P 3770

ADMINISTRATION DES MINES - BESTUUR VAN HET MIJNWEZEN

MARS 1956 — Bimestriel — Tweemaandelijks — MAART 1956

SERVICE GÉOLOGIQUE DE BELGIQUE — BIBLIOTHÈQUE

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

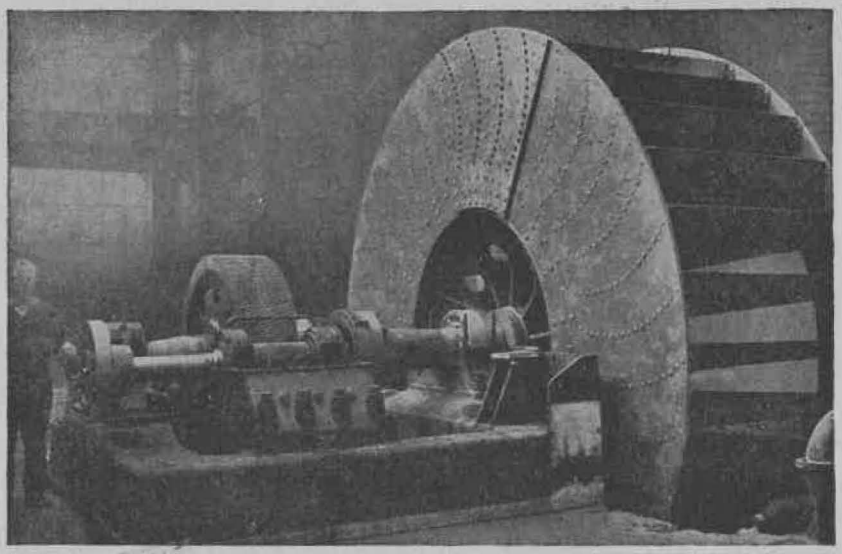
Ventilateur centrifuge construit par les Ateliers De Raedt (Adra) à Wavre, pour un charbonnage belge.

L'arbre de la roue du ventilateur et l'arbre intermédiaire sont munis de roulements à rotule sur rouleaux SKF.

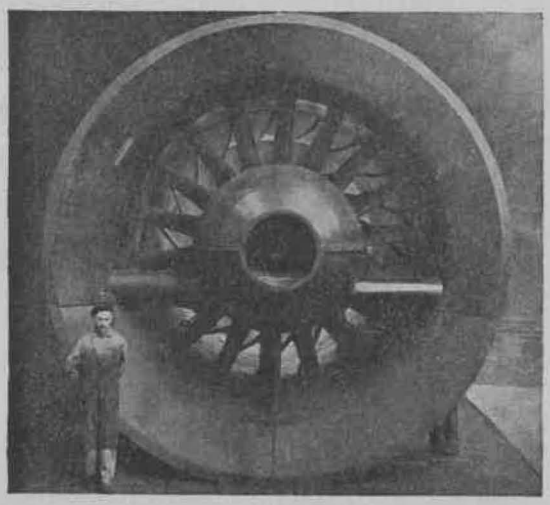
Diamètre de la roue du ventilateur: 5 m

Poids de la roue du ventilateur: 12 tonnes

Puissance: 1550 CV à 190 tr/min.



CE QUE VOUS GAGNEZ...



Ventilateur hélicoïdal construit par la Sté. AEREX, Bruxelles, pour une mine sud-africaine.
Le moteur est muni de roulements à rotule sur rouleaux SKF.
Diamètre de l'hélice: 3149 mm
Puissance: 940 CV à 750 tr/min.
Débit du ventilateur: 250 m³/sec. à 230 mm de hauteur d'eau

Les roulements à rotule sur rouleaux SKF dans les ventilateurs de mines procurent les importants avantages suivants:

Sécurité de marche accrue: Les roulements ne chauffent jamais et, du fait, on évite bien des arrêts et des réparations.

Gain de force motrice: Grâce à la marche facile des roulements, la consommation de force motrice des ventilateurs est moindre qu'avec d'autres constructions.

Lubrification plus économique: Le besoin de lubrifiant pour les roulements et la surveillance sont minimes.

Longue durée de vie: Les roulements s'usent très peu et ils peuvent ainsi servir plus longtemps que les coussinets lisses même les plus perfectionnés.

Moindre usure des réducteurs de vitesse: Si les arbres sont équipés de roulements à rotule sur rouleaux SKF, on obtient un engrènement des dents plus régulier et précis, ce qui réduit leur usure.

Les roulements à rotule sur rouleaux SKF sont appliqués dans de grands ventilateurs de mines depuis plus de 20 ans et, sans exception, ont tous fonctionné à la plus grande satisfaction, malgré des conditions de travail très défavorables. Beaucoup d'anciens ventilateurs ont été transformés sur roulements SKF.
SKF est à votre disposition pour vous donner des conseils et des projets d'application.

SKF

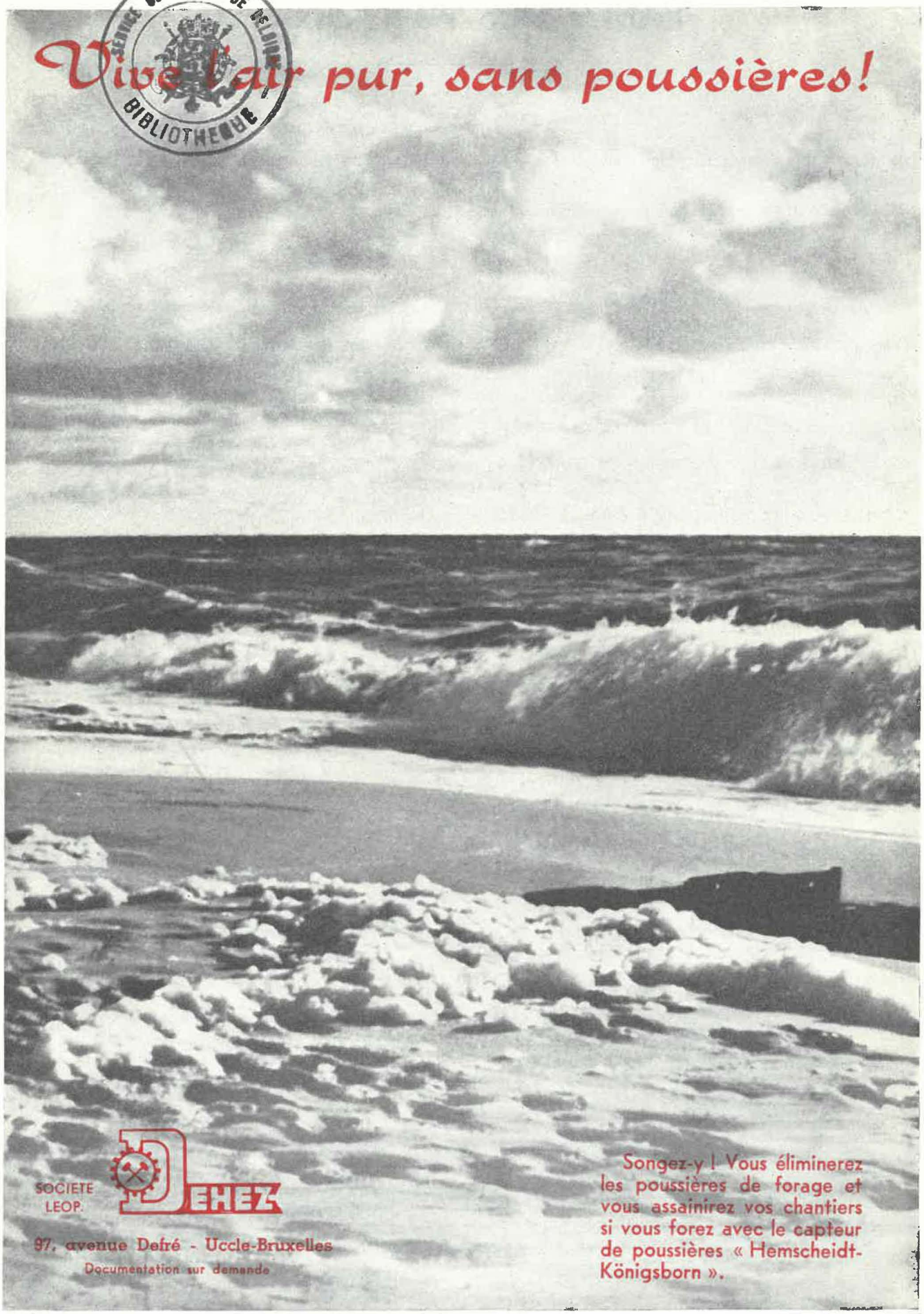
SOCIÉTÉ BELGE DES ROULEMENTS A BILLES SKF

117, BOULEVARD ANSPACH — BRUXELLES — TÉLÉPHONE 11. 65. 15
ANVERS, 40 Place de Meir — GAND, 32 Rue Basse des Champs — LIÈGE, 31 a Bd. de la Sauvenière

P3770

SERVICE GEOLOGIQUE DE BELGIQUE
BIBLIOTHEQUE

Vive l'air pur, sans poussières!



SOCIETE LEOP. DEHEZ

97, avenue Defré - Uccle-Bruxelles

Documentation sur demande

Songez-y ! Vous éliminerez les poussières de forage et vous assainirez vos chantiers si vous forez avec le capteur de poussières « Hemscheidt-Königsborn ».

n° 1225/28

TABLE DES ANNONCES

A.C.E.C. III

A.C.E.M. — Installations de raclage, convoyeurs blindés XI

Auxiliaire des Mines. — Eclairage électrique des mines XVI

Belge des Bétons VIII

Berry (Ets). — Locomotives Diesel, Ventilateurs d'aérage XX

Beien (Ets. Ch. Lambrecht) XX

Brieden. — (Ets Charles Lambrecht) XVI

British Ropes XII

Bronswerk VI

Carton (Ateliers L.). — Matériel pour charbonnages XXII

C.I.A. — Constructions Industrielles d'Ans . . XII

Conreur - Ledent & Cie. — Cribles vibreurs, mécanique générale XV

Cribla. — Construction de triages et lavoirs à charbon XXIII

Dehez (Ets Léopold). — Machines pour mines . I

Destinê (Ets H.-F.). — Taillants, fleurets, éclairage antidéflagrant XVII

Eickhoff (Gebr.). — Machines et matériel de mines (Electro-Industrielle) VII

Englebert. — Les courroies Englebert de transmission et transport XXII

Emac IX

Eupen XIX

Flygts Pompen — Antidéflagrante, Groothandelsgebouw, Rotterdam XIV

Fontaine-l'Evêque. — Soutènement métallique . XIX

Foraky. — Sondages, Fonçage, Matériel . . . XVIII

Gardner-Denver. — Le compresseur Gardner-Denver (S. A. Sertra, Mons) XXIV

Genard-Denisty. — Appareils pour mines et carrières . . . . . 4e couv.

G.H.H. — (Gütehoffnungshütte) Soutènements de tailles, étançons (Sabémi, Liège) . . . XV

Glaenzer : Carobronze XXIII

Hanrez (Ateliers J.) — Presses à boulets . . XIII

Ingersoll-Rand. — Compresseurs d'air, turbo-soufflantes XIX

Industrielle Boraine. — Lavoirs, procédé Nelson-Davis XII

Jadot Frères. — Nouveaux étançons métalliques Dardenne XXVI

Koppel Equipement. — Locotracteurs Diesel Ruhrthaler XVII

La Bouverie (Applications électriques) . . . XVIII

La Louvière (Fonderies et Hauts Fourneaux). — Tuyauteries de descente de schistes, etc. . XX

La Meuse. — Turbines à vapeur, machines d'extraction, turbo-compresseurs XXI

Lanoline. — Produits de graissage, antirouille . XVIII

Locorail IV
XXV

Marck (Ets Jean). — Purgeurs mécaniques, purgeurs thermostatiques XIII

Martin-Lunel. — Matériel électrique étanche . XVIII

Mavor-Coulson. — Rouleaux en auget . . . X

Merlin-Gérin. — Tout l'appareillage électrique pour le fond V

Plancq (Ets Paul). — Frölich-Klüpfel : machines à remblayage, etc. . . . . 3e couv.

Poudreries Réunies. — Dynamites, Explosifs S.G.P. et gainés XVI

Prat-Daniel. — Dépoussiéreur « Tubix » à tubes cyclones XXVIII

S.E.M. — Moteurs pour toutes applications . . X

Siemens (Société Nouvelle). — Equipement électrique complet des mines . . . . . encart

S.K.F. — Roulements à billes, à rotules sur rouleaux . . . . . 2e couv.

