner avec un câble de sûreté. Des relais de 1,50 m ont été passés sans difficulté dans l'ouverture de 1,20 m (mur pas trop dur).

Actuellement, il y a onze haveuses Anderton en service dans le district et vingt-trois ont été construites dont quelques-unes pour l'exportation.

Quatre autres mines sont citées. Quelques modifications ont été apportées, notamment le moteur de 50 HP remplacé par un de 70, la vitesse périphérique des pics ramenée de 3,70 m à 2,95 m/seconde. La machine avance maintenant très facilement à 2,10 m/minute. Dans les divers chantiers à un poste, la production oscille entre 3000 t et 7000 t/mois, rendement chantier de 4,5 t à 6 t. Une machine vient récemment d'être mise en service à 2 postes. Le déclassement des produits est faible : 1 à 2 %, peu d'explosifs, arrosage à la machine contre les poussières. Machine robuste et simple d'entretien.

IND. **C 4231** Fiche n° **12.717II**

L. TIMMS et T. LESTER. The Anderton shearer loader. *La chargeuse-haveuse Anderton.* — **Colliery Guardian,** 1955, 14 avril, p. 457/458.

Autres détails sur le fonctionnement de cette machine. Dans le district de la mine St-Helens, le rendement de charbon vendable s'est accru de 14,2 % et le rendement général de 17,4 %. Il est actuellement de 1050 kg nets. La consommation d'énergie par tonne de charbon abattu est environ le 1/3 de celle d'une haveuse ordinaire. Au début avec des pics ordinaires, il fallait remplacer les pics tous les jours. Avec les plaquettes en carbure de tungstène, la consommation augmenta au début mais une meilleure disposition des pics a remédié à la situation. Le remplacement se fait après 6 à 20 cycles.

A la mine Ravenhead, on a réussi un cycle de 1 h 40' mais sur les dix premiers mois de 1954, la moyenne est de 2,29 cycles par poste dans une taille de 135 m. J. Burton et C. Rudge (fiche n° 11.519 - C 41) signalent que dans une taille de 120 m, on fait un cycle par heure et 4 cycles par poste. Dans les couches épaisses, le succès dépend de la chute du charbon jusqu'au toit après la saignée. En cas d'intercalation stérile, il faut parfois la haver.

A la mine Denaby, le remplacement d'une haveuse à bras incurvé par une Anderton a fait passer le rendement taille de 6 à 8 t. Les deux inconvénients sont le déclassement du charbon et la production de poussières; il faut arroser avec de l'eau sous 10 atm pour obtenir une certaine amélioration. Cette machine partage avec le rabot l'avantage de réduire la consommation d'explosifs. Son avantage essentiel est d'être utilisable là où aucune autre ne l'est. On compte que cinquante d'entre elles seront en service pour la fin de l'année.

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTENEMENT.

IND. **D 222** Fiche n° **12.515**

X. Geräte für die Messung von Gebirgsdrücken und Gebirgsbewegungen. *Appareils pour la mesure des pressions et des mouvements de terrains.* — **Bergbau Technik,** 1955, mars, p. 120/123, 13 fig.

L'Institut des Mines polonais (G.I.G.) a organisé une compétition pour la création d'appareils de mesure des pressions de terrains pour le fond. Vingt projets ont été présentés dont six ont été primés, qui sont décrits.

I. — Dynamomètre système KZ : consiste essentiellement en une plaque d'acier qui se déforme sous l'action des forces extérieures et pousse devant elle un piston dans un cylindre dont les variations de volume sont enregistrées par un manomètre à mercure. L'encombrement en hauteur de cet appareil est très réduit.

II. — Dynamomètre universel de Raczinski : Sous la poussée d'un étançon un axe se comprime, le mouvement est amplifié par un jeu de leviers et enregistré sur un tambour à minuterie ou bien transmis à distance par air comprimé.

III. — Dynamomètre électromagnétique « Gerbus » : Un fort ressort en acier forme sacoche et entoure un jeu de quatre bobines à noyau magnétique, montées en pont. L'écrasement du ressort provoque le déplacement d'une lamelle disposée dans l'axe de l'entrefer, la variation du courant alternatif est enregistrée.

IV. — Dynamomètre hydraulique assez semblable au KZ du n° I.

V. — Appareil à pantographe pour mesurer les déplacements des terrains.

VI. — Télescope pour la mesure des décollements de bancs.

IND. **D 35** Fiche n° **12.525**

G. HEATHCOTE. Plastics in mining. *Les plastiques dans les mines.* — **Iron and Coal T.R.,** 1955, 25 mars, p. 677/679.

Mémoire primé dans un concours de la Rubber Improvements Ltd.

Le recul de l'aluminium au fond par suite du prix et du danger d'étincelles laisse le champ libre aux plastiques.

En bouveau, il peut collaborer avec le cadre métallique pour réduire la résistance d'aérage.

En couches minces, on pourrait penser au plasti-

que pour des bêles moulées. Les coins en plastique pour étançons se développent déjà.

Les câbles de tir en taille, les sacs à poudre et à détonateurs sont mentionnés.

En galeries : les sacs à compartiments pour les détos à micro-retards — Les sacs à pansements.

Equipements hydrauliques pour poussoirs : conduites en plastique. La ventilation secondaire en tuyaux plastiques de 3,60 m × 0,60 m.

Les feeders à air comprimé et les tuyauteries d'exhaure ainsi que les tuyauteries d'eau claire contre l'incendie.

Arrêts-barrages : l'auteur a établi un projet avec suspension à un tube de 50 mm en plastique, supporté par des tubes encastrés aux parois et où sont suspendus quatre à cinq plateaux à poussières.

Captage des poussières de forage pour bosseyement ou boulonnage : tuyauteries en plastique et sacs à poussières.

Cloisons de ventilation, coffrets électriques, bandes de convoyeurs.

Dans les ateliers du fond : cannettes à huile, extincteurs.

Equipement du mineur : cruches à eau, boîtes à tartines, chapeaux en plastique, genouillères, vêtements imperméables.

Transport par locomotives : disques et voyants de signalisation.

En général : toutes les applications où un matériel léger et ignifuge est requis.

IND. **D 36** Fiche n° **12.739**

W. de BRAAF. Beispiele für die Verwendung von Gummi im niederländischen Steinkohlenbergbau. *Exemples d'emploi du caoutchouc dans les charbonnages hollandais.* — **Glückauf,** 1955, 9 avril, p. 402/406, 19 fig.

Les propriétés les plus importantes du caoutchouc sont :

1) grande résistance aux détériorations, non seulement au frottement mais aussi aux coups ou chocs contre les corps durs;
2) élasticité et conformabilité;
3) coefficient de frottement élevé;
4) son élasticité le désigne comme amortisseur;
5) résistance électrique élevée;
6) inattaquable par nombre de substances chimiques.

Quelques exemples montrent l'application que l'on a fait de ces propriétés en Hollande.

1. Les bandes de convoyeurs — les garnitures de poulies Koepe — garniture intérieure des cyclones laveurs — fourrures pour les chariots à bois — flexibles spéciaux pour schistification.

2. Flexibles — tuyères et soufflets comme dispositifs de réglage — joints d'étanchéité des portes d'aérage — accouplements pour moteurs.

3. Garniture des tambours d'entraînement des convoyeurs — coussinet dans une poulie folle à gorge de guidage pour vaincre l'inertie — fourrure d'entraînement en couloir oscillant à contrepente.

4. Butoir pour grandes berlines et locomotives du fond — amortisseur de bruit pour les machines notamment les affûteuses — garniture des armatures métalliques de bottines de travail.

5. La protection des câbles électriques par le caoutchouc est suffisamment connue.

6. Pour la résistance à la corrosion et aux produits chimiques, l'auteur ne connaît pas d'application spéciale.

IND. **D 45** et **D 68** Fiche n° **12.523**

J. STONE. The hydropuller. *L'arracheur hydraulique.* — **Colliery Guardian,** 1955, 31 mars, p. 407.

Un appareil pour l'enlèvement des étançons a été étudié par l'auteur, directeur de la mine Cossal (Derbyshire). Il fonctionne au moyen d'un piston hydraulique.

On attache un chaînon à l'étançon à enlever et son extrémité est fixée à un maillon ouvert d'un bout de chaîne fixé au piston. En actionnant une valve, le piston rentre dans son cylindre, tirant sur la chaîne et arrachant l'étançon. Un tambour est prévu pour la reprise du mou de chaîne quand le piston est à fond.

Une béquille cale au toit l'« hydropuller » par l'arrière. Un moteur électrique actione une pompe de circulation d'huile d'un réservoir vers la machine et retour. Un homme situé derrière suffit pour assurer la manœuvre.

IND. **D 710** Fiche n° **12.601**

C. HODKIN et **R. LAWRENCE.** Roof bolts : some factors influencing their behaviour. *Boulons de toit : quelques facteurs influençant leur comportement.* — **Colliery Guardian,** 1955, 10 mars, p. 287/293, 5 fig.

Les ingénieurs du corps des mines anglais attachés au bureau central du ministère ont exécuté une étude sur la sécurité du boulonnage. Ils ont fait diverses observations et essais sur son efficacité; ils ont spécialement étudié les cas douteux.

Types de boulons : 1) à coin; 2) à coquilles.

Méthodes d'essai : mesure du couple (par dynamomètre) et essais d'ancrage. Barry, Panek et McCormick ont fait des essais pour déterminer la relation entre couple de serrage et effort d'arrachement (fiches n° 7980 et 10.977 - D 712).

Leurs essais donnent des résultats qui, dans les grandes lignes, concordent avec les présents essais. On a de plus constaté que la présence d'un lit tendre en haut du boulonnage est une cause de faiblesse; un défaut d'expansion des coquilles par rotation folle produit le même résultat, la présence d'eau dans le trou est aussi défavorable. Dans la période de 24 h qui suit la pose, on constate également des variations dans la résistance. En résumé, le boulonnage en terrain tendre est plus difficile et il faut resserrer plusieurs fois sur les écrous.

Un boulonnage correct peut se dégrader pendant les pressions de terrains : des exemples sont figurés, dont un en galerie avec exploitation d'un côté et massif de l'autre.

Un second cas en galerie d'exploitation avec piles de remblais de plusieurs fois la largeur de la galerie des deux côtés montre qu'un décollement de banc

s'est produit plus haut que le boulonnage, sur une longueur de 25 m à 50 m de la taille. L'accident s'est amorcé par une cassure naturelle.

Des cas utiles de boulonnage dans des circonstances diverses sont ensuite énumérés. Le problème des poussières et la règlementation sont rappelés.

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. E 1311 et H 15 Fiche n° **12.740**

H. MEINERS. Die Prüfung von Gummierzeugnissen besonders von Fördergurten und Druckluftschläuchen im Bergbau. *La réception des produits en caoutchouc, spécialement des bandes de convoyeur et des flexibles à air comprimé dans les mines.* — **Glückauf,** 1955, 9 avril, p. 406/416, 18 fig.

Parmi les dix mille espèces de marchandises dont une mine allemande, extrayant 10 millions de t de charbon par an, a besoin, trois cents sont en caoutchouc. Notamment : courroies de convoyeurs, flexibles, joints, matériel de secours, courroies de transmission, lignes et câbles isolés. Cela représente 7,5 millions de D.M./an (total des fournitures : 70 millions de D.M.).

Le groupe Hamborn (Gelsenkirchener Bw. Ges.) en 1930 et la station d'essai de la Hibernia Bw. Ges. en 1934 se sont intéressés à ce sujet. A l'heure actuelle, huit services de réception des mines sont organisés pour l'essai des bandes de convoyeurs et autres produits en caoutchouc, ce qui a beaucoup influencé la qualité des produits. L'article donne des détails et des vues des diverses machines pour les essais de bandes au point de vue :

1) charge et allongement à la rupture;
2) usure, densité et dûreté du revêtement en caoutchouc;
3) comportement au vieillissement;
4) charge de rupture et allongement du textile;
5) charge de cisaillement;
6) hygroscopicité du textile;
7) inflammabilité;
8) résistance dynamique (essais de flexion par choc — essais de chocs répétés (résistance à la fatigue) : oscillogramme.

Formulaires pour l'enregistrement des résultats. Nomogramme de Neis pour la détermination de la capacité d'absorption d'énergie (résistance dynamique).

Quelques mots sur l'essai des flexibles. — Statistique annuelle de 1934 à 1953. Progrès réalisés chez les fournisseurs après la guerre.

IND. E 1332 Fiche n° **12.705**

H. JOHNSON. Installing a cable-belt conveyor : experience at Ackton Hall colliery. *Installation d'un convoyeur à courroie à traction par câble : mise en marche à la mine Ackton Hall.* — **Iron and Coal T.R.,** 1955, 1er avril, p. 731/736, 1 fig.

Conférence faite par un membre du personnel dirigeant du district, suivie de discussion.

Plan des travaux à la mine Ackton Hall, exploitation par descenderie avec traînage sans fin de 150 HP, personnel nombreux, extraction limitée. La nouvelle installation a eu pour but de porter l'extraction de 800 à 1100 t/j et de réduire le personnel du transport de 76 à 25 unités. Description : voir fiche n° 11.564/E 1332. Le texte concerne surtout la description des mesures préparatoires et la relation des incidents de la mise en route. Il a fallu élargir la section de la galerie sur une assez grande longueur, des points de chargement ont demandé des travaux au rocher. La fourniture du treuil a demandé douze mois. Des dispositions avaient été prises pour utiliser les congés payés de 1953, les câbles devaient être amenés en place quelques jours avant mais les retards des fournisseurs ont bousculé tous les plans. Le distributeur a secousse en tête du convoyeur a fait perdre une semaine; les coussinets du palier près du volant ont fondu, les autres paliers ont aussi causé des ennuis. Deux fois, on a eu des ennuis avec de trop grosses pierres endommageant les câbles. Actuellement, l'installation fonctionne bien, les câbles n'auront pas toutefois la vie qu'on avait prévue. Au point de vue prix, une installation de courroie ordinaire à relais aurait coûté 108.000 £, celle-ci ne coûte que 46.000 £.

IND. E 415 Fiche n° **12.106**

N. DUDLEY. Disc braking of winding engines. *Le freinage par disque des machines d'extraction.* — **Colliery Engineering,** 1955, février, p. 46/50, 8 fig.

Au point de vue freinage, automobiles et machine d'extraction ont jusqu'à présent évolué dans des sens différents : cette dernière est passée du frein à bras rigides au frein suspendu, et plus récemment au frein à pivots rapprochés; pour les voitures, on est passé du frein interne à expansion au frein à disque. L'auteur étudie les possibilités d'application de ce dernier à la machine d'extraction en vue de combattre le déréglage pouvant provenir de l'échauffement de la poulie de frein (fait d'ailleurs assez rare). Il y aurait d'autres avantages plus importants : simplicité de construction, économie d'espace et diminution des fondations, contrôle plus précis.

Le sujet peut devenir spécialement intéressant pour l'étude de l'extraction à câbles multiples (où l'on doit freiner un effort égal sur un diamètre réduit) et des tours d'extraction où le scellement des pivots de frein peut poser des problèmes.

Principe du fonctionnement — mécanisme de commande — projet de disposition — fonctionnement et contrôle — Conclusion.

IND. E 53 Fiche n° **12.554**

J. BUSCH et H. SCHMID. Die technische Weiterentwicklung der Strebverständigung. *L'évolution technique des télécommunications en chantier.* — **Bergfreiheit,** 1955, avril, p. 127/138, 34 fig.

Le chantier moderne comporte une taille de 200 m environ et de 2 ou 3 m de largeur. Anciennement, les communications se faisaient par des séries

de coups sur les tuyauteries à air comprimé. Les convoyeurs blindés ont exigé une signalisation plus précise, tous les services en bénéficient. Souvent, on utilise des signaux morse sur l'éclairage : cela fait perdre du temps et c'est dangereux. La téléphonie sans batterie ne résout pas le problème car elle ne permet pas normalement l'émission d'appels. C'est en Belgique que les premiers klaxons ont été introduits au fond avec magnéto. L'article développe spécialement les procédés d'appel téléphonique disponibles actuellement : les installations avec tube électronique (sans batterie) et dispositif d'appel en plusieurs points. Pour les niveaux de bruit élevés, il y a le Vty (à tyrathron) et générateur local qui peut être à air comprimé (Seippel de Bochum). Ce genre d'installation peut d'ailleurs, dans une mine non électrifiée, fournir le courant pour le freinage (50 VA). Les transitors (amplificateurs au germanium) sont très séduisants pour ces applications (Funke et Huster à l'exposition de Düsseldorf 1953), ils sont cependant encore en période d'essai. Les amplificateurs à lampes ordinaires ont l'inconvénient du filament chauffé qui n'a qu'une durée de vie limitée, les dispositifs de mise en repos qui les prolongeraient sont en général peu utilisés. On distingue les installations à communication et réception alternées (genre parlophone) et celles à communication et réception simultanées (circuit double).

Pour la téléphonie sur circuit intrinsèquement sûr, on utilise les propriétés des carbures de silicium (à résistance réduite quand la tension augmente) et les propriétés hautement magnétiques de certains oxydes (sonneries d'appel). Le montavox est décrit pour les communications sur le transport (fiche n° 10.124 - E 53).

F. AERAGE. ECLAIRAGE. HYGIENE DU FOND.

IND. **F 123** Fiche n° **12.765**

A. E. TAYLOR. Safe ventilation of long tunnels. *Sécurité de la ventilation dans les longs bouveaux en creusement.* — **Colliery Guardian,** 1955, 14 avril, p. 471/472, 1 fig.

Il est courant aujourd'hui, quand la ventilation aspirante est utilisée à cause de la grandeur de la section, de placer un petit ventilateur soufflant à air comprimé à 15 ou 20 m de l'extrémité antérieure des canars aspirants. Si, accidentellement, le ventilateur aspirant vient à s'arrêter, les ouvriers à front peuvent ne pas en être avertis et il y a danger que le ventilateur soufflant fonctionnant en circuit fermé, le faible pourcentage d'air ne s'enrichisse en gaz irrespirable d'une façon dangereuse.

Pour empêcher cette éventualité, l'auteur a prévu, dans la tuyauterie principale, un volet soulevé par la dépression. Si celle-ci disparaît, le volet s'abaisse et fait mouvoir une came dont le déplacement radial est amplifié par un jeu de leviers et finalement transmis par câble Bowden à une vanne qui commande l'arrêt du ventilateur soufflant (applicable aussi en cas de moteur électrique). Les ouvriers à front sont ainsi avertis.

IND. **F 14** Fiche n° **12.364**

WILKINSON RUBBER LINATEX. Plastics ventilation ducting. *Conduites d'aérage en matière plastique.* — **Colliery Engineering,** 1955, mars, p. 124/125, 2 fig.

Notice publicitaire sur le Flexadux, essayé en Europe Continentale et entrant en fabrication en Grande-Bretagne; conduites flexibles en chlorure de polyvinyle plastifié au tricrésyl phosphate, résistant aux eaux acides, étanches, utilisables de —25 à +60° C; légères (un homme peut en porter 30 m sous forme télescopée — seuls les joints sont métalliques). La perte de charge pour du 500 mm est inférieure de 13 % à celle des tuyaux métalliques.

Existent en 200, 300, 400, 500 et 600 mm de diamètre et en longueur de 3,90 m.

(Résumé Cerchar Paris)

IND. **F 21** Fiche n° **12.741**

K. DREKOPF et F. BECKMANN. Die Gasdurchlässigkeit der Sandsteine des Ruhrkarbons. *La perméabilité aux gaz des grès de la Ruhr.* — **Glückauf,** 1955, 9 avril, p. 416/421, 10 fig.

La perméabilité du charbon et des terrains encaissants a une influence déterminante sur la ventilation et la sécurité de la mine.

Pour la mesure de cette grandeur, on dispose d'échantillons de roches d'environ 31 mm de Ø. Par suite de la petitesse extrême de cette perméabilité, on doit recourir à de hautes pressions et s'assurer qu'il n'y ait aucune fuite.

La carotte est centrée dans un tube d'acier de 40 mm de Ø, l'espace annulaire est vidé de tout gaz et on y coule une résine synthétique polymérisée à froid et exempte de solvant (araldit de CIBA, A.G. Basel). Des détails sont donnés sur l'appareillage. Alimenté par une bonbonne de gaz hydrogène, méthane ou azote, il est desséché à l'entrée par un gel approprié. L'étanchéité de l'installation a été contrôlée par un essai de huit semaines.

Un tableau donne les valeurs trouvées pour quatre types de grès. On trouve par exemple pour un grès à grain moyen et une pression de 55 atmosphères : 2,3 cm^3/minute pour l'hydrogène; 1,25 pour CH_4 et 0,88 pour l'azote (pression de sortie : environ 1,02 Atm.). Les formules de perméabilité découlent de la loi de Darcy :

$$I = [KS\,(p_1 - p_2)] : l\eta$$

où I est le débit, K : un facteur de proportionalité, S : la section de calotte, l : sa longueur, p_1 et p_2 : pression à l'entrée et à la sortie, η : la viscosité.

Les diagrammes de perméabilité sont des droites qui ne passent pas par l'origine.

IND. **F 231** Fiche n° **12.547**

W. BROWN. Explosion at Horden colliery. *Explosion à la mine Horden.* — **Colliery Guardian,** 1955, 21 avril, p. 497/504, 1 fig. - **Iron and Coal T.R.,** 1955, 15 avril, p. 847/851.

Taille rabattante vers le S-W de 144 m à 4,8 km du puits dans la couche Low Main (couche de 1,35 m à 1,65 m dont 35 cm de charbon sale laissé au mur — 36 % de matières volatiles — arrêts barrages dans les galeries).

Rabot en service depuis octobre 1952. Coup de grisou le 23 mars 1953 à 9 h 15' du matin. Premier accident de grisou à cette mine exploitant sous le niveau de la mer depuis 1900. Pente 1/42° vers l'Est. Puits de 325 m. Ventilateur de 1000 HP (210 m^3/sec - 170 mm). Période d'essai, rabotage à un poste — treize ouvriers avec un surveillant. On découpe des copeaux de 30 cm, la taille avait progressé de 30 m depuis le démarrage : le charbon était trop dur, on le préhavait, c'était insuffisant et on s'attendait à devoir miner. Le cube d'air qui était de 1,45 m^3/sec en octobre s'était insensiblement réduit à 600 l/sec (teneur en grisou : 1/4 %). Le lundi matin, taille bien prête : un machiniste de haveuse et un aide commencent à haver à 8 h du matin. Vers 9 h, le machiniste part dans l'entrée d'air mettre le convoyeur blindé en marche, l'aide déchargeait cet engin trop encombré, le surveillant du premier poste vient de les croiser tous les deux et est parti par le retour d'air : les autres ouvriers vont arriver.