Socomé. — Matériel antigrisouteux, disjoncteurs, contacteurs, tableaux XIX

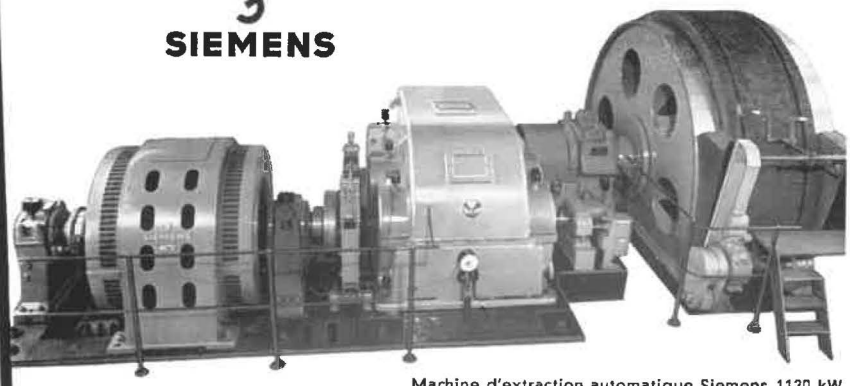
Sutcliffe XIV

Vieille - Montagne. — Zinc, blanc de zinc, plomb, zincs ordinaires et électro . . . XXI

Votquenne. — Entreprises de travaux miniers, guidonnage à clavettes sans boulons . . XX

Westfalia (Ets P. Plancq) XXVII

SIEMENS



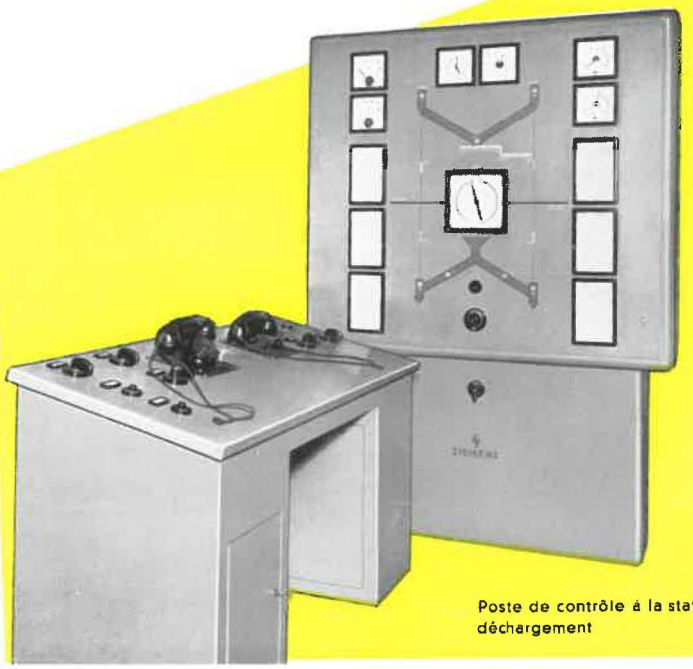
Machine d'extraction automatique Siemens, 1120 kW, charge utile de 6 t par cordée, à la vitesse de 12 m/s et pour une profondeur de 708 m

COMMANDE SIEMENS AF

Commande automatique de machines d'extraction

La machine d'extraction automatique à courant triphasé avec freinage dynamique à basse fréquence fonctionne de façon sûre et précise. Elle assure la maîtrise complète des vitesses, accélérations et ralentissements.

Le rendement est augmenté par le cycle optimum de la variation de traction dans le câble d'extraction



Poste de contrôle à la station de déchargement

25/47 F

SIEMENS-SCHUCKERTWERKE AKTIENGESELLSCHAFT

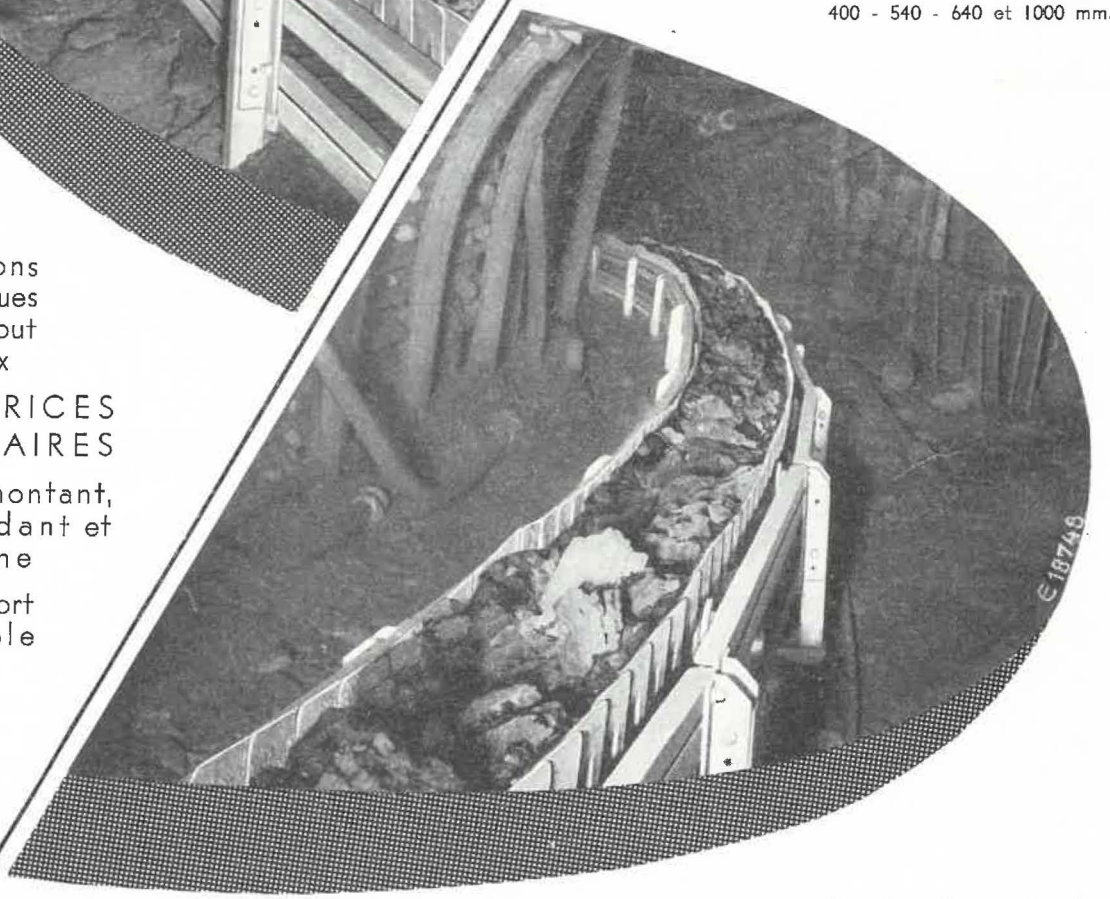
BERLIN · ERLANGEN

REPRESENTATION GENERALE

SOCIETE NOUVELLE SIEMENS S.A.

116, CHAUSSEE DE CHARLEROI, BRUXELLES





TRANSPORTEURS A ECAILLES

Eickhoff

pour le transport de
CHARBON et de PIERRES

Largeurs de bande :
400 - 540 - 640 et 1000 mm.

Installations très longues en un tout grâce aux

TETES MOTRICES INTERMEDIAIRES

Transport remontant, descendant et curviligne

Sens de transport réversible

Construction robuste

avec chaîne à éclisses centrale ou double.

Demandez la visite de nos ingénieurs

GEBR. Eickhoff BOCHUM

Bureau de ventes : **AIX-LA-CHAPELLE** Haus Nuellens - Tél. N° 36763

Importateurs exclusifs :

SOCIETE ELECTRO-INDUSTRIELLE (S E I), 6, rue des Augustins - LIEGE


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


JUMBO TÉLÉCOMMANDÉ
POUR FORATION PERCUTANTE, ROTATIVE
DU VIBRO-ROTATIVE.
PLUS DE 200 JUMBOS EN SERVICE A CE JOUR
SECOMA
Constructeur exclusif
des Jumbos
SOTIM
25, AVENUE HENRI-BARBUSSE, VILLEURBANNE (Rhône)

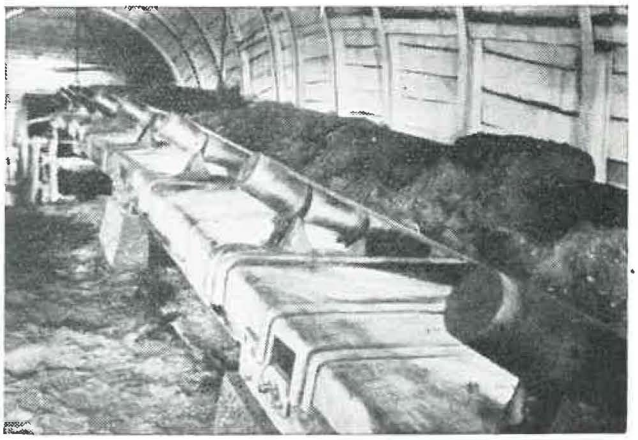


Rouleaux en auget composés de 3 poulies, montés sur des supports cannelés. Ils sont également fournis sur des tôles de protection comme ci-dessous, ou sur des adapteurs pour n'importe quelle forme de structure.

LES ROULEAUX EN AUGET M&C FILENT AU TOUCHER

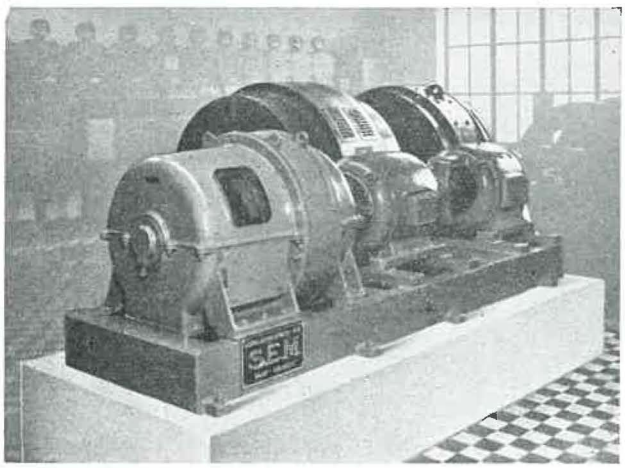
Les garnitures à labyrinthe empêchent la poussière d'entrer et le lubrifiant de sortir. Pas de rondelle en feutre ou en caoutchouc crêant des frictions. Par leur grande facilité de roulement les rouleaux en auget M&C réduisent les coûts d'entretien et allongent la vie de la courroie. Ils restent efficients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

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



MAVOR & COULSON (CONTINENTALE) S.A.

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



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

MACHINES D'EXTRACTION
AVEC
EQUIPEMENT ELECTRIQUE

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.

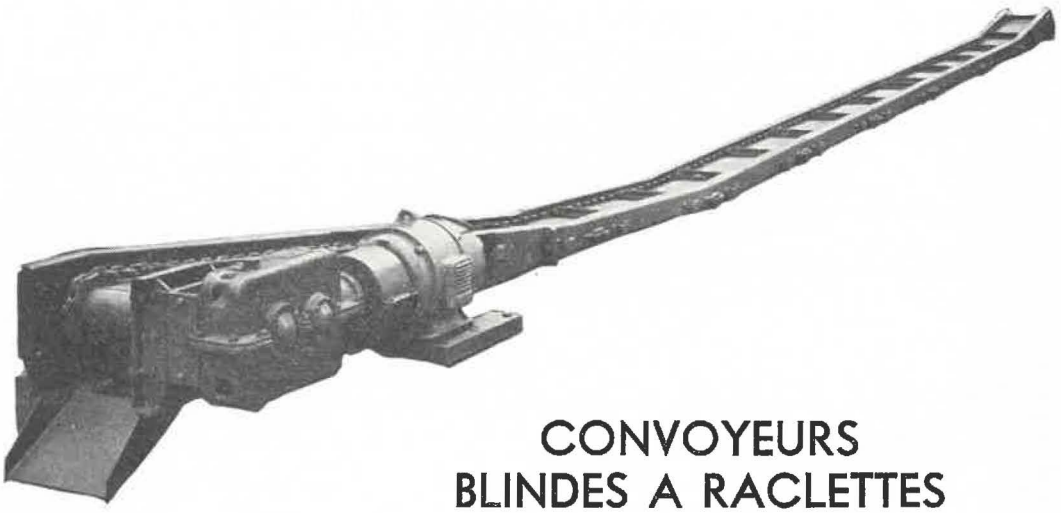
Département ELECTRICITE DOMESTIQUE ET PROFESSIONNELLE :
Froid et chaud commercial - Appareils ménagers.

BRUXELLES	GAND	ANVERS	LIEGE	CHARLEROI	MONS	LUXEMBOURG
Tél: 37.30.50	25.76.01	37.28.53	23.25.35	36.51.49	326.44	238.64

ASSOCIATION
DE CONSTRUCTEURS D'EQUIPEMENTS MINIERS

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

INSTALLATIONS DE RACLAGE **ACEM** CONVOYEURS BLINDES



CONVOYEURS BLINDES A RACLETTES

TETES MOTRICES

Puissances 2 × 12 à 2 × 64 CV.
avec 1 ou 2 groupes moteurs.
Coupleurs hydrauliques incorporés au-dessus de 24 CV.

RENVOIS

Permettant le déversement des produits.

EQUIPAGES MOBILES

Chaînes normales et spéciales de 13 et 18 m/m.

BACS

CB et CBS. Types de bacs pour haveuses.
CBSL. Type de bac léger.
Entr'axes des chaînes : 350, 400 et 500 m/m.
Assemblage rapide.
Extrémités durcies.

REHAUSSES

Types divers à enfilage.

Agence commerciale pour la Belgique :

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

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.) }

Vous ne pouvez pas être expert en tout..



. . . ni nous non plus, mais TOUT ce qui concerne les câbles des systèmes de remontée Koepe N'A PAS DE SECRET pour nous. Si vous adoptez ce système, il vous faut vraiment des conseils d'experts et pour vous les fournir, nos techniciens sont qualifiés au plus haut point—en particulier pour les treuils Koepe à câbles multiples et les câbles-guides de puits. Nous enverrons nos ingénieurs à vos conférences ou dans vos mines et, grâce à leur connaissance, ils vous feront gagner du temps et de l'argent . . . car la British Ropes Limited possède l'expérience, les ressources et la réputation pour les câbles de qualité en tous genres destinés à l'industrie minière. Donc, quand il s'agit de câbles pour l'industrie minière . . .

. . consultez les experts

Agent pour la Belgique:
Etablissements Gillet, 8 Rue Ad Brouwer, ANVERS.