Le coup se produit : l'aide est tué, le machiniste grièvement brûlé. Aucun indice de tabac, ni d'allumette. L'enquête conclut à un affaissement de l'arrière taille, projection d'air stagnant chargé de grisou et étincelle produite par chute de pierre sur un poussoir de couloir en aluminium (treize en service). Au cours du sauvetage, un second allumage s'est produit avec début de coup de poussières vers l'entrée d'air, arrêté efficacement par un barrage à 100 m de la taille : pas d'autre accident de personnes. Réduction de la ventilation expliquée par une disposition des portes d'aérage défectueuse (ouvertes par le courant d'air).

IND. **F 31** Fiche n° **12.519**

W. CYBULSKI. Essais sur l'efficacité des arrêts-barrages et en particulier sur l'efficacité des barrages de poussières situés à proximité immédiate d'une zone grisouteuse. — **Communication à la 8me Conférence internationale des Directeurs des Stations d'Essais,** Dortmund, 1954 - Analyse dans **Revue de l'Industrie Minérale,** 1955, 15 mars, p. 445/450, 6 fig.

Un amorçage suffisant peut procurer un coup de grisou et un coup de poussière malgré la schistification — ce qui fait penser qu'il serait bon dans certains cas que la proportion d'inertes dans la poussière soit supérieure à celle prévue dans les règlements. Par ailleurs, la schistification se faisant par périodes et le dépôt de charbon étant continu, la poussière soulevée en premier lieu par une onde de choc reste éminemment charbonneuse.

La schistification, même réglementaire, apparaît comme insuffisante; les arrêts-barrages peuvent et doivent jouer un rôle important dans la lutte contre les coups de poussières. Les essais décrits précisent leur efficacité.

IND. **F 51** Fiche n° **12.112**

P. WEUTHEN. Die Entwicklung der Klimamessung im deutschen Bergbau. *L'évolution de la mesure du climat dans les mines allemandes.* — **Glückauf,** 1955, 29 janvier, p. 117/129, 20 fig.

Par suite de l'approfondissement des travaux, la notion de température agissante : « le climat », se substitue à la température du thermomètre sec. On peut se demander s'il ne serait pas plus économique de dessécher l'atmosphère plutôt que de la refroidir tout en réalisant un climat équivalent mais avec un résultat plus durable. Il faudrait au préalable que la notion de climat passe dans la règlementation et les conventions. Pour la matérialisation de cette notion, les Américains ont fait des mesures avec des personnes dans des chambres climatisées, ils en ont tiré des tables donnant la température effective en fonction de la température sèche, de l'humidité et de la vitesse de l'air. En Belgique, on tient la vitesse de l'air au fond pour moyennement constante; la température effective est donnée par la formule : $t_{ef} = 0{,}9\ t_h + 0{,}1\ t_s$.

En Allemagne, il est proposé une mesure directe au moyen d'un appareil : thermomètre à bulle humide qui, parmi de nombreux ancêtres, compte notamment le katathermomètre de Hill (1923). En vue de réaliser une mesure aussi rapide et précise que possible, on a recours à une mesure électrique, avec galvanomètre de précision, de la résistance d'un fil bobiné en pelote autour d'une boule protégée par une mince feuille de cuivre.

Les avantages et les inconvénients des divers procédés sont discutés. En fait, aucun ne saurait tenir compte de toutes les circonstances : activité de l'ouvrier, façon de se vêtir, propension à transpirer. Pratiquement, dans le domaine des conditions de travail anormal où salaires et temps de travail sont discutés, l'appareil allemand qui donne une valeur concrète justifiée théoriquement est évidemment plus susceptible de réaliser l'accord. Un abaque compare les diverses expressions de la température effective dans le cas particulier d'une température de saturation de 25° C.

IND. **F 713** Fiche n° **12.371**

T. MUIRHEAD. Leakproof stopper for cap-lamp batteries. *Bouchon étanche pour batteries de lampes au chapeau.* — **Colliery Guardian,** 1955, 17 mars, p. 335, 1 fig. - **Iron and Coal T.R.,** 1955, 18 mars, p. 614, 1 fig. - **Colliery Engineering,** 1955, avril, p. 171/172, 1 fig.

La figure représente une batterie de trois accus avec bouchons en acier doux filetés, pourvus de bouts perforés pour l'échappement du gaz pendant la charge.

En service, la batterie est surmontée d'un couvercle double, l'intermédiaire supportant un jeu de trois bouchons en caoutchouc fixés par queue d'aronde sur des pistons comprimés par des ressorts en hélice. On constitue ainsi une soupape d'échappement de gaz, s'ouvrant à une pression de 1,4 kg.

Les gouttelettes qui pourraient l'accompagner sont retenues dans l'espace clos. Vingt-cinq lampes munies de ce dispositif ont été soumises à des essais officiels entre mai et juillet 1954. Aucune perte n'a pu être constatée; elles sont en service depuis et donnent toute satisfaction.

IND. **F 720** Fiche n° **12.721**

H. STEPHENSON et W. STEVENS. The lighting of underground roadways in collieries. *L'éclairage des galeries du fond dans les mines.* — **Colliery Guardian,** 1955, 7 avril, p. 437/443, 10 fig.

On estime à 16.000 km la longueur de galeries du fond en Angleterre. Leur éclairage permanent est un problème important que la General Electric C° a soumis à ses laboratoires depuis trois ans déjà. Des visites ont d'abord été faites dans les mines pour se rendre compte des exigences : le mineur demande surtout à bien voir à terre, pour éviter les obstacles et manœuvrer facilement les berlines (chainons, calages), et aux parois pour les saillies éventuelles. En résumé : éclairage suffisant sans éblouissement. En suite de quoi, une galerie expérimentale a été construite en demi grandeur avec un miroir en bout, pour représenter 48 m de galerie du fond.

L'emploi de verre opalescent n'a rien donné, on a constaté qu'il faut envoyer la lumière aux parois en laissant un éclairement direct suffisant sinon il se produit des zones noires au sol : la marge de réglage est assez limitée. Les rayons plongeant en dessous de la ligne de vue sont avantageux : des diagrammes de distribution lumineuse à obtenir sont représentés.

Une installation type a été ensuite réalisée dans une mine non grisouteuse (Northfield, Ecosse) : des lampes de 60 W avec pot de verre à canelures, espacées de 11 m dans une galerie de 2,10 m de haut sur 2,40 m, donnent toute satisfaction. On a enfin étudié les installations antigrisouteuses, la première a été réalisée à Baggeridge (Midlands). Des photos sont données des galeries et un abaque montre la détermination de l'espacement.

H. ENERGIE.

IND. **H 11** Fiche n° **12.145**

C. BOLENIUS. Druck- und Energieverlust von Druckluft in langen Rohrleitungen mit und ohne Wärmeabgabe an die Umgebung. *Pertes de pression et d'énergie dans les tuyauteries à air comprimé de grande longueur avec et sans transmission de chaleur au milieu.* — **Bergbauwissenschaften,** 1955, janvier, p. 14/22, 13 fig.

Pour le calcul des pertes de charge, on adopte habituellement la formule :

$$\Delta P = (\lambda/2g)\ (l/D)\ \delta_m\ v^2_m$$

où λ représente la résistance spécifique de la tuyauterie, l = la longueur, δ = densité moyenne, v = vitesse moyenne, g = 9,81 m. Cette formule ne convient que pour des valeurs faibles de l. L'auteur développe une formule qui tient compte des variations de température pendant l'écoulement. Les cas de température extérieure plus élevée et moins élevée sont envisagés. Les variations de pression sont recherchées en fonction des divers exposants de l'expression polytrope.

L'étude montre que la chute de pression en tuyauterie est moins élevée pour une température de départ plus basse. Finalement, il est montré sur un exemple qu'avec une même pression au départ, on peut obtenir une plus grande quantité de travail utile avec la même quantité d'air pour une température de départ plus basse.

IND. **H 501** et **Q 1140** Fiche n° **12.552**

P. MOEBIUS. Stand und Grenzen der Elektrifizierung der Abbaubetriebe im Ruhrbergbau. *Etat et limites de l'électrification des tailles dans les mines de la Ruhr.* — **Bergbauwissenschaften,** 1955, mars, p. 59/77, 20 fig.

Des tableaux statistiques des trente dernières années montrent un accroissement continu de la puissance installée dans les mines de la Ruhr, spécialement depuis 1946 : environ 13 % d'accroissement annuel.

Cet accroissement se répartit surtout sur les convoyeurs et le transport par locomotives, les machines d'abattage et de remblayage en bénéficient peu. D'après Passmann, l'électrification au chantier accuse un accroissement annuel d'environ 4 % en Allemagne, 12 % en Belgique et 17 % en France.

Après l'exposé des relations entre la mécanisation et le problème de la fourniture d'énergie sous une forme quelconque suit une comparaison entre l'air comprimé et l'électricité en chantier en tablant sur les résultats acquis dans quelques chantiers mécanisés : au point de vue rendement, consommation d'énergie et frais d'exploitation, la supériorité de l'électricité apparaît nettement.

Un résumé des avantages et des inconvénients techniques des deux espèces de commande complète le tableau. L'auteur expose ensuite les influences de diverses natures qui font que, malgré sa supériorité démontrée, l'électricité au chantier reste loin en arrière de l'air comprimé : raisons psychologiques, financières, délais de fourniture, raisons géologiques et techniques, climatisation, sécurité, prescriptions administratives.

Les moyens de lutte et de progrès sont indiqués : la mine de demain peut et doit être électrifiée.

IND. **H 5343** Fiche n° **12.110**

J. SEDDON. Earth-leakage protection. *La protection contre les mises à la terre.* — **Colliery Engineering,** 1955, février, p. 68/71, 7 fig.

La méthode s'applique aux circuits à basse tension où le neutre est généralement à la terre. Il y

a deux dispositions : celle du courant résiduel et celle par le fer (core balance). Dans le premier cas, on dispose un transformateur de courant identique dans chaque phase et les secondaires sont groupés en parallèle. Normalement, la tension aux deux bouts est nulle; si une des phases est mise à la terre, l'équilibre est rompu et un relais disposé entre ces deux points peut être actionné, on s'arrange pour qu'il fonctionne quand le courant de fuite atteint 15 % du courant normal. Dans le core balance, les trois primaires des transformateurs d'intensité sont bobinés sur un seul noyau; en marche normale le flux résultant est nul; en cas de perte, il y a un flux résiduel qu'on utilise pour actionner un relais au moyen d'une bobine indépendante disposée sur le même noyau. Dans la distribution à quatre fils, les deux dispositions sont utilisables mais dans la première disposition, il faut un quatrième bobinage pour le fil d'équilibre et dans la seconde, le fil d'équilibre passe sur le noyau commun.

Les relais à utiliser ne peuvent pas être quelconques, les qualités désirables sont signalées, le type Ferranti est décrit.