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.**

CONSTRUCTIONS INDUSTRIELLES D'ANS

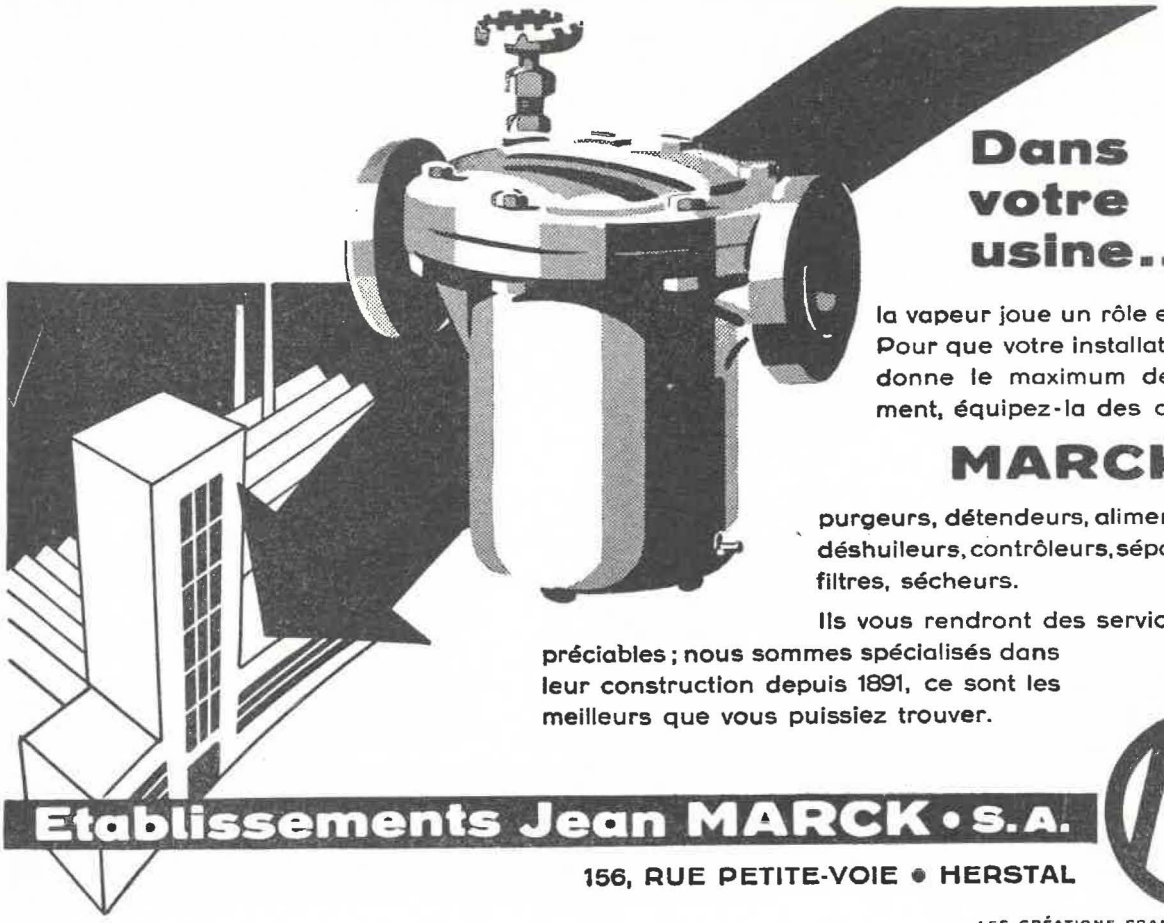
Sté Ame — Cap. 20.000.000
à ANS-lez-LIEGE

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.



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

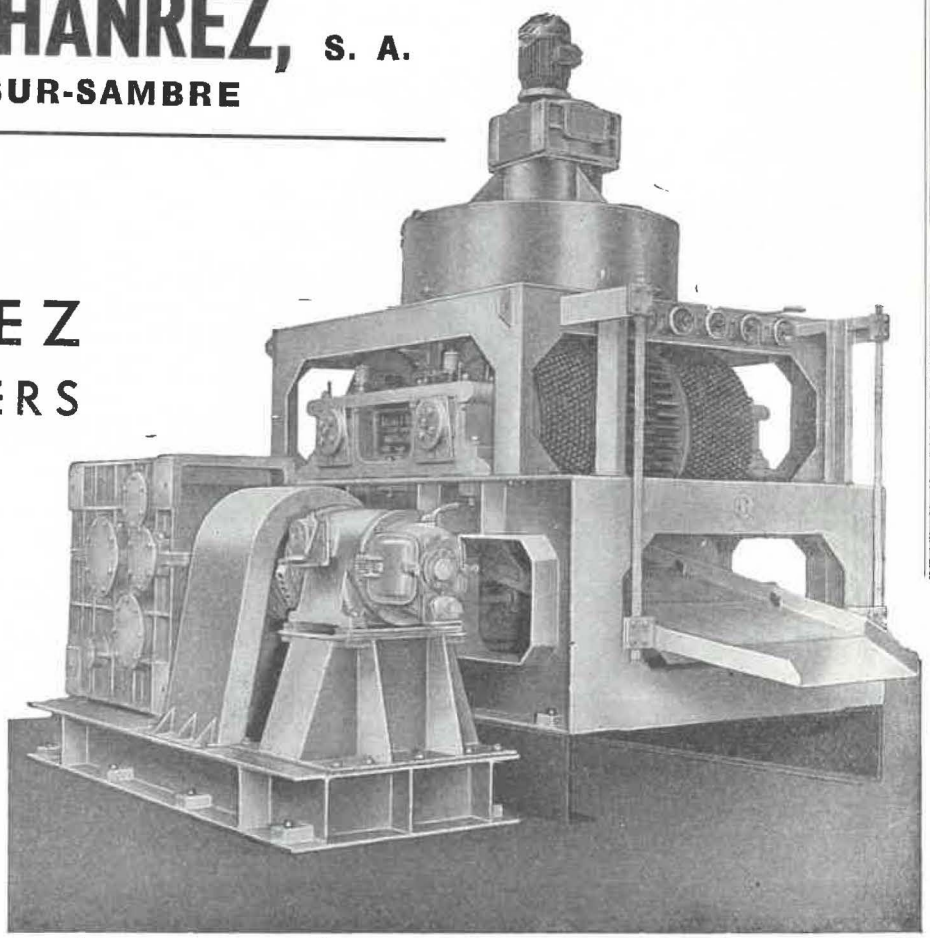
PAR

L'AGGLOMERATION

AVEC NOS

PRESSES

A BOULETS



Sutcliffe

CROCODILE — La photo représente un transporteur à écailles « Crocodile » transportant du charbon à l'intérieur d'une mine. — Il est commandé par un moteur de 60 CV anti-grisouteux, qui peut être monté sur l'un ou l'autre des côtés de la tête motrice. — La construction permet l'insertion de têtes motrices intermédiaires de 60 CV chacune, en un temps très court.

Notre agent est à votre entière disposition pour vous fournir tous renseignements complémentaires.



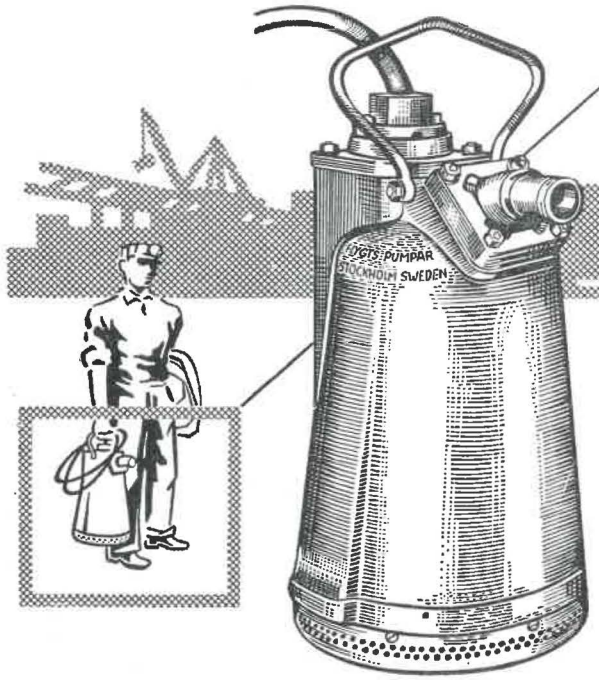
LONDON OFFICE :
235 VAUXHALL BRIDGE ROAD
LONDON S.W.1.

RICHARD Sutcliffe LIMITED

EUROPEAN TECHNICAL MANAGER :
Ir. A. N. GLAZENER
48 CLIOSTRAAT · AMSTERDAM · Z
TEL.: 79 08 93

HORBURY · WAKEFIELD · ENGLAND

Représentant pour la Belgique, le Congo belge et le Grand-Duché de Luxembourg :
LA MECANIQUE CONTINENTALE, S.A., 30, avenue Léonard de Vinci, Bruxelles - Tél. 33.62.80



PETIT VOLUME,
GRANDE PERFORMANCE!

LA POMPE SOUS CLOCHE
Flygt

Les pompes sous cloche Flygt, électriques et transportables, sont particulièrement indiquées pour l'usage dans les mines.

Voici les avantages de la pompe Flygt :

- facilement transportable grâce à son poids réduit.
- ne demande aucune lubrification, est inoxydable et travaille sans surveillance.
- résiste aux manipulations brutales.

FLYGTS POMPEN N.V.

GROOTHANDELSGEBOUW - ROTTERDAM

Bureaux et salon d'exposition 703. Weena. Tél. 11.52.14 - Pour la Belgique: Ets. Beaupain, Liège.



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 hélicoïdaux**
Broyeurs, Concasseurs et **Tamis**

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

GUTEHOFFNUNGSHUTTE A. G.
Werk Sterkrade
Oberhausen-Sterkrade

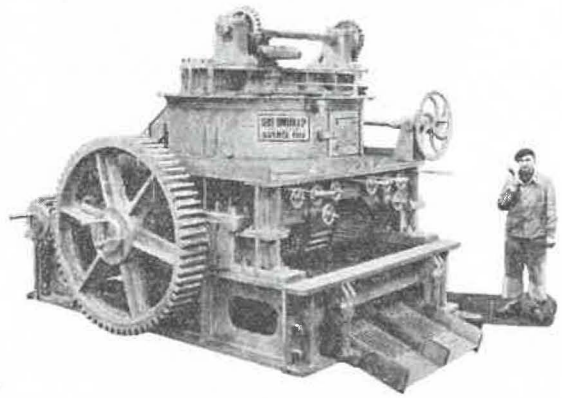
SABEMI
S. A. Belge d'Equipement Minier et Industriel
36, place du 20 Août, Liège

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

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



ETABLISSEMENTS

Jadot frs

SOCIETE ANONYME

BELŒIL

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.

EXPLOSIFS

PRB

POUDRERIES REUNIES DE BELGIQUE

BRUXELLES
Rue Royale, 145

publicité Dortu



s.a. **Lambrecht**
MATERIEL DE MINES
Bruxelles-Wol. I

MASCHINENFABRIK
KARL BRIEDEN & CO.
BOCHUM

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

NEOPRENE

EUPEN



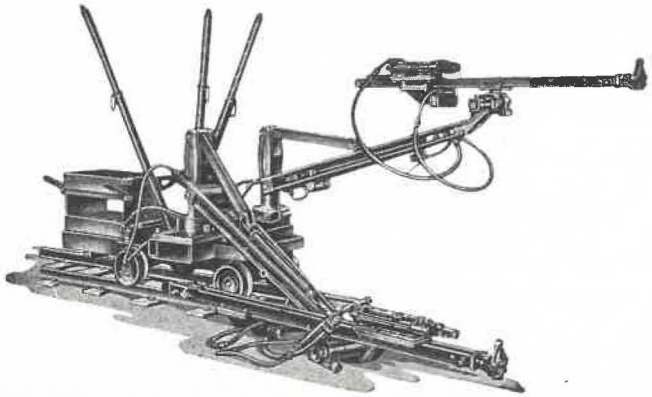
MATERIEL ANTIGRISOUTEUX



DISJONCTEURS
✖
CONTACTEURS
✖
TABLEAUX
ET
APPAREILLAGE
DIVERS
✖

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

SOCOME



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

IR

TREUIL PORTATIF *à air comprimé*

BEIEN



Puissance : 3,5 ch
Effort : 500 kg
Poids : 59 kg
Capacité : 150 m

APPLICATIONS ILLIMITÉES

DES MILLIERS D'APPAREILS EN SERVICE

S. A. **LAMBRECHT** MATÉRIEL DE MINES

BRUXELLES • WOLUWE 1

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 nº 453989 - Brevet français nº 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.

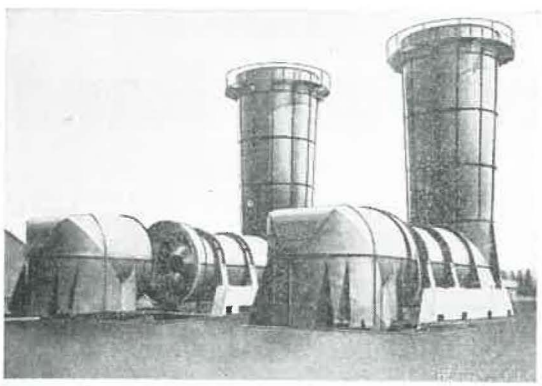
HAUTS FOURNEAUX ET FONDERIES DE ET A LA LOUVIERE

Société Anonyme — BELGIQUE

Tuyaux en fonte - Pièces de raccords et appareils pour distributions d'eau et de gaz - Toutes tuyauteries en fonte - Fontes réfractaires, résistant aux acides et en général toutes fontes spéciales

TUYAUTERIES DE DESCENTE DE SCHISTES POUR REMBLAYAGES, EN FONTE RESISTANT A L'ABRASION REFERENCES

Adresse télégraphique : TUYOS - LA LOUVIERE — Téléphones : LA LOUVIERE (2 lignes) 223.68 et 230.55



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.

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
POUSSIERES DE ZINC
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

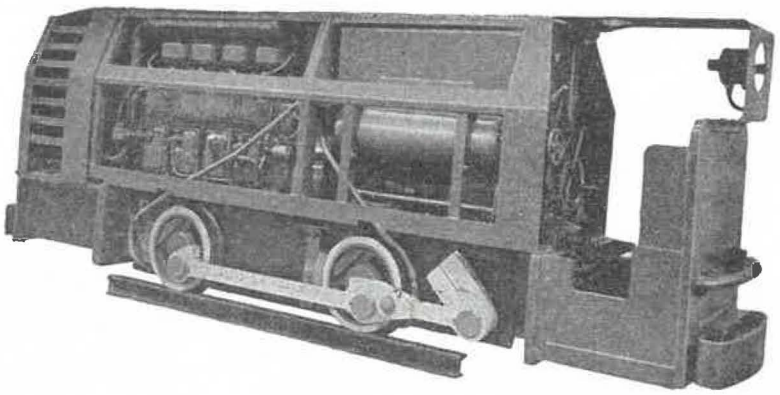
CADMIUM
en lingots, balles, baguettes
et plaques
ARGENT FIN
GERMANIUM et
Oxyde de Germanium
BISMUTH

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

Société Anonyme des ATELIERS DE CONSTRUCTION
de

LA MEUSE

LIEGE — FONDES EN 1835

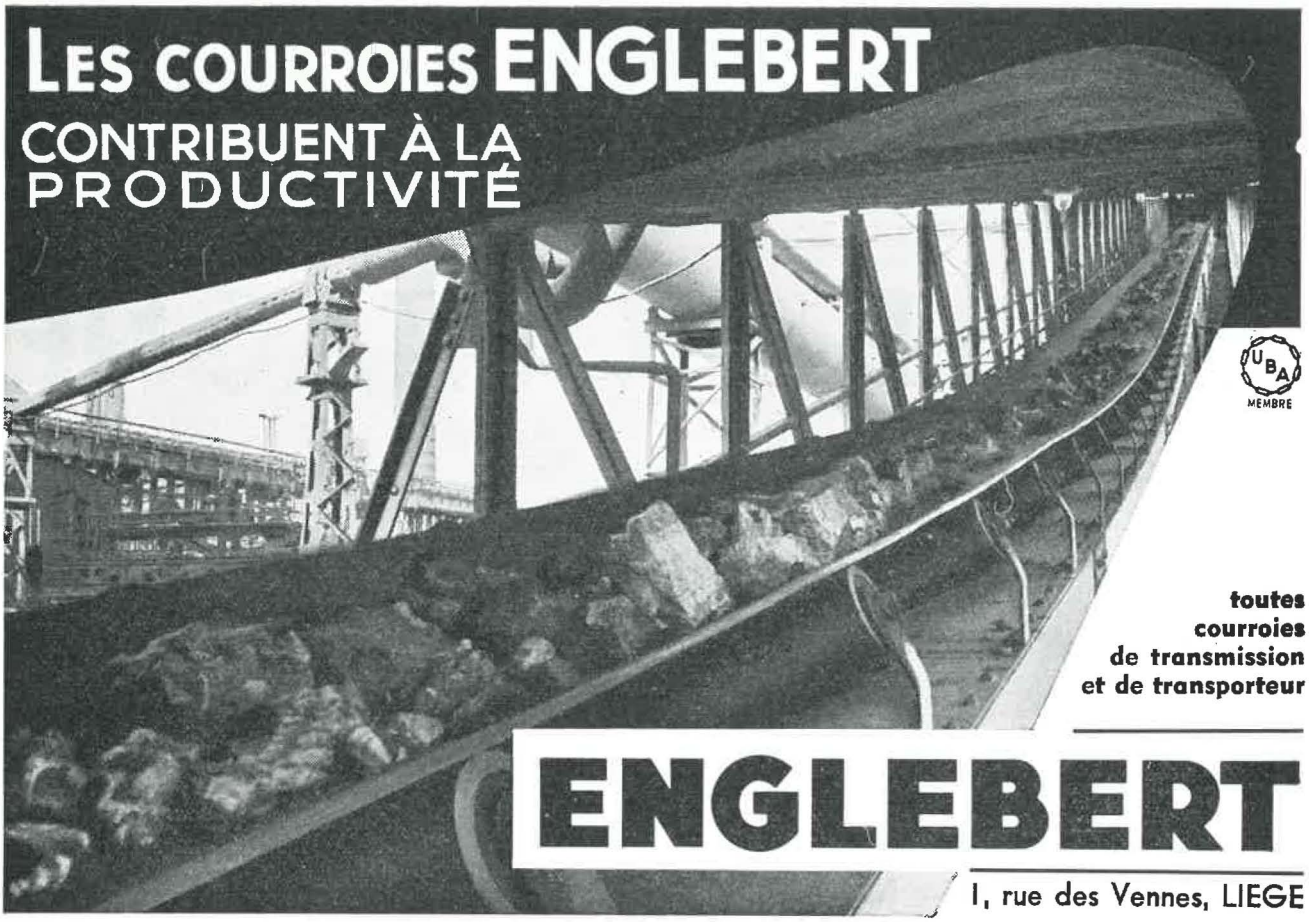


Locotracteur pour le fond 100 ch. - 10 Tonnes.

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.

LES COURROIES ENGLEBERT
CONTRIBUENT À LA PRODUCTIVITÉ



U B A MEMBRE

toutes courroies de transmission et de transporteur

ENGLEBERT

1, rue des Vennes, LIEGE

Ateliers Louis Carton

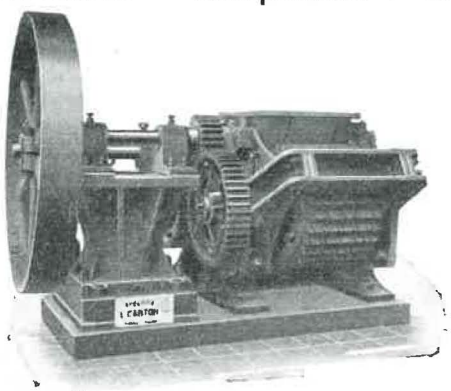
S. A. TOURNAI (BELGIQUE)

Installations de :

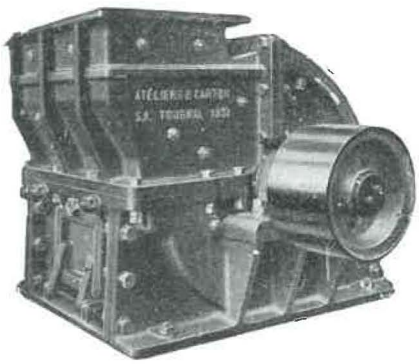
CUISSON - SECHAGE - CONCASSAGE - BROYAGE
TAMISAGE - LAVAGE - DOSAGE - MELANGE
DEPOUSSIERAGE - ENSACHAGE - MANUTENTION

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.



Broyeur à marteaux

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

LE MEILLEUR MÉTAL DE FROTTEMENT

CAROBRONZE

BRONZE PHOSPHOREUX

ETIRE A FROID — A HAUTE RESISTANCE pour :

COUSSINETS, BAGUES, RONDELLES, etc...



GRAND STOCK EN TUBES ET BARRES CYLINDRIQUES

RESISTANCE A L'USURE :

Dureté Brinell : 110 à 130.
Charge de rupture : 45-55 kg/mm².

ECONOMIE DE METAL :

Livré dans des dimensions très proches de celles des coussinets finis (quelques 1/10 de m/m. seulement à enlever).

ECONOMIE DE MAIN-D'ŒUVRE

Documentation n° R.B.M. technique sur demande

GLAENZER SEURRE

51A-53, RUE SIMONIS, - BRUXELLES
TEL. 37.13.84 (2 lignes)



Réduisez le temps de chargement en utilisant la chargeuse pelleteuse GARDNER-DENVER (à air comprimé).

Performance 2 à 3 tonnes/minute.
Construction robuste pour travaux souterrains.
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 MEILLEURE QUALITÉ DE COMPRESSEURS, POMPES ET PERFORATEURS

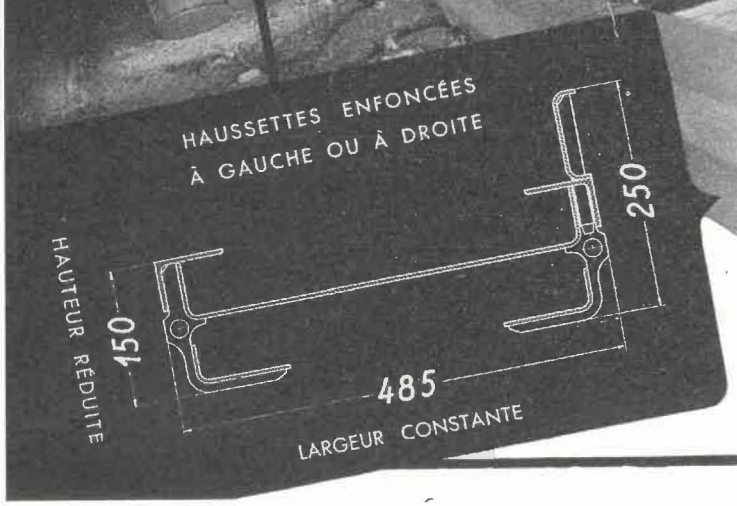
Agent Général pour la Belgique et le Congo Belge:

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

MATÉRIEL POUR MINES **Ch. Lambrecht** S. A. - BRUXELLES

85, AVENUE P. CURIE - TÉL. : 48.87.94

CONVOYEUR BEIEN



Type UNIVERSEL allégé

•

DEMONTABLE OU RIPABLE

•

PUISSANCE: 10 A 40 CV.

•

GRANDE AISANCE POUR LE PASSAGE DE LA CHAINE A RACLETTES

•

LIAISON SIMPLE DES COULOIRS

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

VISITEZ NOS STANDS A LA FOIRE DE BRUXELLES — TERRASSE Nos 5218 à 5221

ANNALES DES MINES DE BELGIQUE

ORGANE OFFICIEL

de la Direction Générale des Mines et de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière

Editeur : EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES

à Bruxelles, rue Borrens, 37-39

NOTICE

Les « Annales des Mines de Belgique » paraissent en 6 livraisons, en janvier, mars, mai, juillet, septembre et novembre.

En 1955, elles ont publié 1092 pages de texte, ainsi que de nombreuses planches hors texte.

Les « Annales des Mines de Belgique » s'efforcent de constituer un véritable instrument de travail pour une partie importante de l'industrie nationale en diffusant et en rendant assimilable une abondante documentation fournie par :

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

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

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

4) Des traductions, résumés ou analyses d'articles tirés de revues étrangères, et présentant un intérêt pour la Belgique ou la Colonie.

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

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

* * *

N.B. — *Pour s'abonner, il suffit de virer la somme de 450 francs (500 francs belges pour l'étranger) au compte de chèques postaux n° 1048.29 des Editions Techniques et Scientifiques, rue Borrens, 37-39, à Ixelles. Tous les abonnements partent du 1er janvier.*

Tarifs de publicité et numéros spécimens gratuits sur demande.

ADMINISTRATION DES MINES - BESTUUR VAN HET MIJNWEZEN

MARS 1956 Bimestriel — Tweemaandelijks **MAART 1956**

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.
E. LEBLANC, Président de l'Association Charbonnière du Bassin de la Campine, 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.
A. MEYERS, Directeur Général Honoraire des Mines, à Bruxelles.
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 d'Honneur de la Fédération Charbonnière de Belgique, à Bruxelles.
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.
E. LEBLANC, Voorzitter van de Kolenmijn-Vereniging van het Kempisch Bekken, 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.
A. MEYERS, Ere Directeur Generaal der Mijnen, te Brussel.
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, Ere Voorzitter van de Belgische Steenkool Federatie, te Brussel.
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. VANDENHEUVEL, Directeur Général des Mines, à Bruxelles, Président.
J. VENTER, Directeur de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière, à Liège, Vice-Président.
P. DELVILLE, Directeur Général de la Société « Evence Coppée et Cie », à Bruxelles.
C. DEMEURE de LESPAUL, Professeur d'Exploitation des Mines à l'Université Catholique de Louvain, à Sirault.
H. FRESON, 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.
G. LOGELAIN, Directeur Divisionnaire des Mines, à Bruxelles.
P. RENDERS, Directeur à la Société Générale de Belgique,

BESTUURSCOMITE

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

ANNALES DES MINES DE BELGIQUE

No 2 — Mars 1956

ANNALEN DER MIJNEN VAN BELGIE

Nr 2 — Maart 1956

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 164

Manifestation d'hommage et de reconnaissance envers le Professeur Lucien DENOEL . . 169

FEDECHAR et INICHAR. — Commission de Valorisation du Charbon de la C.E.C.A. - 5e session, octobre 1955 179

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

INICHAR. — Matériel minier à l'Exposition du Centenaire de la Société de l'Industrie Minérale 201

MEMOIRE

J. MARTENS. — L'industrie charbonnière belge dans la C.E.C.A. 227

NOTES DIVERSES

R. NOEL. — Aspect particulier des constituants pétrographiques dans certains charbons. . 253

Y. VERWILST. — La détermination de la charge de rupture des câbles d'extraction. . . 258

L. RUY. — A propos de l'utilisation des alliages légers dans les mines grisouteuses. . . 274

COAL AGE. — De l'huile à partir du charbon à l'échelle industrielle. Traduction par INICHAR 277