IND. **H 5343** Fiche n° **12.538**

R. PTASSEK. Erdschlussüberwachung an Drehstromnetzen unter Tage. *Contrôle de perte à la terre dans les réseaux triphasés du fond.* — **Bergfreiheit,** 1955, mars, p. 98/102, 6 fig.

Rappel des raisons qui plaident pour et contre la mise du neutre à la terre dans le fond. C'est le système à circuit de protection (neutre de tension à la terre : schéma) qui s'est finalement développé. En tenant compte des nouvelles prescriptions projetées pour les V.D.E. 0100 et 0118, des valeurs sont données des résistances de terre minima exigibles, ainsi que des résistances d'isolement et des dispositifs d'essai d'isolement.

Une installation de contrôle antigrisouteuse est représentée et décrite en détail. Le fonctionnement est éclairci au moyen d'une représentation schématique. Les essais de rigidité diélectrique et de résistance d'isolement sont exposés.

I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES CHARBONS.

IND. **I 62** Fiche n° **12.904**

H. CASSAN. La normalisation des essais relatifs aux combustibles solides. — **Courrier de la Normalisation n° 119,** 1954, sept.-oct., p. 473/486, 2 fig.

L'auteur envisage la normalisation des seuls essais réalisés sur des combustibles solides pour des fins industrielles et dans des laboratoires moyennement équipés. Il cite les numéros des normes actuellement admises en France, concernant : le prélèvement des échantillons, le calibrage, le taux des cendres, l'humidité, la nature du charbon, le pouvoir calorifique, la fusibilité des cendres, leur analyse chimique, le dosage du soufre, la lavabilité des charbons, le rendement en gaz et en coke, l'altérabilité, la résistivité.

La classification la plus courante repose sur la détermination de l'indice de matières volatiles et l'indice de gonflement. Au moyen de ces deux indices, c'est-à-dire après deux essais simples et rapides, un laboratoire industriel de classe moyenne peut définir grosso-modo les emplois industriels qui peuvent être envisagés pour un charbon.

M. Cassan suggère quelques modifications des normes relatives à la teneur en eau, en oxygène, en soufre. Il termine en plaidant la cause de la normalisation.

P. MAIN-D'ŒUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. **P 11** Fiche n° **12.508**

WILLSON PRODUCTS, Inc. Safety hats. *Chapeau de mineur.* — **Mechanization,** 1955, février, p. 30 (des annonces), 1 fig.

Le nouveau chapeau de sécurité « Super Tough » comporte une coiffe « Geodetic » avec suspension par bandes croisées et ceinture de douze cellules pneumatiques en plastic de vinyl, interposée entre la bande et le chapeau. La fonction de cette ceinture est de résister à un choc latéral et de répartir la pression sur le périmètre de la tête. Ceci est réalisé au moyen de petits orifices entre les différentes cellules. Quand un coup se produit en un point, l'air est chassé dans les cellules voisines qui se gonflent et compriment la tête. Le gonflement des cellules à la pression désirée se fait par une soupape à fermeture automatique. Le chapeau est ainsi très confortable.

IND. **P 1220** Fiche n° **12.764**

X. Accidents at mines. *Accidents dans les mines.* — **Colliery Guardian,** 1955, 14 avril, p. 460.

Relevé des accidents mortels par le Corps des Mines anglais au cours des cinq semaines précédant le 29 janvier 1955 :

1) Traînage à faible pente (4,5 %), galerie de 3,60 m bien éclairée. Un train de trente deux berlines a les cinq dernières déraillées (seule la dernière est chargée de pierres) : en empruntant un dispositif d'autoenraillage, cette dernière berline s'est coincée, son câble s'est brisé et elle a dévalé la pente : accrocheur surpris et écrasé.
2) Dans une couche de 2,55 m (60 cm laissé au toit), un surveillant et un apprenti étaient occupés à ravancer le soutènement. Le manœuvre est tué par la chute d'une pierre au coupement de tête alors qu'il s'efforçait de replacer un étançon (le surveillant aurait dû l'aider).
3) Quatre ouvriers de surface manutentionnaient des cintres métalliques avec une grue Derrick de 3 t. Le manœuvre devant mettre le cliquet d'arrêt a glissé sur le sol, il a été frappé par la manivelle (mauvaise disposition du freinage non automatique).

4) Un manœuvre de culbuteur roulant sur une voie à 25 % de pente a dépassé le point fixé; le culbuteur s'est renversé (il aurait fallu des blocs d'arrêt).

5) Au point de rencontre de deux relais dans un traçage, un boisage insuffisant a provoqué le renversement du soutènement, un éboulement et la mort d'un ouvrier.

6) A l'entrée dans la cage d'un ouvrier repasseur de puits, le machiniste a fait aval avant signal, l'accrocheur aurait dû faire les taquets avant de laisser entrer.

7) Dans une taille arrêtée (couche plate de 1 m), le tir de deux mines au bosseyement a renversé un étançon et permis la chute de pierres d'une cavité adjacente de 3,20 m × 2,40 m × 5,40 m de haut, enterrant le convoyeur de taille : deux répareurs nettoyaient quand une grande pierre se détachant de la cavité est venue atteindre l'un d'eux (boisage provisoire manquant).

8) Ouvrier tombé d'une rame de wagonnets chargés (interdit de monter sur les berlines).

9) Un ajusteur travaillant à un culbuteur automatique par gravité, l'a mis en marche par son propre poids (verrou de sûreté à prévoir).

10) Bosseyeur tué par la chute d'une houille de 1,30 m × 60 × 45 cm, détachée entre un relais et le clivage : il avait déboisé pour l'arracher à la main, n'y parvenant pas il aurait dû reboiser.

11) dans une galerie large et bien éclairée, traînage à faible vitesse (2 km/h). Un manœuvre a tenté de découpler une rame de 99 pleins en marche : il a été renversé et écrasé (attendre l'arrêt).

IND. **P 33** et **P 23** Fiche n° **12. 609**

PACROT et TOROMANOFF. Les applications du TW.I. (Training Within Industry) dans les houillères. — **Revue de l'Industrie Minérale**, 1955, 15 février, p. 289/312.

M. Dooley, observant les contremaîtres chargés de commander les nouveaux ouvriers des fabrications de guerre, fit les constatations suivantes :

a) ces contremaîtres avaient souvent une bonne formation technique mais par contre étaient en général à peu près dépourvus :

b) de formation pédagogique,

c) de connaissance en organisation du travail,

d) de connaissance en conduite des hommes.

Ces lacunes, tout au moins la première et la dernière, se retrouvaient même souvent à des échelons supérieurs : ingénieurs, chefs de service, chefs d'entreprise.

De ces constatations sont nés les trois programmes de base du T.W.I.

Job instructions : art d'instruire ou de donner des instructions,

Job methods : art d'organiser ou d'améliorer les méthodes,

Job relations : art de commander ou de créer et entretenir de bonnes relations.

L'enseignement comporte pour chaque partie cinq leçons de deux heures, il est donné par un instructeur à des groupes de huit à dix élèves; il se déroule sous forme active à partir d'exemples concrets dont l'analyse permet de dégager des règles pratiques. Ce sont ces règles, qu'on appelle improprement des principes, qui sont imprimées sur les petits cartons aide-mémoire que l'on connaît; elles constituent tout ce qu'on peut écrire de valable sur la méthode.

L'article donne des exemples d'application dans les charbonnages de France et, en annexe, des tableaux pratiques.

IND. **P 33** et **B 33** Fiche n° **12.737**

D. THIERSE. Zur Betriebsüberwachung durch die Kostenrechnung unter besonderer Berücksichtigung von Abbaustrecken und Aufhauen. *Au sujet du contrôle des travaux par le calcul des dépenses, spécialement en ce qui concerne les chassages et les montages.* — **Glückauf**, 1955, 9 avril, p. 385/391, 4 fig.

A la suite d'une étude dans une mine de moyenne grandeur de la Ruhr sur les dépenses d'avancement en chassages et en montages en gisement incliné, on a recherché l'influence de l'avancement du rendement et de la mécanisation sur le prix de revient. Le travail s'étend à seize chassages dans cinq couches, septante mois de travail : 1640 m d'avancement en chargement manuel et 500 m en chargement mécanique. La section des galeries est uniforme : 7,90 m² à terre nue, revêtement en cadres dissymétriques Künstler à trois éléments (section utile 6,1 m²). Ventilation par canars, travail effectif de 5 h 1/4 à 5 h 1/2 par poste. Deux tableaux : l'un pour le chargement manuel et l'autre pour le mécanique, fournissent toutes les données et les dépenses.

Pour le chargement manuel, on trouve un prix de revient variant entre 373 et 429 DM/mètres avec 37,20 à 38,80 DM/journée de travail de frais fixes et 329 à 340 DM/mètre de frais proportionnels.

Pour le chargement mécanique, le mètre revient entre 360 et 427 DM/m : frais fixes : 38 à 60,5 DM/jour — frais proportionnels : 325 à 345 DM/mètre (dépenses de ventilation élevées dans les deux cas : 35 à 80 DM/mètre).

L'auteur établit ensuite quelques relations entre coût, rendement et avancement. L'importance de l'accroissement de l'avancement est démontrée par les formules au point de vue économie, indépendamment du bénéfice rendu possible par les grands avancements en taille. L'accélération nécessaire pour payer la mécanisation est exprimée par une formule. Il est montré que la mécanisation n'impose pas nécessairement de plus grands avancements. Les formules sont étendues aux cas des montages. La courbe dépenses-avancement renseigne sur le placement économique du personnel.

Q. ETUDES D'ENSEMBLE.

IND. **Q 1131** Fiche n° **12.125**

R. RINGHAM. Mining developments in the East Midlands. *Evolution minière dans la division Centre-Est (du N.C.B.)* — **Iron and Coal T.R.**, 1955, 4 février, p. 243/245.

Revue des travaux de modernisation dans cette division : spécialement le roulage au fond par Diesel à la mine Rufford avec poussoirs pneumatiques à l'envoyage, nouveau puits en creusement et un autre en avaleresse. A Annesley, mise en service de berlines de 2 t. A Pye Hill, poussoirs pneumatiques à l'envoyage. Creusement de puits également à Bevercotes et New Cotgrave. Dix autres mines sont citées, où des travaux sont en cours. 12.977 m de sondage ont été creusés contre 9.660 en 1953.

Le pourcentage d'extraction chargé mécaniquement dans la division est passé de 14,02 % à 14,62 %, cinquante-cinq à soixante Meco-More A.B. ont été journellement en service.

A Donisthorpe, deux abatteuses continues Joy ont continué à donner de bons résultats en association avec le remblayage pneumatique.

A la fin de l'année, il y avait dix-sept Gloster Getter en service dans cinq mines différentes; le type Mark IV s'est démontré un modèle en progrès. Dix rabots Löbbe ont été installés : deux sont retirés définitivement, un est en réserve, trois à l'essai et quatre en service normal.