C. SCAILTEUR. — Un facteur d'économie trop méconnu : l'acier à haute limite élastique résistant à la corrosion 281

STATISTIQUES

A. MEYERS. — Statistique des industries extractives et métallurgiques et des appareils à vapeur — Année 1954 307

BIBLIOGRAPHIE

INICHAR. — Revue de la littérature technique 340

Divers 356

COMMUNIQUES 364

Erratum 366

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

BELGIQUE — **MINES DE HOUILLE** — JANVIER 1956

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 (6)
Borinage	358.100	50.772	36.350	23,5	2.929	15.828	21.151	0,19	0,43	1 06	1,43	943	701	83,34	85,41	+ 60	+ 69	+ 129	2.022.988
Centre	319.823	51 972	49.150	23,6	1.854	12.363	16.682	0,14	0,39	0,93	1,26	1.080	793	83,83	85,46	+ 1	+ 114	+ 115	2.391.649
Charleroi	631.798	75.560	75.543	24	4.570	23.290	31.608	0,17	0,37	0,90	1,24	1 109	804	85,35	86,71	+ 80	+ 130	+ 210	2.982.435
Liège	417.615	49.201	55.009	24	2.824	18.270	24.146	0,16	0,43	1,07	1,42	936	705	84,45	86,08	+ 12	+ 204	+ 216	—
Campine	880.410	96 142	65.103	24	4.084	24.992	33.793	0,11	0,26	0,69	0,93	1.455	1 070	88,15	89,92	+ 129	— 16	+ 113	1.323.412
Le Royaume	2.607.746	323.647	281.155	23,86	16.264	94.760	127 404	0,15	0,35	0,88	1,19	1.135	837	85,34	87,04	+ 282	+ 501	+ 783	8.720.484
1955 Décembre	2.786.078	328.691	370.699	25,48	17.376	94.005	126.671	0,16	0,36	0,87	1,18	1.151	847	85,13	86,99	± 166	+1115	+1281	7.044.529
Novembre	2.564.328	309.822	496.954	23,81	17.214	93.027	125.806	0,16	0,36	0,88	1 29	1.138	834	85	86,88	+ 230	+1386	+1616	6 599.270
Octobre	2.691 277	308.599	592.928	25,82	16.328	88.882	121.429	0,16	0,36	0,86	1,19	1.158	840	82,95	85,30	— 280	+ 2023	+1743	6.925 256
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	4.423.941
Moyen. mens.	2.498.232	281.480	370.699(7)	24,59	16.256	87.191	119.961	0,16	0,36	0,87	1,21	1.148	826	82,56	84,96	— 423	+ 721	+ 298	5.451.264
1954 Moy. 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 » »	2.465.404	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	1,39	731	528	—	—	—	—	—	—
du 19-3 au 25-3-1956	632.555	—	411.870	5,83	—	90.064	121 862	—	—	0,87	1,18	1.156	849	78,72	81,11	—	—	— 632	—

N. B. — (1) A partir de 1954, cette rubrique comporte : *d'une part* tout le charbon utilisé pour le fonctionnement de la mine, y compris celui transformé en énergie électrique; *d'autre part* tout le charbon distribué gratuitement ou vendu à prix réduit aux mineurs en activité ou retraités. Ce chiffre est donc supérieur 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) — JANVIER 1956

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
1956 Janvier	432.701	16.709	619.128	494	143.024	282.641	25 424	15.980	38.826	46.546	98 121	13.584	20.954	57.9 6	82.873	22.638	32 948	424.240	2.374 738
1955 Décembre	483.661	13.672	597.793	200	154.787	310.366	26.333	15.358	44.685	50.187	106 803	16.329	26 235	62.031	128.812	20.136	39.064	488.069	2.584 521
Novembre	454.573	11.946	568 128	181	138 147	260.149	22 269	14.515	39.556	42.911	103.152	14 104	31.731	64.635	63.721	18.679	37.715	466.026	2.352.138
Octobre	491.850	8.491	523.567	790	139.857	286.514	21.394	12 636	47.108	32.136	107.346	17.320	49.494	77.920	69.755	22 385	39.834	564.192	2.512.589
Janvier	491.845	18.327	666.662	1.831	131.856	272.411	28 526	18.040	42.129	48.587	109.394	20.123	19.706	58.904	55.170	20.240	32.931	763.782	2.740.464
Moy. mens.	419.042	14.159	577.925	953	120.779	256.113	23.618	12.022	42 050	42.129	109.357	13.403	30.162	62 680	69.034	19.426	34.057	573.733	2 421.060
1954 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.	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	82.841	143.093	2.319.813

BELGIQUE — COKERIES — JANVIER 1956

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	Stc en fin de mois t	Ouvriers occupés
Minières	7	278	140.289	—	143.190	778	90 798	18.473	109.271	1.747	413	—	—	—	—	—	—	—	—	—	16 437	871
Sidérurgiques	25	965	394.411	88.297	505 887	98	320.401	67 417	387.818	4.012	5.153	—	—	—	—	—	—	—	—	—	19 176	2 385
Autres	11	287	70.103	79.032	131.152	263	78 640	24.540	103 180	10.060	204	—	—	—	—	—	—	—	—	—	23.887	1.188
Le Royaume	43	1.530	604.803	167.329	780.229	1.139	489.839	110.430	600.269	15.819	5.770	18.329	5.518	435 191	845	21	1.040	51.918	77.651	590.313	59.500	4.444
1955 Décembre	43	1.440	610.891	159.714	780.482	108	489.037	110 937	599.974	14.207	5 443	19.419	3.641	443.318	1.577	21	2.520	53.746	78.940	603.182	71.133	4.409
Novembre	43	1.499	574.066	152.405	729.808	89	459.889	102.579	562.468	10.288	4.897	17.430	2.993	422.193	3.228	—	2.153	50.118	57.079	555.194	93.991	4.383
Octobre	42	1.425	499.209	157.961	592.370	297	375.958	80.987	456.945	8.720	5.224	7.266	2.015	356.931	824	438	628	28.889	36.274	433.265	101 902	4.110
Janvier	41	1 437	669.359	84.944	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
Moy. mens.	43(1)	1 440(1	576.916	144.284	713.481	182	446.924	103.072	549.996	13.576	3.799	12.900	3.023	407.006	2.620	94	1.319	45.942	54.385	537.289	71.133(2	4 409
1954 Moy. mens.	42(1)	1 444(1	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 (1	4 270
1953 Moy. mens.	41(1)	1 432(1	544 257	101.536	645.793	1.793(3)	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 (1	3.930
1952 » »	42(1)	1 471 1	596.891	98.474	695.365	7.624(3)	421.329	112.605	533.934	12.937	3 215	12.260	4.127	368.336	1.039	279	1.353	48 331	80.250	515.980	100 825(1	4.284
1951 » »	40(1)	1 442(1	459.724	201.122	660.846	14.297(3)	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 (1	4.147
1950 » »	42(1)	1.497(1	481.685	26.861	508.546	14.879(3)	297.005	86.167	383.172	19.179	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.169
1949 » »	44(1)	1.532(1	487.757	66.436	554.193	11 025(3	315.740	103.825	419.565	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.635
1948 » »	47(2)	1 510(1	454.585	157.180	611.765	—	373.488	95.619	469.107	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.463
1938 » »	56(2)	1.689(1	399.963	158.763	557.826	—	—	—	366.543	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.120
1913 » »	—	2.898	233.858	149.621	383.479	—	—	—	293.583	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.229

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

BELGIQUE — COKERIES — NOVEMBRE 1955

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 (2)	48 951	23.281	19 192	—	729	13.881	—	3 855	1.292	1.084	—
Sidérurgie (2)	171.056	78.516	41 166	60.040	3.776	44.143	—	13.141	4.686	3 373	—
Autres (2)	49.854	23.892	15.135	—	1.937	16.330	—	3.084	1.082	1.145	—
Le Royaume	269.861	125 689	75.493	60.040	6.442	74.354	—	20.080	7 060	5.602	—
1955 Déc. (2)	265 107	127.001	85.879	60.408	6.132	70 983	—	19.751	7.137	—	—
Nov. (2)	247.834	119.415	75.098	57.580	5.786	65.243	—	18.773	6.654	—	—
Oct. (2)	201 670	104 685	20	63.034	4.873	60.193	—	14.292	5.192	—	—
Janvier (2)	257.442	149.173	81.854	50 598	6 176	75.480	—	18.229	6.792	—	—
Moy. mens.	245.435	127.825	70.872	55.427	5.936	66.905	—	17.926	6 642	—	—
1954 Moy. mens.	235 027	133 854	69.580	46.279	5.517	68.791	—	16.686	6.203	—	—
1953 Moy. mens.	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	4.618	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(4	(3)	(3)	(3)	(3)	(3)	—	16.053	5.624	4 978	—
1938 Moy. mens.	75.334(4	(3)	(3)	(3)	(3)	(3)	—	14.172	5.186	4.636	—

(1) A 4.250 kcal 0°C et 76 mm Hg. (2) Chiffres provisoires. (3) Non recensés. (4) Non utilisé à la fabrication du coke.

BELGIQUE — FABRIQUES D'AGGLOMERES — JANVIER 1956

GENRE / PERIODE	Production (t): Boulets	Production (t): Briquettes	Production (t): Totale	Consommation propre t	Livraisons au personnel t	Matières premières t: Charbon	Matières premières t: Brai	Ventes et cessions t	Stock (fin du mois) t	Ouvriers occupés
Minières (1)	115.378	34.694	150.072	—	—	—	—	—	—	—
Indépend. (1)	5.746	131	5.877	—	—	—	—	—	—	—
Le Royaume (1)	121.124	34.825	155.949	4.586	15.146	146.430	12.030	135.906	6.502	609
1955 Déc. (1)	128 003	37.666	165.669	4.571	17.212	157.679	12.786	145.143	6.191	579
Nov. (1)	114.254	36 173	150 427	3.970	13.820	140.897	11.522	134.003	7.448	608
Oct. (1)	109.085	42.718	151.803	4.333	13.360	143.253	11.057	135.682	8.814	590
Janv. (1)	102.030	37.852	139.882	5.407	15.258	132 421	10.607	121.877	9 077	610
Moy. mens. (1)	91.174	38 272	129.446	4 051	11.367	121.914	9.971	114.491	6.191(2)	579
1954 M. m. (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	104.410	9.051	112.289	12.243(2)	558
1952 » »	71.262	52 309	123.571	1.732	103	115.322	10.094	119.941	36.580(2)	638
1951 » »	86.396	64.475	150 844	1 608	95	138.946	12.915	150.535	4.900(2)	722
1950 » »	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** JANVIER 1956

PERIODE	Quantités reçues m³ Origine indigène	Importation	Total	Consommat. totale y compris les exportations (m³)	Stock à la fin du mois (m³)
1956 Janvier . .	43.914	18.145	62.059	85.667	504.206
1955 Décembre .	69.055	33.093	102.148	100.657	521.160
Novembre .	72 688	35.508	108.196	88.825	512.434
Octobre . .	86.102	38.449	124.551	96.424	486.657
Janvier . .	45.117	3.212	48.329	97.742	382.933
Moy. mens. .	68.136	20.880	89.016	88.302	521.160(1)
1954 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	29.189	101.144	104.962	727.491(1)

(1) Stock fin décembre.

BELGIQUE **BRAI** JANVIER 1956

PERIODE	Quantités reçues t Origine indigène	Importation	Total	Consommation totale t	Stock à la fin du mois t	Exportations t
1956 Janvier . .	6.781	6.449	13 230	12.030	53.131	968,2
1955 Décembre .	8.562	4 889	13.451	12.786	33.291	1.089
Novembre .	9.324	4.045	13.369	11.522	32.626	1.097,6
Octobre . .	7.399	3.340	10.739	11.057	30.779	141,5
Janvier . .	6.916	7.167	14.083	10.607	40.499	2.105
Moy. mens. .	6.395	3.236	9.631	9.941	33.291	392
1954 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	1.788	12.722	20.114(1)	208
1950 » »	5.052	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** JANVIER 1956

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
1956 Janvier (1) .	13.880	18.470	7 921	913	255	406	41.845	21.301	18.042	1.892	16.106
1955 Décembre .	14.790	18.215	7.285	780	241	481	41.792	24.247	17 105	2.317	16.079
Novembre .	12.841	17.461	7.682	733	196	449	39.362	23.471	18 560	1.928	16.023
Octobre . .	13.507	17.550	7.962	843	182	420	40.472	23 319	19.817	2 174	15.832
Janvier . .	12.866	17.530	6 363	1.319	160	284	38.522	19.332	16.737	1.842	15.632
Moy. mens. .	12.942	17.602	6 789	914	192	367	38.805	22.888	16.211	1.736	15.685
1954 Moy. mens. .	12.809	17.626	5.988	965	140	389	38.017	24.331	14.552	1.850	15.827
1953 Moy. mens. .	12.023	16.119	6.363	821	125	390	36.246	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.