La chargeuse Waffler continue à être en service à la couche Piper. Le premier des « trépans » A.B. perfectionné est arrivé en mai à la mine Ormonde et est installé dans la couche Low Main. Un second est installé à Mansfield et d'autres sont attendus. Un « Samson » stripper a produit 94.867 t à Whitwick avec 8 t de rendement et deux autres sont installées à Harworth. Une haveuse chargeuse « Anderton » est installée à Gedling avec de bons résultats. L'abatteuse Dosco pour couche mince donne un rendement de 11,78 t à Rawdon : trois autres vont entrer en service. Les essais avec un Auger continuent à Hucknall, deux autres ont été retirés.

IND. **Q 1131** et **C 41** Fiche n° **12.126**

R. BENNETT et J. HEBBLETHWAITE. Prop-free front faces : experience in the North Staffordshire coalfield. *Tailles à fronts dégagés : essai dans le bassin du North Staffordshire.* — **Iron and Coal T.R.**, 1955, 4 février, p. 261/268, 6 fig.

La plupart des charbonnages du North Staffordshire sont situés en bordure d'un synclinal. La profondeur du bassin au milieu du gisement atteint 1350 m, les failles y sont nombreuses, le grisou exclut souvent le matériel électrique. Dans des conditions favorables, deux charbonnages ont utilisé des haveuses Meco-Moore A.B. avec avantage. Première taille à front dégagé à la mine Chatterley-Whitfield dans la couche Brights (la plus tendre du bassin) pour permettre l'emploi d'un rabot. La couche était cependant trop dure : le rabot a été retiré, le front dégagé a été très apprécié.

Trois autres cas d'emploi sont développés.

I. Mine Sneyd, couche Banbury (ouv. moyenne 1,65 m), pente 14°, taille de 148 m, profondeur 354 m (une couche de 2,50 m située 42 m plus bas a déjà été exploitée). Etançons G.H.H. — bêles métalliques Schlomms de 1 m — épis de remblais de 3,60 m, intervalles de 4,5 m avec 3 piles de bois de 60 × 60 (effondreurs Meco incorporés) — convoyeur semi-blindé de 500 mm — haveuse Cowlishaw-Walker à 1 bras de 1,05 m à 0,60 m de hauteur — câble de sécurité — 2 poussoirs pneumatiques qu'on déplace. Description du cycle, 50 pers. par jour, production : 360 t.

II. Mine Norton, couche Cockshead (ouv. 2,55 m, pierres : 15 à 20 cm), pente 16°, taille de 100 m, profondeur 480 m. Etançons Schwarz — bêles Schlomms de 1 m. Les étançons flambaient (100 sur une semaine), la soudure à la base de pointes formées de bouts de poutrelles de 125 × 105 × 37 cm de long, affûtés, y a remédié. Production 242 t, personnel pour les trois postes : 36 hommes (haveuse et convoyeur serpent).

III. Mine Mossfield, couche Holly Lane (ouv. 1,95 m, pierres : 35 cm), pente 22°, taille de 180 m, profondeur 680 m. Haveuse et convoyeur de même marque que dans le premier cas. Câble de sécurité avec treuil dans l'aérage. Un scraper de chargement spécial dont la vue et les dimensions sont données prend le charbon dans la plus grande partie de la taille et le déverse sur convoyeur. Prod. : 380 t, pers. 63 h.

IND. **Q 1131** Fiche n° **12.599I**

J. PLATT. Reorganisation in the South Wales coalfield. *Réorganisation du bassin Sud du Pays de Galles.* — **Colliery Guardian**, 1955, 3 mars, p. 255/261, 5 fig.

Vue d'ensemble sur la division qui comprend la région la plus anciennement exploitée ayant encore de grandes réserves en charbons de la meilleure qualité du monde. Le plan du National Coal Board y consacre 97 millions de £ sur une période de 15 ans pour arriver à une production de 32 millions de t/an en 1961-1965 (dont 9 d'anthracite), en 1913 on y avait produit 56,8 millions de t (Cardiff seul avait exporté 10,5 millions de t).

Situation : le gisement s'étend d'est en ouest entre Newport (plus exactement Pontypool) et la baie de Carmarthen, avec une coupe N-S en forme de bassin, pendage 10° au N et 40° au S. Le centre est moyennement plat avec quelques larges ondulations parmi lesquelles l'anticlinal de Pontypridd-Maesteg est le principal. L'épaisseur du faisceau varie de 225 m à l'est à 900 m à l'ouest. Les vallées sont successivement d'W à E : Gwendraeth, *Amman*, Swansea, Dulais, *Neath-Glamorgan*, *Rhondda*, Aberdare — Rhymney et *Monmouthshire*.

Les réserves s'élèvent à 9,5 milliards de t. La teneur en matières volatiles varie progressivement des bitumineux au S-E aux anthracites dans le N-W. L'échelle des couches inférieures est donnée. Les

méthodes d'exploitation ont évolué; en 1953 : 93,2 % étaient pris en longwall et 89,7 % évacués par convoyeur, 18 haveuses chargeuses et 37 remblayeuses étaient en service.

Des détails sont donnés sur les caractéristiques des sept circonscriptions (1 à 6 et 9). Les principaux sièges à conserver ou à créer sont localisés sur la carte.

IND. Q 1131 Fiche n° **12.599II**

J. PLATT. Reorganisation in the South Wales coalfield. *Réorganisation du bassin Sud du Pays de Galles.* — **Colliery Guardian,** 1955, 24 mars, p. 349/353, 4 fig.

L'auteur passe à l'étude des projets en voie de réalisation dans le premier district. Le plus important est le nouveau siège de Cynheidre (24 km au N-W de Swansea), dans la région des anthracites. On prévoit une extraction brute de 5000 t/jour (net 4000 t vendables).

Le fonçage est commencé depuis février 1954, le régime à pleine production est prévu pour 1966 : rendement 6 t, personnel 2816 hommes. On creuse deux puits nouveaux, le n° 1 d'entrée d'air a 7,20 m de Ø et le n° 2 de retour a 6 m, profondeur 720 m; un 3e de 5,40 m (de l'ancienne mine Great Mountain) sera avallé de 542 à 684 m; il servira à la ventilation, au service du personnel et surtout à l'extraction pendant la préparation. Les trois niveaux seront à 345, 435 et 525 m de profondeur. Vue du projet en projection cavalière. Berlines de 1500 l avec locomotives. Ventilation : on table sur un dégagement de grisou de 28 m³/tonne de charbon extraite. Il faut 350 m³ d'air/sec pour ramener la teneur à 0,7 %. Ventilateurs aspirants de 200 à 290 mm de dépression, respectivement aux puits 2 et 3. Extraction au puits 1 par deux machines à poulies Koepe, quatre câbles sur tour. Simple cage et contrepoids — trois paliers par cage à quatre berlines (24 berlines en tout dans le puits).

A la surface, lavoir Chance pour le 0/200 mm (400 t/h, deux postes), flottation pour les —2 mm (épuration des eaux par filtre à vide). Courant reçu à 33.000 V et transformé en 6.600 V (basse tension : 550 et 240 V pour l'éclairage).

Détails sur le fonçage des puits : entrepreneur allemand, 180 ouvriers — grappin poulpe à air comprimé — ventilateur de 5 m³/sec — canars de 750 et 500 mm (ceux-ci sur 30 m coulissant pour le tir). Bétonnage à partir de la surface (tuyaux de 125 mm). Avancement 54 m/mois en moyenne.

Autres projets : Brinlliw, Morlais, Pentremawr, Craig Merthyr et Mountain.

IND. Q 1131 Fiche n° **12.599III**

J. PLATT. Reorganisation in the South Wales coalfield. *Réorganisation du bassin Sud du Pays de Galles.* — **Colliery Guardian,** 1955, 14 avril, p. 445/451.

9e District (Neath) — Projet principal Abernant, débuté en mai 1953. On fonce deux puits de 7,20 m à la profondeur de 800 m. Production prévue : 3000 t nettes/jour, extraites de six couches (puissance totale moyenne : 5,57 m). Réserves brutes (jusqu'à 1100 m) : 167 millions de t. On compte utiliser 2000 ouvriers en 1962, avec un rendement minimum de 1500 kg. Pente régulière au sud de 1/6 à 1/12 — limites d'exploitation — extraction à deux niveaux : 615 et 705 m. Bouveaux N avec recoupes E-W espacées de 800 m environ, tailles de 90 m avec 400 m de panneau. Des puits intérieurs espacés de 270 m ramèneront les produits au niveau de roulage. Durée prévue d'un panneau : 18 mois. Mécanisation aussi complète que possible du chantier, remblayage pneumatique où ce sera nécessaire. Etage futur à 795 m (et quelques stots à 435 et 525). Transport par locos et berlines de 1500 l. Ventilation (grisou) : 330 m³ d'air/sec., 200 à 300 mm de dépression.

Captage du grisou : on compte sur 30 m³ de méthane/minute à 96 %.

Dans les puits — Entrée d'air : deux machines de 2000 HP (Ward-Léonard), accouplement flexible, simple réduction, multicâbles, sur tour ou au sol près du puits. Capacité : 4500 t/13 heures. Contrôle automatique par bouton-poussoir à partir de la recette ou des envoyages sans machiniste. Commande manuelle de secours près du puits. Cages à deux étages à trois berlines (9 t), poids de cage : 10 t, contrepoids 19 t. Puits de retour d'air : service du personnel et du matériel : machine d'extraction sur tour avec contrepoids. Circuit des berlines à la surface aussi réduit que possible avec quatre culbuteurs, triage-lavoir 350 t/h — six compresseurs 700 m³/min (peut-être méthane-mazout).

Courant 10 à 15 M.V.A. à 33.000 V. Réservoir de décantation des eaux : 11.000 m³ — Travaux aux autres sièges.

2e District : réorganisation à Glyncarrwg : nouvel envoyage, nouveau lavoir.

IND. Q 1140 Fiche n° **12.714**

G. FETTWEIS. Ueber die Lagerstättenausnutzung im Ruhrbergbau. *Degré d'utilisation des gisements dans les mines de la Ruhr.* — **Glückauf,** 1955, 26 mars, p. 346/352, 10 fig.

Extrait de la thèse de l'auteur (Aix-la-Chapelle, 1953) (Voir fiche n° 10.261/A 2543).

Degré d'utilisation : rapport de la quantité de houille extraite à la quantité de houille en couches exploitables, par m² de surface de la mine et 100 m de tranche d'épaisseur. Etude de ce rapport pour soixante et une mines de la Ruhr, globalement et en considérant séparément les sortes de charbon; répartition des valeurs de ce rapport en fonction du tonnage reconnu; courbes de fréquence des tonnages spécifiques extrait et reconnu et du degré d'utilisation pour l'ensemble et pour les sortes de charbon séparément (en distinguant pour les gras le N et le S du bassin).

Etude statistique des facteurs possibles : volume spécifique reconnu, puissance moyenne et pendage moyen des couches, fréquence des failles et accidents géologiques caractérisée par l'intervalle moyen entre accidents, profondeur de l'exploitation, surface exploitée par la mine; commentaire des graphiques

donnant la valeur du degré d'exploitation en fonction de ces facteurs.

(Résumé Cerchar Paris)

IND. Q 5 Fiche n° **12.586**

H. BURCKHARDT. Die Auswirkungen der Montan-Union auf die Kohlenwirtschaft Westeuropas. *L'influence de la C.E.C.A. sur l'économie charbonnière de l'Europe occidentale.* — **Glückauf,** 1955, 25 février, p. 245/249.