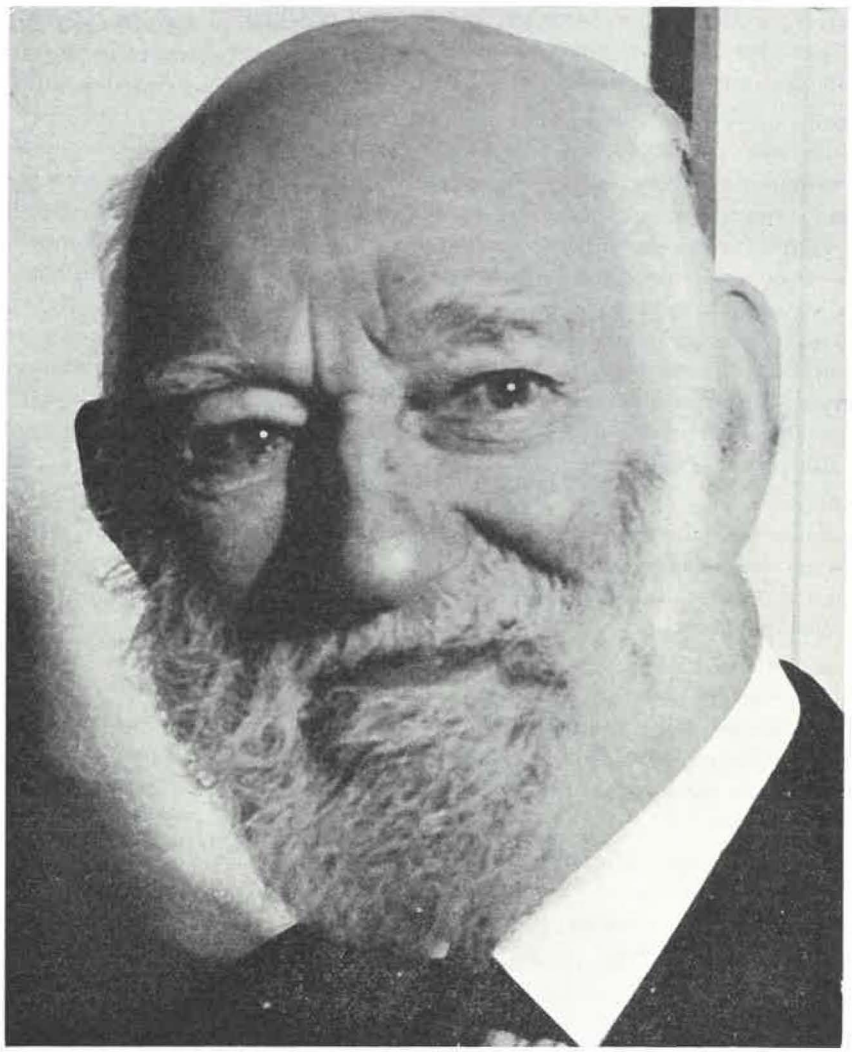
BELGIQUE **SIDE**

PRODUC

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	Produits bruts Fonte	Acier Total	Fer de masse	Produits demi-finis (1) Pour relamineurs belges	Autres	Produit Aciers marchands	Profilés et zorès (I et U de plus de 80 mm)	Rails et accessoires	Fil machine
1956 Janvier (2) . .	51	489.311	542 066(3	5 692	55 713	24.482	167.588	18 589	8.118	47.616
1955 Décembre . .	51	490,073	542 026(3	5.231	57.254	19.957	164.311	22.445	8.242	46.863
Novembre . .	51	458.463	499.961(3	4.898	52.238	22.252	145.113	20.264	7.213	42.942
Octobre . . .	48	440 858	500 646(3	5.237	43.790	25.732	147.571	22.553	7.786	47.636
Janvier . . .	49	430.546	468 350(3	5.997	51.013	23.513	137.729	19.280	4.076	39.993
Moy. mens. . .	50	443.908	484.047(3	5.396	43.404	27.888	140.798	20.036	6.223	40.214
1954 Moy. mens. . .	47(5)	384 907	410.591(3	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(7	2.824	92.175		99.964	16.203	8.291	34.414
1952 Moy. mens. .	50(5)	399.133	422 281(7	2.772	97.171		116 535	19.939	7.312	37.030
			Acier				Aciers marchands (7)	Profilés (80 mm et plus, zorès)	Rails, accessoires, traverses	
1951 Moy. mens. .	49(5)	405.676	421.134(7	4.092	99 682		111.691	19.483	7 543(9	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	17.288	10.370	29.277
							Aciers marchands et rods (8	Profilés spéciaux et poutrelles		Verges
1948 » »	51(10	327 416	321.059	2.573	61.951		70.980	39.383	9.853	28.979
1938 » »	50(10	202.177	184.369	3.508	37.939		43.200	26.010	9.337	10.603
							Aciers marchands			Verges et aciers serpentés
1913 »	54	207.058	200.398	25.36 3	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) Dont acier moulé avan ébarbage : 10.362 t en janvier 1956 ; 10.812 t en décembre 1955 ; 9.982 t en novembre 1955 ; 10.383 t en octobre 1955 ; 9.075 t e janvier 1955 ; 9.332 t moyenne mensuelle 1955 ; 7.105 t moyenne mensuelle 1954. (4) Moyenne provisoire du 1-12 54 au 30-11-5 (5) Pendant tout ou partie de l'année. (6)Au 30 novembre 1955. (7) Dont acier moulé : 5.305 t moyenne mensuelle 1953 ; 5.575 moyenne mensuelle 1952 ; 5.339 t moyenne mensuelle 1951. (8) Non compris l'acier moulé. (9) Pour 1951, les traverses ont ét reportées de cette rubrique à la rubrique « Divers ». (10) Hauts fourneaux en ordre de marche : le nombre fictif de hauts fourneaux qui, travaillant sans interruption, auraient donné la production de l'année, est, pour 1948 : 42,95, et, pour 1938 : 35,31. (11) A 31 décembre 1954.

MANIFESTATION D'HOMMAGE ET DE RECONNAISSANCE ENVERS LE PROFESSEUR LUCIEN DENOËL



Le samedi 10 décembre 1955, dans la salle de l'A.I.Lg., trois cents anciens élèves du Professeur Lucien DENOEL se sont réunis pour témoigner leur reconnaissance et leur attachement à l'éminent Jubilaire, entouré de ses enfants. La manifestation s'est déroulée dans une atmosphère émouvante et enthousiaste.

Des allocutions furent prononcées, au nom du Corps des Mines, par M. A. MEYERS, Directeur Général des Mines, au nom de l'Industrie charbonnière, par M. L. DEHASSE, Président de l'Association Houillère du Couchant de Mons, au nom de l'Université, par M. A. SCHLAG, Doyen de la Faculté des Sciences Appliquées.

Le Jubilaire répondit avec émotion, exprimant dans un discours d'une grande élévation de pensée des idées qui méritent d'être méditées et répandues.

M. DEHASSE, au cours de son allocution, annonça la création du « Prix Lucien DENOEL », destiné à récompenser l'auteur d'un travail en rapport avec les matières enseignées par le Jubilaire, témoignant d'un véritable esprit scientifique et comportant une part importante d'originalité.

ALLOCUTION DE M. A. MEYERS,

Directeur Général des Mines.

J'ai été très honoré quand le Comité organisateur de cette manifestation m'a demandé, comme Directeur Général des Mines et comme ancien élève de M. le Professeur Denoël, de faire partie dudit Comité et de prendre la parole aujourd'hui, comme représentant du Corps des Mines.

C'est avec émotion que je m'adresse à cette assemblée nombreuse des anciens élèves de M. Denoël car, en ce moment, nos souvenirs de jeunesse affluent et nous nous revoyons autour de lui, après le cours d'exploitation des mines, discutant avec confiance l'un ou l'autre point de son exposé. Nous nous voyons surtout, sortant de la salle d'examen, le visage hâve et défait, et j'avoue que si, en ce moment, on nous avait dit que 40 ans plus tard nous serions réunis autour de M. Denoël pour le fêter et pour lui exprimer notre admiration, nous aurions été plutôt sceptiques.

Et c'est pourquoi cette assemblée est impressionnante, car elle démontre qu'une des plus belles vertus humaines, la reconnaissance, reste en honneur parmi tous ceux qui ont connu M. Denoël et ont profité de son enseignement.

Il m'appartient spécialement d'exprimer la reconnaissance du pays pour les services éminents que M. le Professeur Denoël lui a rendus, comme Ingénieur du Corps des Mines. Mon collègue, M. Dehasse, vous entretiendra de son action sur le développement de l'industrie.

Je vous ai parlé des services éminents de M. Denoël ; mais il est évident que, pour rendre de grands services, il faut avoir de grandes valeurs.

Il ne suffit pas en effet de naître bien doué pour devenir un savant, il faut développer ses dons naturels. La formation intellectuelle de M. Denoël est à ce point de vue bien intéressante à rappeler.

Né à Verviers en juillet 1870, après de rapides et fructueuses études primaires et moyennes chez les frères des écoles chrétiennes, études surveillées par un père vigilant et très cultivé, qui l'initia lui-même aux langues anciennes, il entrera au collège directement en 3me, en syntaxe comme on disait autrefois, et, ayant terminé très jeune la rhétorique, il fut envoyé pour faire sa classe de mathématique spéciale à Carlsbourg.

A l'Institut de Carlsbourg, outre les mathématiques, il complétait ses connaissances en langues modernes (l'allemand, l'anglais, l'italien et même l'espagnol) et, pour étudier la philosophie, il profitait de ses dimanches.

Avec une telle formation, il était bien préparé pour suivre les cours de notre Université et, en particulier, de notre Ecole des Mines si réputée.

De brillants et dévoués professeurs illustraient alors l'école : Neuberg, Falie, Spring, Lepaige, De Walque, Habets.

M. Denoël se montrera digne de cet enseignement et son classement de sortie dans les premiers rangs, durant les trois dernières années, lui ouvre directement la carrière du Corps des Mines.

Comme vous le savez, Messieurs, le Corps des Mines a pour mission, en premier lieu, de veiller à la sécurité et à la salubrité des mines ; mais il doit aussi contribuer à la prospérité des exploitations en aidant, parfois en conseillant, les exploitants dans la lourde tâche qui leur incombe. L'Administration des Mines participe ainsi à l'élaboration des lois et des règlements qui intéressent les industries soumises à la loi de 1810.

A l'époque où M. Denoël sortit de l'Université, le Corps des Mines avait un lustre particulier ; nombreux étaient les appelés, peu étaient élus. M. Denoël était digne d'entrer dans ce grand Corps.

Il débuta à Mons, en décembre 1892, dans le service des mines du premier arrondissement. Il fit ainsi ses premières armes dans un bassin d'exploitation particulièrement difficile et tristement célèbre par le souvenir de grandes catastrophes. La question « prévention des accidents » dut être, dès lors, la préoccupation principale du jeune ingénieur. C'est pourquoi il s'attacha à étudier les causes des explosions de grisou, la nature et la qualité des explosifs, ainsi que la sécurité des lampes. Mais ces questions ne suffisaient pas à assurer la prévention des accidents, il fallut aussi éduquer le personnel. Certes, M. Denoël rencontrait dans le bassin de Mons d'excellents ingénieurs et des praticiens expérimentés, et il ne manqua pas de profiter de leur expérience ; mais il s'estima heureux de contribuer à la formation du personnel en enseignant l'exploitation des mines à l'école technique de Boussu.

C'est peut-être là que s'éveilla sa vocation de Professeur. Peut-être, poussé par son désir de savoir, avait-il été frappé par les paroles d'un grand écrivain français : St François de Sales qui, parlant de l'instruction, disait : il y a trois manières d'apprendre, suivre des cours, étudier dans des livres, enseigner, et la meilleure manière est la dernière.

Il fut distingué rapidement par ses supérieurs du Corps des Mines et l'Inspecteur Général, M. Watteyne, l'appela à collaborer avec lui au service des accidents miniers.

C'est à cette époque que s'intensifiaient les recherches sur les explosifs de sécurité. L'emploi

des explosifs était une des principales causes d'accidents dans les mines grisouteuses et de nombreuses recherches étaient faites pour découvrir les moyens d'éviter l'inflammation des mélanges grisouteux par les coups de mine. On s'efforçait de modifier la nature des substances explosives et leurs conditions d'emploi, de manière à faire disparaître autant que possible le danger.

L'on connaît la part importante prise par M. Denoël dans cette question capitale pour la sécurité et ses élèves ont pu apprécier la part qu'il réservait dans son cours à ce chapitre de l'art des mines.

La profondeur de nos sièges d'extraction allait en augmentant et le problème de la translation dans les puits devenait de plus en plus difficile. On devait envisager d'extraire des charges plus fortes à des profondeurs croissantes. Près des trois quarts de nos puits étaient équipés avec des câbles en aloès ; ceux-ci étaient lourds et, malgré l'utilisation de câbles d'égale résistance, ils ne permettaient plus de suivre les exigences de l'extraction.

Parmi les installations de câbles métalliques, les plus fréquentes étaient celles des câbles plats s'enroulant sur bobines. On comptait quelques machines à tambours ou à poulies Koepe. Ce dernier système faisait quelques progrès, notamment à cause de l'équipement électrique des sièges d'extraction. Il importait grandement de mieux connaître les propriétés des câbles métalliques. M. Denoël entreprit une étude expérimentale de ces câbles et présenta en 1905, au Congrès des Mines à Liège, et en 1910, au Congrès International de Düsseldorf, une communication sur cette question importante.

Il fut de ceux qui élaborèrent le règlement de 1910 sur l'emploi des câbles ; de plus, par son étude sur les recherches des propriétés mécaniques de ceux-ci, il contribua à l'accroissement de la sécurité dans la translation du personnel et à la solution la plus économique d'un problème que la profondeur croissante des puits et l'intensité de l'extraction rendaient nécessaires.

Fidèle à sa formation d'Ingénieur au Corps des Mines, M. Denoël attacha au problème d'aérage une attention spéciale ; dans des notes autographiées de son cours, il coordonne la théorie de la ventilation et, en une matière si délicate, il sut imprégner ses élèves de l'importance de celle-ci.



Vue d'une partie de la salle.