Le but final du plan Schuman est de nature politique. La formation d'un marché commun doit être le premier pas vers une intégration économique des six états et celle-ci doit faciliter une intégration politique en vue d'une organisation fédérative européenne. A ce point de vue, les six derniers mois ont enregistré un certain recul. Considéré en lui-même, le plan vise à interdire : 1) les droits de douane ou d'octroi dans les six états ainsi que les contingentements; 2) les pratiques discriminatoires envers certains producteurs, vendeurs ou utilisateurs et autres pratiques empêchant l'acheteur de choisir librement son vendeur; 3) l'octroi de subventions étatiques aussi bien que de surimpositions; 4) les pratiques restrictives qui aboutissent à une division ou une exploitation du marché.

D'une façon générale, on n'est pas encore arrivé à une application intégrale du plan mais déjà la statistique montre un accroissement des échanges et un raccourcissement des transports. La perspective de concurrence par les combustibles étrangers et autres sources d'énergie pose des problèmes ardus. A cela et quelques autres détails près, on peut regarder ces deux années avec satisfaction.

Jusqu'à quel point l'intégration européenne sera atteinte est en partie indépendant de notre volonté.

R. RECHERCHES - DOCUMENTATION

IND. R 22 Fiche n° **12.147**

INICHAR. Exposition internationale technique et industrielle de Charleroi - 18 septembre au 3 octobre 1954. — **Annales des Mines de Belgique,** 1955, janvier, p. 42/48.

Industries représentées : mine - sidérurgie - construction mécanique - électricité - verreries - industries chimiques - céramique - production d'énergie.

Réalisations dans le domaine minier :

Association Charbonnière du bassin de Charleroi et de la Basse-Sambre : stand de la mine modèle.

S.A. des Charbonnages de Monceau-Fontaine : galerie de mine avec captage de grisou.

Liste des principaux constructeurs représentés avec description du matériel.

Bibliographie

CARTE GEOGRAPHIQUE. — Les limites de concession des mines de charbon dans le bassin Rhéno-Westphalien.

Edition Glückauf G.m.b.H., Essen 1954. Carte en 8 couleurs de 70 x 127 cm, avec légende explicative — Prix : 8 D.M. Impression lavable avec dispositif de suspension : 15 D.M.

La carte bien connue que les Editions Glückauf font paraître depuis des dizaines d'années reproduit la distribution des concessions des diverses sociétés minières rhéno-westphaliennes d'après la nouvelle organisation minière. Par une utilisation convenable de diverses couleurs et groupes de couleurs, on a fait ressortir les relations entre les différentes sociétés, les distinctions entre les sociétés privées et les mines de l'Etat allemand, les groupements de sociétés et les sociétés étrangères.

Concernant la localisation des concessions, on s'est particulièrement attaché à une situation précise des divers puits de la région rhéno-westphalienne, y compris celle des puits actuellement arrêtés ou servant à d'autres usages. La carte renseigne spécialement les puits d'extraction en vue de leur localisation précise.

Sur ladite carte figurent les autoroutes et les voies de chemin de fer, ainsi que les limites d'états et de provinces. On a cependant renoncé à la représentation du réseau des routes et des régions habitées. A ce point de vue, la carte est complétée par l'indicateur routier du bassin rhéno-westphalien publié par les mêmes éditions et qui est, au premier chef, conçu comme un indicateur de voyage.

ZILVEREN - JUBILEUMBOEK VAN DE KONINKLIJKE VLAAMSE INGENIEURSVERENIGING.

(Livre du Jubilé d'argent de la Société Royale des Ingénieurs Flamands).

Formaat 22 x 28 cm, 700 bladzijden, 85 technische artikels, 822 figuren. In linnen band met goudopdruk. Pris : 1000 F.

Van 14 t/m 19 Juni 1954 vierde de Koninklijke Vlaamse Ingenieursvereniging, v.z.w. haar vijfentwintig jarig bestaan door het inrichten van een Internationaal Technisch-Economisch Congres.

De plechtige academische openingszitting in de Koninklijke Vlaamse Opera te Antwerpen werd vereerd door de aanwezigheid van Z.M. de Koning.

Naar aanleiding van dit Congres geeft de V.I.V. een Zilveren-Jubileumboek uit, waarvan de kenmerken de volgende zijn :

Indeling : A. Algemeen gedeelte — B. Haventechniek : a) havenwerken ; b) havenwerktuigen ; c) behandeling en bewaring van aan bederf onderhevige producten van dierlijke en plantaardige oorsprong; d) veiligheid in de havens; e) petroleumvervoer — C. Energie — D. Industrie — E. Documentatie door publiciteit.

In het inleidend artikel wordt een kort overzicht gegeven van de lustrumviering en van het congres (23 bladzijden). De overige 675 bladzijden worden ingenomen door de 85 studies, artikels en mededelingen geschreven door Amerikanen, Belgen, Duitsers, Engelsen, Fransen, Italianen en Nederlanders. Elke studie is voorafgegaan door een korte inhoud in het Nederlands, het Frans, het Duits en het Engels. De bijdragen zijn gepubliceerd in de oorspronkelijke talen : Nederlands, Frans, Duits of Engels. Het is een waardevol boek, inhoudende zeer recente documentatie van algemene aard. Over het algemeen zijn de artikels beschrijvend, waarbij zware berekeningen zijn achterwege gelaten.

Vóór vijf jaar gaf de V.I.V. het Jubileumboek « Haventechniek » uit, dat ten zeerste indruk heeft gemaakt en over de gehele wereld werd verspreid. Welnu, het Zilveren-Jubileumboek, dat haast dubbel in omvang is, zal ongetwijfeld ook zijn weg maken.

Door deze nieuwe uitgave zorgt de Koninklijke Vlaamse Ingenieursvereniging er voor haar prestige in de hand te werken en tevens de goede faam van de Belgische ingenieurs in het algemeen buiten de grenzen te dienen.

FRITZ LANGE. — Lutte contre la silicose, travaux de recherche (Bekämpfung der silicose, Forschungsarbeiten).

126 pages, format 18 x 24, nombreuses figures et tableaux. Essen 1955, Edition Glückauf. Prix : 12 D.M.

Le Bergassesseur-Directeur des mines, F. Lange, Président du conseil de la Société des Charbonnages Hanovre-Hannibal, qui s'est acquis une grande notoriété dans les recherches et la lutte contre la silicose, fait apparaître dans ce livre un tableau synthétique remarquable de l'ensemble des travaux de recherches et connaissances les plus récents dans ce domaine, qu'il a lui-même rassemblés. Le texte

comporte une étude fondamentale très étendue du bergassesseur Lange et des contributions spécialisées respectivement du Dr. H. Cauer (travaux de recherches dans le domaine de la technique des aérosols à la station de recherche Hannibal), du Dr. H.W. Schlipköter (connaissances nouvelles résultant des recherches de l'Institut pour l'Hygiène et la Microbiologie de Düsseldorf), du Dr. W. Klosterkötter (sur la question des matières protectrices contre la silicose) et du physicien diplômé H. Steiger (sur la physique des aérosols).

La forme personnelle des communications et l'intérêt des exposés animés des spécialistes distingués entraînent la conviction du monde, spécialement intéressé, des directeurs des travaux, médecins et savants, ainsi qu'une meilleure compréhension des difficultés extraordinaires de la définition des problèmes aussi bien que du sérieux et de l'application avec lesquels on s'est attaché à la solution du problème des poussières.

Le sujet principal concerne le côté pratique de la lutte contre la silicose. Cependant les aspects économique et social du problème n'ont pas été négligés. On appréciera spécialement l'aperçu que l'auteur donne, au moyen de nombreux tableaux, sur les diverses mesures prises dans les mines pour combattre la silicose.

L. DAUTREBANDE, D. CARTRY, J. VAN KERKOM A. CEREGHETTI. — Essai de prévention de la silicose. Union Minière du Haut-Katanga, 1954.

A l'initiative et sous les auspices de l'Union Minière du Haut-Katanga, les auteurs de ce travail de première importance pour la lutte contre les poussières, se sont efforcés de mettre au point un plan de prévention de la silicose.

Après avoir mis en évidence le danger des fines particules de silice, notamment en milieu souterrain, ils rappellent que les poussières microniques et submicroniques (d'un diamètre inférieur à 0,2 micron) résistent souvent aux moyens jusqu'ici mis en œuvre pour réduire leur concentration aérienne et qu'elles sont une des causes principales de la silicose.

Tous les pathologistes sont d'accord pour dire que c'est dans la profondeur pulmonaire que prennent naissance les lésions silicotiques ; tous les physiologistes sont aussi d'accord pour dire que dans la profondeur des poumons, les mouvements de l'air sont faibles ou même nuls (selon les régions) et que les échanges s'y font principalement par diffusion ; en conséquence il faut s'attendre à voir pénétrer préférentiellement dans les sacs alvéolaires (et surtout dans les alvéoles qui bordent ceux-ci) les particules des poussières pouvant y accéder par un *phénomène de diffusion*, c'est-à-dire les plus ténues.

A la vérité, contre les poussières microniques, submicroniques et submicroscopiques, nos moyens de lutte sont très limités.

Puisqu'elles traversent l'eau, qu'elles traversent les manches de filtration, qu'elles ne sont guère arrêtées par les cyclones, qu'en atmosphère mobile elles résistent aux forces de sédimentation, il ne reste que deux moyens de les combattre.

Ou bien leur *dilution par une ventilation extrêmement poussée* ou bien l'augmentation artificielle de leur taille.

La dilution par l'amélioration de la ventilation ne serait pas la solution rêvée.

Il faut en effet noter qu'en atmosphère turbulente les poussières ténues n'obéissent pas aux lois de la sédimentation, qu'elles se mobilisent avec le moindre mouvement de l'air, qu'elles sont aisément remises en suspension, qu'elles traversent l'eau des perforatrices, qu'elles pénètrent automatiquement dans la profondeur où elles sont retenues dans les tissus pulmonaires où elles engendrent les phénomènes pathologiques des pneumoconioses.

Considérant d'autre part que l'action des ingénieurs des mines a été, il faut le reconnaître, féconde dans la lutte contre les grosses poussières qui sédimentent rapidement, qui sont arrêtées par les manches de filtration, les cyclones et les barrières d'eau ; qu'enfin du point de vue biologique ces grosses poussières sont presque toujours arrêtées dans les voies respiratoires supérieures et jouent ainsi un rôle très secondaire dans la genèse de la silicose, les auteurs se sont très judicieusement orientés vers le second moyen de combattre l'action nocive des poussières ténues, à savoir « *augmenter artificiellement la taille de ces poussières ténues* ».

Pour augmenter la taille des particules, deux méthodes ont été jusqu'ici envisagées.

— *La première* consiste à faire entrer les fines poussières en collision les unes avec les autres.

— *La seconde* à enrichir l'aérosol poussiéreux d'un aérosol additionnel *mais inoffensif*.

C'est à l'application pratique de cette seconde méthode que M. Dautrebande et ses collaborateurs se sont attachés.

Après un exposé sommaire des bases théoriques de la méthode d'agglutination des poussières par les aérosols salins, les auteurs, par une présentation élégante et suggestive de coupes microscopiques et de graphiques, rencontrent les objections qui ont été faites à ce moyen de dépoussiérage des chantiers.

Après avoir résumé les conclusions de l'expérimentation en laboratoire, ils font la critique des techniques servant à l'appréciation des phénomènes d'agglutination aérienne.

Les études techniques qui ont précédé les *premiers essais d'aérosolation agglutinante dans une mine métallique* sont rapportés d'une façon très attrayante.

La description des installations souterraines de dispersion continue d'aérosols, l'exposé des méthodes de contrôle en vigueur sont brossés dans un style très réaliste.

Les essais expérimentaux et pratiques poursuivis avec ténacité dans les chantiers de l'Union Minière du Haut-Katanga apportent ainsi une contribution très importante à la lutte contre les poussières et une aide précieuse à tous ceux que préoccupe légitimement la grave question des maladies à poussières, et spécialement de la silicose.

THE MINING JOURNAL. — Revue annuelle 15 mai 1955 (Annual review 1955).

Ed. The Mining Journal Ltd. 15, Wilson Street, Moorgate, London E.C.2. - 300 p - format 22 x 30. Prix : 7 £ 6 d.

La nouvelle édition de cette revue se pose comme but de résumer les événements de l'industrie des mines dans le monde au cours de l'année 1954 avec leurs aspects économiques et techniques. Elle comporte une centaine d'articles concernant les principales branches suivantes :

Progrès techniques dans l'industrie des mines : avec des articles distincts par des personnes autorisées, traitant des récents développements dans : la prospection des minéraux - l'exploitation des minerais - l'exploitation du charbon - la préparation des minérais - les procédés métallurgiques d'extraction.

Revue économique des métaux : comprenant quelque vingt-cinq articles dans les groupes suivants :

Les métaux précieux : or, argent, groupe du platine.

Les principaux métaux: cuivre, étain, plomb, zinc.

Rôle de la bourse des métaux de Londres.

Les métaux légers : aluminium, magnésium, titane.

Les métaux ferreux et du groupe du fer : fer et acier, fer blanc, cadmium, chrôme, manganèse, molybdène, nickel, tungstène, vanadium.

Les métaux nucléaires : beryllium, cobalt, columbium, lithium, tantale, thorium, titane, uranium.

Les minéraux combustibles : charbon, pétrole.

Les substances diverses : asbeste, diamants.

Revue de l'industrie des mines par régions : environ trente articles documentent sur les progrès de l'industrie des mines dans pratiquement tous les gisements importants du monde entier.

En Afrique : Afrique du Sud, Rhodésie, Est-africain (Tanganyika, Kénia, Uganda), Congo belge, Ouest africain anglais (Nigéria, Côte d'Or, Sierra Leone), Afrique Equatoriale et Occidentale Française.

En Amérique : les Etats-Unis, Canda, Mexique, les Antilles, Brésil, Pérou, Chili, Bolivie.

En Australie et Extrême-Orient : Australie, Nouvelle Zélande, Philippines, Japon, Malaisie, Indonésie, Inde, Pakistan.

En Europe et Proche-Orient : Grande-Bretagne, Allemagne, France, Italie, Suède, Norvège, Espagne, Portugal, Yougoslavie, Turquie, Chypre.

Finance minière : On y trouve deux articles : l'un traitant de l'activité des organismes financiers étatiques et para-étatiques depuis la guerre, en ce qui concerne le développement des mines de Grande-Bretagne et du Commonwealth ; l'autre passe en revue le marché des titres de mine au cours de l'année écoulée.

Rapport sur l'activité de plus de cent compagnies minières du Commonwealth anglais.

On y traite en particulier des intérêts des principaux groupes anglo-américains et internationaux.

Cette abondante documentation, basée sur les documents officiels les plus récents et les rapports particuliers des correspondants locaux, rendra de grands services aux ingénieurs et aux économistes.

COMPTOIR BELGE DES CHARBONS. — L'industrie charbonnière en 1954.

71 p — format 22 x 28 — avec une carte d'ensemble des concessions minières exploitées en 1954 par les sociétés affiliées et de nombreux diagrammes et tableaux statistiques.

La première partie traite de l'industrie charbonnière belge, en particulier : l'année 1954 a été l'une des plus difficiles qu'ait connues l'industrie houillère belge ; d'une façon générale, il a fallu attendre le début du quatrième trimestre avant de voir s'améliorer d'une façon sensible la situation de nos charbonnages.

Données statistiques avec commentaires sur : la production — les consommations propres et fournitures au personnel des mines — les livraisons à la clientèle intérieure — les exportations — les importations — les stocks — la consommation intérieure apparente — les prix et salaires — l'application des techniques modernes au conditionnement des produits — mesures prises en vue de développer l'utilisation rationnelle des charbons — mesures pour le développement de la consommation des produits secondaires — conclusion.

La deuxième partie est relative à l'industrie charbonnière de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier. Grâce aux chiffres relevés dans les diverses publications de la Haute Autorité : Bulletin statistique, Informations statistiques, Rapport mensuel, le lecteur est mis en présence d'éléments et d'ordres de grandeur de valeurs, qui lui permettront de situer l'industrie charbonnière belge dans le cadre plus vaste du marché commun. Il est successivement traité de : la production, — les échanges à l'intérieur de la Communauté — les importations en provenance des pays tiers — les exportations vers ces pays — les stocks — la consommation. La conclusion qui résulte de ces chiffres est indiquée.

BUREAU OF MINES. — Annuaire des minerais (Minerals Yearbook).

Relié toile — 1694 pages. Ed. Superintendant of Documents, U. S. Government Printing Office, Washington 25, D.C. — Prix : 5,25 dollars.

Il est signalé au lecteur dans la préface que le but de cet ouvrage est de fournir un guide commode et suffisamment complet de l'ensemble des activités minières des Etats-Unis de l'année sous revue. Ce n'est pas une source de statistiques rapidement ébauchées par le Bureau of Mines ; de telles publications peuvent s'obtenir par chapitres séparés au service de vente du Bureau of Mines, 4800, Forbes Street, Pittsburgh 13, Pa.

La première source de documentation du présent ouvrage est constituée par des questionnaires remplis

par les producteurs et les utilisateurs. D'autres sources d'information proviennent de la presse financière, des associations professionnelles, des journaux scientifique, des organisations internationales et des agences gouvernementales. Le Bureau of Mines dispose en outre de correspondants judicieusement choisis dans les différents états. Les statisticiens et les vérificateurs du Bureau of Mines qui ont collaboré à la rédaction de l'ouvrage sont cités.

La première partie (110 pages) passe en revue les principaux événements qui conditionnent l'aspect technique de l'année 1951 analysée. Ainsi que le note d'ailleurs, dans un avant-propos, le Directeur du Bureau of Mines, M. J. J. Forbes, 1951 est, pour les Etats-Unis, une année d'activité générale accélérée, spécialement dans les industries minérales intéressées par les matières stratégiques pour la guerre de Corée : de nouveaux records sont réalisés dans la consommation et les importations de minerais, de pétrole et de charbon bitumineux. Des tableaux condensés sont donnés et commentés sur la production, consommation et stocks, taxes et investissements, salaires, dépenses, frais de transport, commerce avec l'étranger, législation de défense économique, progrès techniques, revue mondiale. Trois autres articles donnent successivement des tableaux résumés sur la production des minerais, traitent de l'emploi et des accidents dans les industries minérales, de la comparaison des diverses sources d'énergie au point de vue production, consommation et commerce.

La seconde partie (1275 pp.) reprend un à un les différents minerais et matériaux et fournit pour chacun toutes les données relatives à la production et à la consommation aux Etats-Unis et dans le monde entier. La section du charbon comporte à elle seule 142 pages.

La troisième partie regroupe les données par état et la quatrième concerne les différents pays des divers continents.

L'ouvagre se termine par un index alphabétique très complet.

L'annuaire des minerais est certainement ce qu'il y a de plus complet sur l'industrie des mines aux Etats-Unis.

Communiqués

BANDES TRANSPORTEUSES EN CAOUTCHOUC

L'Institut Belge de Normalisation soumet à l'enquête publique jusqu'au 31 août 1955, le projet de norme belge suivant :

NBN 391. — Bandes transporteuses en caoutchouc pour produits non acides ou dont la température ne dépasse pas 90° C. (A 4, 2 × 17 p., 2 tableaux, 2 figures).

Le projet de norme s'applique aux bandes transporteuses pour produits non acides ou dont la température ne dépasse pas 90° C.

Il comprend :

— un tableau des spécifications auxquelles doivent répondre les bandes;
— un chapitre sur le prélèvement des échantillons;
— l'exposé des méthodes d'essai suivantes : traction sur revêtement - traction sur l'âme en textiles - adhérence entre plis et entre revêtement et plis - vieillissement.

Le projet NBN 391, qui est bilingue peut être obtenu au prix de 25 F, franco de port, contre paiement préalable au compte postal 633.10 de l'Institut Belge de Normalisation. Le montant de la commande devra comprendre la taxe de transmission si celle-ci est due.

Sur demande, les membres adhérents de l'IBN reçoivent le projet gratuitement.

Les observations et suggestions seront reçues avec intérêt jusqu'à la date de clôture de l'enquête fixée au 31 août 1955. On est prié de les adresser en double exemplaire, si possible,, à l'IBN, Service des Enquêtes, avenue de la Brabançonne, 29, Bruxelles 4.

CHAUFFAGE CENTRAL, VENTILATION ET CONDITIONNEMENT D'AIR.

L'Institut Belge de Normalisation vient de publier la norme belge suivante :

NBN 317. Chauffage central, ventilation et conditionnement d'air. Méthode d'essai pour la détermination de l'émission calorifique des aérothermes, alimentés en vapeur. (Format A 4, 23 p., 7 tabl., 5 fig.).

Cette norme a été préparée par la Commission de l'Association Technique du Chauffage, de la Ventilation et des Industries Connexes (ATIC), constituée d'accord avec l'IBN et chargée de la normalisation des méthodes d'essai des corps de chauffe.

L'objectif des méthodes décrites dans NBN 317 est la détermination de l'émission calorifique de l'appareil, en fonction des caractéristiques du fluide chauffant (vapeur) à l'entrée et à la sortie de l'aérotherme et des conditions d'entrée de l'air à chauffer.

Comme NBN 236. — Méthode d'essai pour la détermination de l'émission calorifique des radiateurs — la Commission a subdivisé NBN 317 en une série de chapitres contenant notamment : le principe de la méthode, l'unité avec laquelle le résultat est exprimé, la description de l'installation d'essai, l'énumération des appareils de mesures et leur précision, les conditions à réaliser en vue de l'exécution de l'essai, la description des différentes épreuves constituant l'essai, les formules pour le calcul des résultats d'essai, la précision de la méthode et les indications à introduire dans le procès-verbal d'essai.

NBN 317 (qui est bilingue) peut être obtenue au prix de 40 F, franco de port, contre payement préalable au compte postal n° 633.10 de l'Institut Belge de Normalisation, avenue de la Brabançonne, 29, Bruxelles 4.

Le montant de la commande devra comprendre la taxe de transmission si celle-ci est due. Toutefois, les membres adhérents sont priés de payer après réception.

CENTRALE VERWARMING, LUCHTVERWARMING EN KLIMAATREGELING.