Les Membres du Comité des Annales des Mines de Belgique sont heureux et fiers de compter M. Denoël parmi ses collaborateurs les plus dévoués et les plus fidèles ; depuis plus de soixante ans il écrit des articles dans notre revue, c'est un record digne de la haute valeur scientifique de ses écrits.

En 1908, M. Denoël quitta le Corps des Mines, comme Ingénieur Principal, pour se consacrer à l'enseignement du cours d'exploitation des mines à l'Université de Liège. Malgré son départ, le Gouvernement fit appel, en 1919, à sa sagesse et à sa science de l'exploitation pour lui demander de faire un rapport sur la répercussion qu'aurait, sur les prix de revient et sur la production de nos charbonnages, la réduction de la durée de travail à 48 heures. Tout en indiquant les moyens de parer aux inconvénients qu'entraînerait cette réduction, son étude remarquable conclut, comme de nos jours, à la nécessité d'une application progressive du régime de manière à permettre la mise en œuvre de moyens préconisés.

Je viens de parcourir rapidement la carrière de M. Denoël au Corps des Mines. Seize ans ont suffi pour que celle-ci soit brillante et fournisse une

riche moisson. Actuellement encore, il est le doyen assidu des Membres du Conseil d'Administration de l'Institut National des Mines à Pâturages, où sa connaissance approfondie de l'art des mines fait autorité.

Il a été un des principaux artisans du développement de la sécurité dans nos mines ; il a formé des générations d'élèves dans l'esprit de « security first » et est resté un conseiller éclairé pour beaucoup. Il doit être considéré comme un bienfaiteur de toute l'industrie minière. Améliorer la sécurité des mines, c'est servir les mineurs, les exploitants, le pays tout entier.

Pour toutes ces réalisations, mon cher Professeur, mon cher Inspecteur Général des Mines, vos anciens élèves vous disent merci.

ALLOCUTION DE M. L. DEHASSE,

Président de l'Association Houillère du Couchant de Mons.

Je me souviens d'une anecdote qui m'a été contée par un de mes frères, contemporain de notre Jubilaire. L'histoire s'est passée en 1891, année où Lucien Denoël a été proclamé Ingénieur des Mines au titre légal et où, grâce à ses brillantes études, il avait obtenu une bourse de voyage, avant d'être attaché au Corps des Mines.

Avec deux de ses collègues, feu Oscar Desclaye et feu Joseph Dehasse, ils avaient décidé que leur voyage d'étude aurait lieu dans les charbonnages du célèbre bassin de la Ruhr.

Au cours de leur mission, nos trois amis rentrant à la cantine du charbonnage où ils logaient, après une journée de travail bien remplie, furent témoin d'une algarade entre ouvriers mineurs polonais. Sans se préoccuper des conséquences qui pourraient s'ensuivre, Lucien Denoël n'écoutant que son besoin de justice s'élança fougueusement entre les adversaires et avec une vigueur indomptable, protégeant le faible, calma l'ardeur des combattants.

Cette anedocte précise déjà ce que sera le caractère de l'homme qui allait aborder la vie active et faire acte de lutteur infatigable. Intelligence, travail, spontanéité, défense des faibles, dynamisme seront les vertus qui marqueront toute son existence, et qui sont restées inaltérées en ce moment où nous fêtons ses 85 ans.

M. le Directeur général des Mines Meyers vient de vous rappeler la carrière de M. Denoël au sein du Corps des Mines, organisme que je me plais aujourd'hui à saluer avec respect pour le rôle si utile et si parfaitement impartial qui est et reste de tradition dans ses interventions dans la vie de notre industrie charbonnière.

En parallèle avec cette mission, Lucien Denoël prit une part prépondérante dans l'évolution de la technique charbonnière par son influence considérable en qualité de professeur et d'éducateur des futurs Ingénieurs des Mines grâce à sa profonde connaissance du métier, grâce à ses études fouillées, grâce aussi à une vision réellement prophétique du rôle qu'allait y jouer le développement des sources nouvelles d'énergie.

Lorsque l'Ingénieur des Mines Lucien Denoël débuta à Mons en 1892, je n'étais encore à cette époque qu'élève d'Athénée, l'exploitation des mines proprement dite était presque exclusivement manuelle en Belgique ; à peine y avait-il quelques treuils et pompes à air comprimé, elle avait uniquement bénéficié à ce moment, de la première révolution industrielle résultant de l'introduction de la machine à vapeur.



Après son discours, le Président Dehasse va donner l'accolade au Jubilaire.

A ses débuts dans la carrière d'Ingénieur des Mines, il collabora avec deux ingénieurs éminents, MM. Watteyne et Stassart, à l'étude systématique des explosifs de sûreté. Peu de temps après, il fut appelé à l'Université de Liège, à assister feu le Professeur Alfred Habets, en procédant aux répétitions de son cours d'exploitation des mines et, à cette occasion, il put profiter utilement de la vaste érudition de ce maître, auquel la plupart d'entre nous devons une profonde reconnaissance.

Succédant au Professeur Habets, M. Lucien Denoël sut donner à son enseignement l'orientation nécessaire pour préparer ses élèves aux formules techniques nouvelles de l'exploitation des mines.

Doué d'une parfaite possession des principes de l'analyse mathématique, de la mécanique rationnelle et de la thermodynamique, d'une puissance de travail exceptionnelle, d'un esprit d'observation remarquable, grâce aussi à sa connaissance approfondie de l'allemand et de l'anglais qui lui permit de suivre, dans les revues publiées dans ces deux langues, les progrès des engins mécaniques dans les travaux souterrains, grâce surtout à son sens inné d'observation, il sut tirer des conclusions qui constituèrent une source féconde des éléments de son enseignement universitaire.

Il s'attacha tout particulièrement à développer chez ses élèves l'esprit de réflexion et d'observation en vue de mettre en pratique les éléments théoriques enseignés et de tirer de la connaissance des sciences, les moyens de les interpréter utilement afin que, dès leur entrée dans la vie industrielle, ils sachent les utiliser d'une façon judicieuse.

Il savait aussi parfois donner à ses leçons un tour plaisant qui les rendait plus attrayantes.

Dans cette période du début de son enseignement, il entreprit tout spécialement l'étude des câbles d'extraction, non seulement au point de vue de la sécurité, mais dans leur construction en vue de l'approfondissement des puits et de l'augmentation des charges ; il y indiqua l'intérêt que nos industriels pouvaient notamment retirer de l'emploi des câbles ronds dans les machines d'extraction à tambour et à poulie Koepe.

L'année 1909 marque, dans la carrière de M. Denoël et dans son influence sur le développement de notre industrie charbonnière, une étape importante. Le Parlement venait de discuter la loi sur la réduction journalière des heures de travail dans les mines ; il fut chargé d'en étudier l'influence sur la production et le rendement et de rechercher les moyens propres à employer pour parer aux inconvénients qui pourraient en résulter.

Ce rapport, demandé par le Parlement, fut un chef-d'œuvre d'analyse, par son objectivité scientifique. On peut dire que l'auteur a eu une vision parfaite de l'évolution des moyens d'exploitation. Aujourd'hui encore, nous en saisissons tout l'intérêt et en appliquons les principes : concentration des exploitations, mécanisation, électrification, allongement des tailles, importance du coupage des voies, rapidité du transport du personnel des puits au front de taille, utilisation du marteau-pic pour l'abattage, emploi des chaînes à raclettes et des couloirs oscillants pour le transport en taille, utilisation de roulements à billes ou à galets pour les wagonnets, enfin, développement des moyens mécaniques de remblayage.

Plus tard, le Professeur Denoël étudia et publia une étude qui fut particulièrement appréciée, non seulement en Belgique, mais en Hollande et en Allemagne, sur l'emploi des cuvelages pour le revêtement des puits dans la traversée des terrains aquifères. Il y préconisa notamment, pour les grandes profondeurs, la construction de cuvelage double en acier laminé, avec liaison par armature métallique des deux enveloppes et remplissage de l'intervalle par du béton. Cette solution vient d'être présentée par une grande firme allemande à la dernière exposition d'Essen ; c'est aussi ce principe qui a inspiré la construction du cuvelage double de la mine Emma IV de la Ruhr.

Faut-il aussi vous rappeler le remarquable discours qu'il fit, lors du Congrès de 1947, sur les pressions des terrains ?

Faut-il aussi vous dire qu'à l'âge de 85 ans, il continue à étudier, dans les ouvrages techniques étrangers, les diverses questions qui intéressent notre industrie minière pour les analyser succinctement dans les « Annales des Mines de Belgique » ?

Tout récemment encore, il a exposé, dans la même publication, plusieurs articles relatifs aux dégâts occasionnés à la surface du sol par les exploitations souterraines, et l'analyse qu'il en a faite constitue une mise à jour intéressante de cette question.

Le cours qu'il a développé à l'Université n'a, malheureusement, pas été imprimé et c'est bien regrettable. Il y développe notamment, d'une façon remarquable, diverses questions qu'il avait personnellement approfondies telles que l'emploi des explosifs, la ventilation, la préparation mécanique.



Le Président Stein remet à M. Denoël l'ouvrage «De Re Metallica».

Ce regard jeté sur l'œuvre accomplie par notre éminent Professeur émérite Lucien Denoël, témoigne des services qu'il a rendus, non seulement à notre industrie houillère, mais aussi à notre «Alma

Mater » dont il a porté le renom, à travers le monde scientifique, bien au delà de nos frontières.

Cher M. Denoël,

Pour commémorer cette cérémonie jubilaire, les organisateurs ont décidé de créer un « Prix Lucien Denoël » qui sera octroyé à l'auteur d'un travail en rapport avec les matières enseignées par le Jubilaire, témoignant d'un véritable esprit scientifique et comportant une part importante d'originalité.

Cher Professeur,

Voulant vous laisser un modeste souvenir de la manifestation de ce jour, notre Président d'Honneur, M. Stein, vous prie d'accepter deux ouvrages. L'un d'eux est le cours d'exploitation des mines de l'un de vos prédécesseurs : « De Re Metallica » de Georgius Agricola. L'autre est un petit lexique français-allemand. Il vous aidera longtemps encore dans vos travaux et publications scientifiques par lesquels vous continuez à servir l'industrie charbonnière et le renom de notre pays.

ALLOCUTION DE M. A. SCHLAG,

Doyen de la Faculté des Sciences Appliquées de l'Université de Liège.

Après que M. le Directeur Général Meyers ait félicité M. Denoël au nom de l'Administration des Mines et que M. Dehasse ait souligné les éminents services qu'il a rendus à l'industrie charbonnière, il est tout naturel que l'Université associe sa voix à ce concert de louanges.

M. le Recteur aurait vivement désiré apporter personnellement à M. Denoël l'hommage de l'Université. Il en est, à son très vif regret, empêché et il m'a chargé de le remplacer. C'est avec une grande joie que je m'acquitte de cette mission.

L'Université peut, en effet, se réjouir plus que n'importe qui des sentiments d'admiration et de gratitude exprimés aujourd'hui à M. Denoël, car la cérémonie à laquelle nous assistons s'est elle-même intitulée « Manifestation d'hommage et de reconnaissance envers le Professeur Lucien Denoël » proclamant implicitement par là que celui-ci était, avant tout, attaché à l'Université.

C'est, en effet, à notre Ecole d'Ingénieurs que M. Denoël a consacré la presque totalité de sa longue carrière.

C'est par un Arrêté Royal du 28 décembre 1897 que — cinq ans après avoir obtenu son diplôme d'ingénieur — il était chargé de faire, à la Faculté technique de l'Université de Liège, les répétitions du cours d'exploitation des mines en remplacement de M. P. Trasenster, démissionnaire. Par Arrêté Royal du 10 avril 1908, il était détaché du Corps des Mines, avec rang de Professeur ordinaire à la Faculté Technique de Liège et chargé de faire le cours d'exploitation des mines, en remplacement d'Alfred Habets, décédé. Lors de la réorganisation de l'enseignement supérieur décrétée par la loi du 21 mai 1929, il fut en plus, par Arrêté royal du 28 septembre 1931, chargé du cours de préparation mécanique des minerais, matière qui, jusqu'alors, faisait partie du cours d'exploitation des mines.

Ainsi durant 34 ans, sans autre interruption que celle due à la fermeture des Universités, pendant la guerre 1914-1918, M. Denoël a assuré un des enseignements de base de notre Ecole d'ingénieurs. En effet, admis à l'éméritat à partir du 7 juillet 1940, il a été autorisé à continuer son enseignement jusqu'au 30 septembre 1942. Il a ainsi formé une trentaine de promotions d'ingénieurs des mines.

M. Denoël était profondément attaché à son enseignement et il en a marqué chacun des chapitres (explosifs, câbles, ventilation, cuvelage, etc.) d'une vigoureuse note personnelle.

Il lui importait moins de se livrer à de savants calculs théoriques que de dégager les principes des matières enseignées et de les développer ensuite à l'usage des ingénieurs chargés de la production. Il attachait le plus haut prix à ce que ses élèves acquièrent un jugement sain, une faculté de discussion et ce bon sens pratique dont la valeur est proclamée par tous ceux que préoccupe la formation de l'ingénieur.

A dire vrai, ces exigences — toutes naturelles qu'elles paraissent — ne rendaient pas les examens d'exploitation des mines particulièrement faciles. En ce temps comme maintenant, le récipiendaire préférait exposer plutôt que de juger, de discuter, et de décider surtout s'il s'agissait de le faire à propos d'un problème pratique, souvent avec données numériques ; il faut donc bien avouer que ce n'était pas sans une certaine crainte que nous nous présentions au tableau noir.