Het Belgisch Instituut voor Normalisatie publiceerde zopas de volgende Belgische norm :

NBN 317. Centrale verwarming, luchtverversing en klimaatregeling. Beproevingsmethode voor de bepaling van de warmteafgifte van luchtverhitters, gevoed met stoom (Formaat A 4, 23 blz., 7 tabellen, 5 fig.).

Deze norm werd voorbereid door de Commissie van de Technische Vereniging der Verwarmings- en Verluchtingsnijverheid en Bijhorende Vertakkingen (ATIC), opgericht in akkoord met het BIN en gelast met de normalisatie van de beproevingsmethoden voor verwarmingslichamen.

In NBN 317 treft men de methodes aan voor de bepaling van de warmte-afgifte van het toestel, in functie van de kenmerken van het verwarmend fluidum (stoom) bij de intree en de uittree van de luchtverhitter en van de intreevoorwaarden van de te verwarmen lucht.

Evenals NBN 236 — Beproevingsmethode voor de bepaling van de warmte-afgifte van radiatoren — NBN 317 ingedeeld in een reeks hoofdstukken welke o.a. bevatten : het principe van de methode, de eenheid waarmee het resultaat moet worden uitgedrukt, de beschrijving van de proefinstallaties, de opsomming van de meettoestellen en hun nauwkeurigheid, de voorwaarden waarin de beproeving moet geschieden, de beschrijving van de verschillende proeven, de formulen voor de berekening van de beproevingsresultaten, de nauwkeurigheid van de methode en de inlichtingen die in het beproevingsverslag moeten worden ingelast.

NBN 317 (welke tweetalig is) is verkrijgbaar aan de prijs van 40 F, portvrij, tegen voorafgaande storting op postrekening 633.10 van het Belgisch Instituut voor Normalisatie.

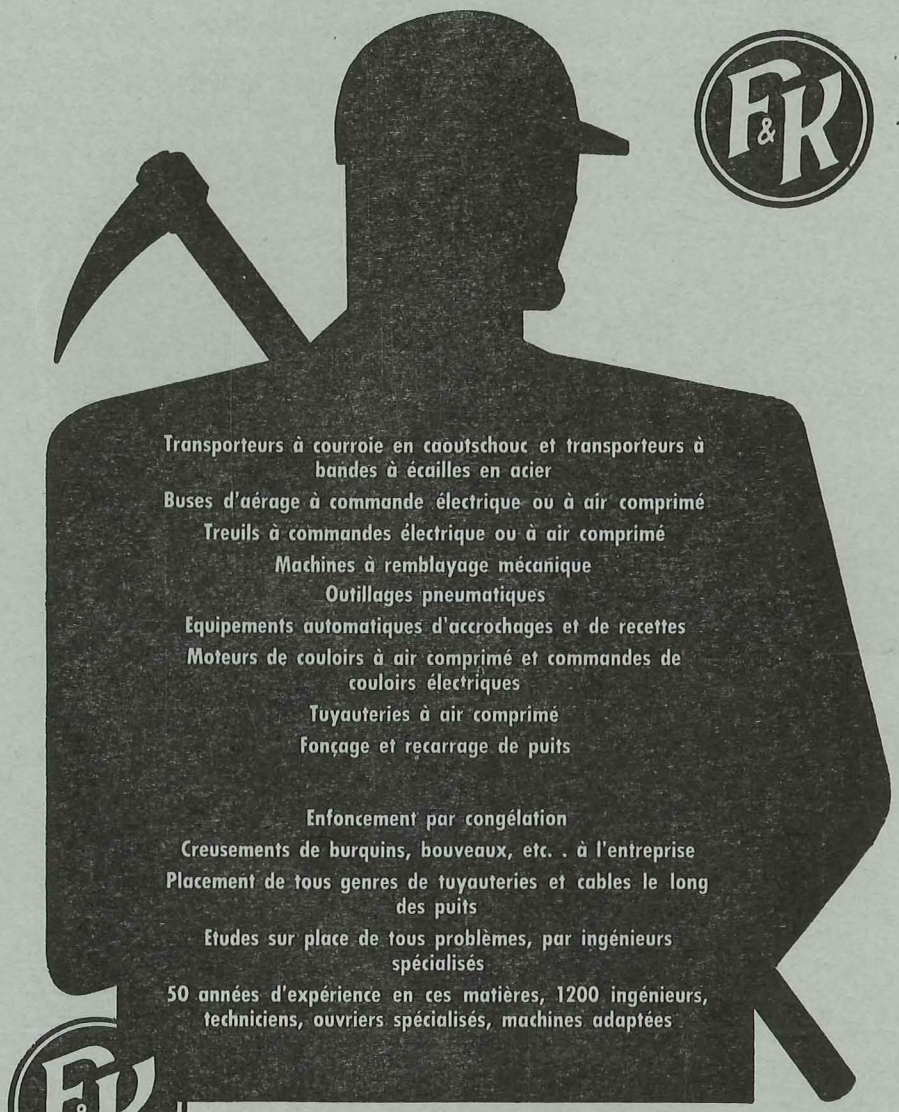
Het bedrag van de bestelling moet de overdrachttaxe bevatten indien deze verschuldigd is. De buitengewone leden worden echter verzocht na ontvangst te betalen.

CONGRES INTERNATIONAL DE LA PREPARATION DES MINERAIS - 1955.

Le compte rendu en langue allemande du Congrès International des Minerais, tenu à Goslar du 8 au 11 mai 1955, contenant le texte de toutes les communications et des discussions sera publié au mois de septembre 1955.

Le volume comportera 200 pages de texte et 140 figures et croquis. Le prix est fixé à 25 D.M. pour les inscriptions reçues avant le 15 août 1955 et à 30 D.M. après cette date.

Il faut adresser les commandes à : Dr. Riederer-Verlag, G.m.b.H., Stuttgart.



F&K

Frölich & Klüpfel

Ateliers de Constructions et Entreprise de Fonçage et Travaux Miniers

SIÈGE SOCIAL: **WUPPERTAL-BARMEN**
DÉPARTEMENT FONÇAGE DE PUITS ET TRAVAUX MINIERS: **ESSEN,** Haus der Technik

Agent Général pour la Belgique:

PAUL PLANCQ

33, rue Sylvain Guyaux
LA LOUVIERE - Tél. 234.73

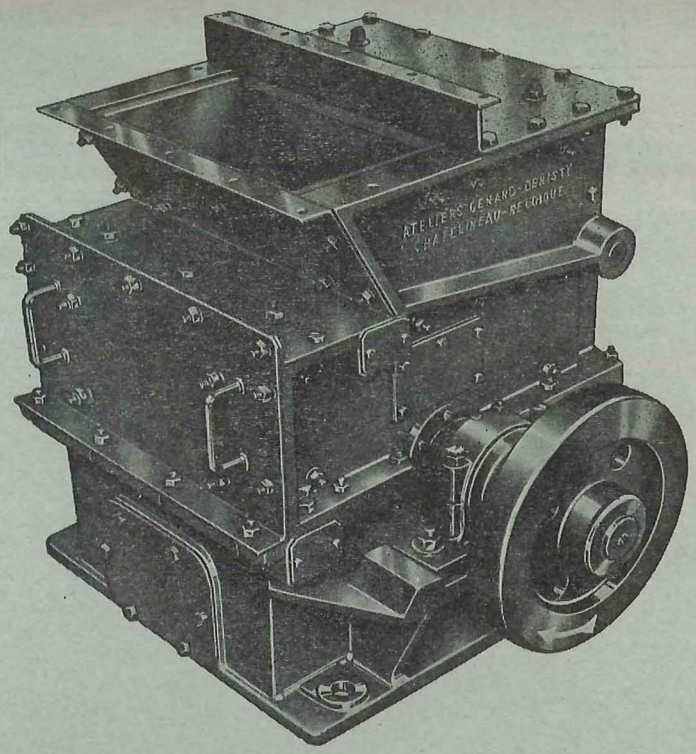
INSTALLATIONS
COMPLETES
DE

BROYAGE

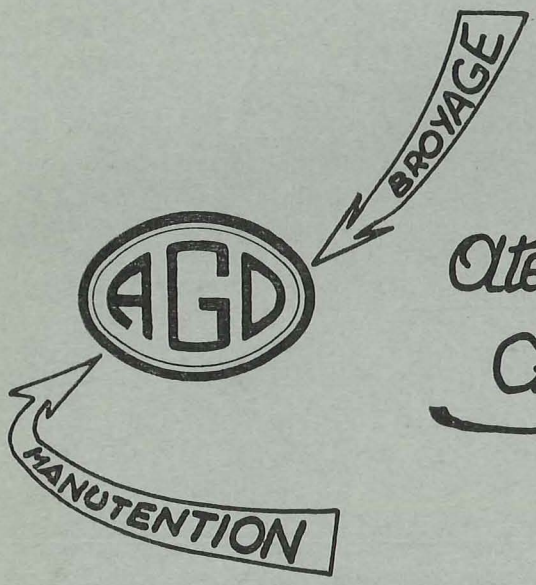
ET

CONCASSAGE

DE TOUS PRODUITS
POUR
TOUTES INDUSTRIES

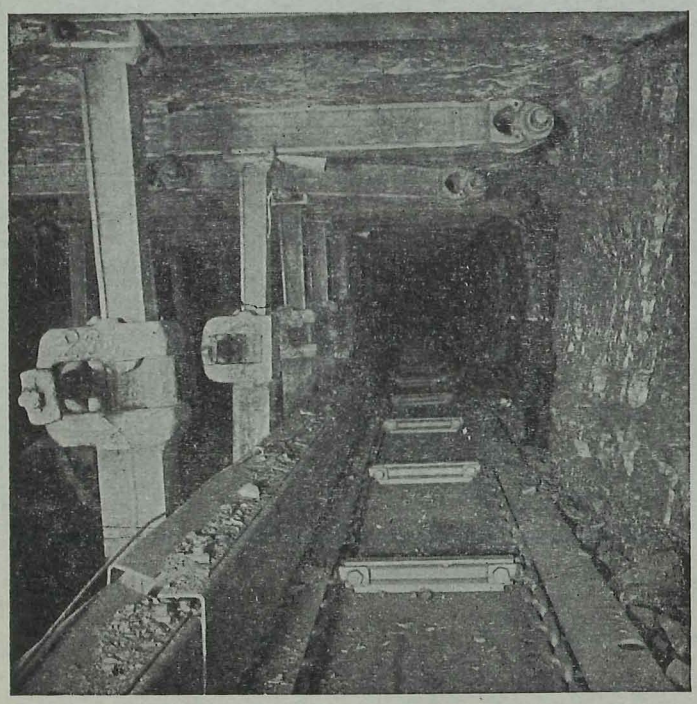


Broyeur à marteaux.



Ateliers Genard-Denisty
Châtelineau (Belgique)

Tél. 38.01.40 - 38.00.41 CHARLEROI -



Transporteur blindé à raclettes (Panzer).

APPAREILS
POUR
MINES ET CARRIERES

TOUTE LA MECANISATION
DU FOND ET DE LA SURFACE

SPECIALITE DE TRANSPORTEURS
A COURROIE DE TRES GRANDE LONGUEUR
ET A FORT DEBIT
POUR LA SURFACE ET LE FOND

TOUS LES APPAREILS
DE
MANUTENTION MECANIQUE

Imprimerie R. LOUIS, S.p.r.l., 37-39, rue Borrens, Bruxelles.