Et cependant, malgré le souvenir de certains moments peut-être peu agréables, n'est-il pas frappant de constater maintenant avec quelle unanimité, tous les anciens élèves de M. Denoël, qui ont fait carrière dans les mines, ont répondu à l'appel du Comité organisateur de cette manifestation et se sont réunis ici pour témoigner leur admiration et leur gratitude, n'est-ce pas là le plus bel hommage qui puisse être rendu à un professeur ? N'est-ce pas la reconnaissance de la haute valeur pratique de l'enseignement qu'ils ont reçu ?

Peut-être, attendrait-on du porte-paroles de l'Université qu'il énumère et analyse les nombreuses publications de M. Denoël. Je n'en ferai rien, car à l'échelle de la carrière de M. Denoël, ce ne sont pas ses publications qui comptent le plus, quelle que soit leur valeur. Ce qui compte, ce sont les actions qui ont contribué à faire progresser la technique minière, ce sont les études et les rapports d'envergure sur de grands problèmes ressortissant à l'industrie charbonnière, ce qui compte, ce sont aujourd'hui, les trente générations d'ingénieurs qui acclament leur ancien Professeur.

Cher M. Denoël,

Vos anciens élèves, vos Collègues de l'Administration des Mines, les représentants de l'industrie charbonnière viennent vous dire leur reconnaissance.

L'Université veut aussi vous assurer qu'elle n'oublie pas les éminents services que vous lui avez rendus. Elle se souvient que vous avez été, pendant un tiers de siècle, le Maître incontesté de son Ecole des Mines et que, par vous-même et par les élèves que vous avez formés, vous avez porté son renom dans toutes les parties du monde. Elle vénère votre nom parmi ceux de ses professeurs les plus éminents et elle souhaite que, longtemps encore, vous jouissiez — dans le travail que vous n'avez jamais abandonné — d'une retraite bien méritée.

ALLOCUTION DE M. L. DENOEL,

Professeur émérite de l'Université de Liège.

Nous vivons une journée réconfortante parce qu'elle célèbre la reconnaissance, la confraternité professionnelle et la foi dans l'avenir de l'ingénieur des mines. Ce m'est un devoir de féliciter les organisateurs de leur heureuse inspiration et vous tous de votre large participation. Vous avez cédé à un généreux élan de confraternité en décidant de rendre un juste hommage et d'attribuer une récompense substantielle aux ingénieurs qui se sont distingués dans la profession par leurs initiatives fécondes et leur ténacité et qui se sont imposé un surcroît de travail non négligeable en mettant à la portée de tous, par la parole et par la plume, les fruits de leur savoir et de leur expérience.

La création de ce prix ne pouvait pas manquer d'être approuvée et encouragée quelle qu'en soit l'enseigne. Vous m'avez fait l'honneur insigne, dont je sens tout le prix, de me prendre comme parrain, et la gracieuseté de mettre cette institution sous le signe de la reconnaissance.

Cet hommage solennel me paraît absolument superflu après tous les témoignages d'estime que vous m'avez prodigués au cours de ma longue carrière, en m'appelant à présider vos assemblées et à participer à vos réjouissances. Ces antécédents m'ont déjà récompensé au delà de mes mérites et ils ont donné au Comité organisateur la conviction qu'en faisant de nouveau appel à vos sentiments de sympathie, ils augmentaient les chances de succès de leur initiative. C'est avec émotion que je constate que leur espoir n'a pas été déçu et ce m'est une grande joie de voir que j'ai pu ainsi apporter une contribution morale à votre œuvre de solidarité.

Vous avez apporté un capital d'un montant impressionnant et je vois dans cette nombreuse assemblée des visages qui évoquent en moi des souvenirs s'étalant sur une période de plus de 60 ans. Je lis à vos fronts souriants, non pas cette aimable déférence qui va de l'élève au maître et qui n'est plus de mise aujourd'hui, mais cet éclair de sympathie et de franche cordialité qui illumine ces réunions de détente où viennent fraterniser ceux qu'inspire un même idéal, qu'un labeur librement consenti enchaîne à la même tâche ardue, que hantent les mêmes soucis et les mêmes inquiétudes.

Dans cette atmosphère vivifiante, mon vieux cœur se sent rajeuni et revigoré, il bat à l'unisson des vôtres et il communie au même esprit et aux mêmes sentiments. Il déborde de reconnaissance pour toutes les attentions dont j'ai été l'objet et j'apporte mon tribut tout d'abord à votre Président d'Honneur, M. Stein, promoteur de tant d'œuvres hardies et généreuses, à MM. Meyers et Dehasse qui se sont faits avec tant de bonne grâce les interprètes des sentiments du Corps des Mines et du monde industriel, à tous les membres du Comité organisateur et de son dévoué Secrétaire, M. Venter, qui n'ont épargné ni leur temps ni leurs efforts pour mener à bien leur entreprise.

Faut-il dire que mes mânes ont tressailli par anticipation à la lecture de cette flatteuse notice nécrologique, ornée d'un portrait où le talent de l'artiste s'affirme dans sa maturité en même temps que son humour légendaire.

Tous ces hommages suffisent et me confondent et, parce que j'ai trop peur qu'un refus ne vous soit un chagrin, j'aurais accepté un simple don symbole de votre affection. Vous avez outrepassé mes désirs en m'offrant ce cadeau dont la somptuosité atteste votre incommensurable générosité. J'en apprécie toute la valeur et l'appropriation.

Cette magnifique édition du traité d'Agricola, monument de l'état des sciences minérales à l'époque de la Renaissance, flatte le goût des chefs d'œuvre de l'antiquité que j'ai conservé de ma culture classique. J'en attends beaucoup d'agrément, il restera pour mes descendants un souvenir des plus précieux qu'ils garderont avec fierté. Vous avez honoré aussi mes filles de vos gracieusetés. C'est vous dire le surcroît de reconnaissance que je vous dois pour la grande joie que vous avez procuré à toute ma famille, rien que par l'annonce de cette manifestation, combien mes enfants se sentent honorés de votre aimable invitation, combien ils sont heureux de pouvoir assister à ces assises dont ils retireront certainement de salutaires enseignements.



Vue d'une partie de l'assemblée qui applaudit le Jubilaire après son discours.

M. le Directeur Général des Mines,

Vous avez bien voulu retracer les étapes de ma carrière d'Ingénieur des Mines. Laissez-moi vous dire qu'elle a été pour moi un immense bienfait. Tout d'abord, quel merveilleux centre de formation pour une jeune recrue que le 1er Arrondissement des Mines en 1893, où j'ai été accueilli par des chefs et des collègues ayant tous des chevrons de front, ayant vécu les catastrophes meurtrières de l'Agrappe, la Boucle, l'Escouffieux, et d'autres. Le dernier survivant de cette pléiade est notre collègue L. Legrand; c'est là que j'ai rencontré l'homme providentiel qui devait exercer sur mon avenir une influence décisive, Victor Watteyne, alors Ingénieur Principal, qui s'est fait mon éducateur, a guidé mes premières descentes dans chacun des quatre charbonnages du district de Dour, et mes premières enquêtes d'accidents, ne ménageant dans la suite ni ses conseils ni ses avis parfois sévères, il a su m'inculquer l'esprit de discipline, le respect sans borne de la dignité de la profession. Déjà alors, sa réputation avait débordé nos frontières, il était publiciste et s'était fait le champion de la théorie de l'explosibilité des poussières de houille. Cinq ans après, il était appelé à l'Administration Centrale, y créait le Service des Accidents Miniers et du Grisou et les Annales des Mines de Belgique, et me faisait le grand honneur de m'appeler comme adjoint.

Tout le monde connaît le rayonnement de son œuvre subséquente et nul plus que moi n'en a bénéficié.

A la même époque, deux faits d'une importance capitale dans l'histoire de notre industrie minière m'ont favorisé : en premier lieu, la découverte du gisement houiller de la Campine. J'ai été déchargé d'une partie de mes prestations au Service des Accidents, pour suivre la campagne des sondages et dépouiller les dossiers des demandes en concession, travaux d'un intérêt palpitant et qui m'ont mis en contact avec tous les chefs d'industrie intéressés. J'ai eu l'avantage de pouvoir suivre dans sa mission en Westphalie la Commission d'Etudes, présidée par J. Kersten, et qui comprenait des ingénieurs de toutes les Ecoles ; son objectif immédiat était l'étude des creusements de puits dans les morts-terrains aquifères.

En 1908, s'est posée devant le Parlement la question de la limitation de la durée du travail dans les mines. Faut-il dire qu'elle a suscité de vives controverses où l'on apportait de part et d'autre des raisons souvent d'ordre subjectif et sentimental. Ce Parlement a eu la sagesse, avant de prendre une décision, de vouloir s'éclairer sur les conséquences probables d'une réforme qui devait affecter tout le régime économique du pays, et il a organisé une vaste enquête orale et une consultation de personnes compétentes ; elle a rédigé un volumineux questionnaire embrassant la question

sous tous ses aspects, du juridique au technique et au commercial. Pour y répondre et arriver à des arguments convaincants, il fallait opposer au chaos des opinions des faits lumineux et des chiffres éloquents, se rapportant à des cas nombreux et divers. Je ne serais jamais arrivé, pour ma part, à réaliser la tâche imposée dans les délais fixés si je n'avais été sérieusement secondé par tous les ingénieurs en chef des mines qui m'ont permis de fouiller leurs archives et m'ont signalé tous les charbonnages où je pouvais trouver des renseignements utiles. Tous les exploitants que j'ai consultés et visités ont mis à ma disposition bien des documents qu'ils ne sont pas d'ordinaire empressés de communiquer sur les rendements, les prix de revient, l'organisation du travail.

Je tiens à rappeler ici spécialement les charbonnages patronnés par la Société Générale de Belgique et je me souviens entre autres de ma visite aux Réunis de Charleroi où j'ai été piloté si aimablement par l'Ingénieur du fond E. Dessalles.

Si je me suis attardé un peu sur ces souvenirs, c'est parce qu'ils illustrent de façon saisissante les bienfaits de l'entente cordiale, de l'entr'aide entre tous les membres de la grande famille des Ingénieurs des Mines. A ces exemples, on peut ajouter d'autres tout récents. Lorsque le vent de nationalisation a soufflé de toutes parts, il n'a pas épargné la Belgique. Nous avons vu encore une fois s'affronter les opinions contradictoires, les unes radicales, les autres mitigées sous les étiquettes de concentration et de fusion. Il fallait s'entendre sur la meilleure manière de mettre à fruit nos réserves en combustibles. Pour résoudre le problème, M. le Directeur Général Meyers a constitué ces comités d'experts comprenant des géologues, des représentants de l'industrie, du Corps des Mines et des organisations ouvrières. Ces comités nous ont rendu le précieux service d'évaluer, avec la précision possible en cette matière, nos réserves utilisables, de proposer des fusions, des rectifications de limite, des amodiations. Quant à l'application de ces conclusions, nous avons eu la grande satisfaction de voir écarter les constructions imaginaires et retenir celles fondées sur les piliers solides de l'expérience, des prévisions rationnelles et des progrès possibles.

Messieurs, cet épisode vous rappellera ce que vous avez tous eu l'occasion d'apprécier maintes fois, c'est-à-dire dans quel esprit de justice, d'objectivité et de pondération, M. Meyers s'est toujours acquitté de ses difficiles et délicates fonctions de Directeur Général des Mines. Nous nous associons de tout cœur aux hommages qui viennent de lui être adressés à l'occasion de sa mise à la retraite et nous lui exprimons toutes nos félicitations et tous nos meilleurs vœux.

Mon cher Collègue A. Schlag,

En votre qualité de Doyen et de représentant de M. le Recteur, vous m'avez apporté les témoignages de sympathie de mes Collègues de la Faculté des Sciences Appliquées. Vous avez ravivé le souvenir des relations toujours cordiales, d'une collaboration étroite à la même œuvre, des encouragements reçus des autorités académiques, et spécialement de M. le Recteur Duesberg. Vous tous avez contribué à faire fructifier mon enseignement puisque les élèves du cours d'Exploitation des Mines sont d'autant plus aptes qu'ils ont mieux assimilé les principes des autres disciplines. Soyez-en remerciés.



Au cours de la réception, M. Denoël s'entretient familièrement avec ses anciens élèves. On le voit ici avec MM. Gottschalk et Nokin.

Qu'il me soit permis d'évoquer ici la mémoire des répétiteurs du cours : A. Renier, devenu Professeur et Directeur du Service Géologique, qui a rendu tant de services aux ingénieurs des charbonnages par ses études fouillées du gisement ; A. Breyre, qui a poussé si loin notre connaissance des explosifs et du grisou, qui a créé à l'Université ce cours facultatif de la Préservation des Accidents Miniers que professe aujourd'hui avec autorité M. Guérin.

Entre autres services, grâce à leurs relations, ils m'ont apporté une aide précieuse dans l'organisation des excursions à l'étranger qui nous ont laissé à tous de si joyeux souvenirs.

S'il faut parler professorat, en ce qui concerne l'art des mines, il est banal de répéter que ce sont les exploitants qui fournissent la matière des cours et que l'enseignement ne se conçoit pas sans la collaboration étroite de la Science et de l'Industrie. Il en a toujours été ainsi, mais jamais avec autant d'intensité et dans des conditions aussi exceptionnelles que celles du dernier demi-siècle. Quelle moisson d'observations et d'expériences nous avons récoltées dans l'exploration du gisement de la Campine, la création des nouveaux sièges d'extraction et leur prodigieux développement. Avec quel intérêt passionnant et quel réconfort, maîtres et élèves ont suivi l'évolution rapide des méthodes et des engins de toute espèce en vue d'accroître la productivité, de résoudre ce problème toujours angoissant de la main d'œuvre, de garantir la sécurité et l'hygiène. Quelle gloire

a rejailli sur l'Ecole de Liège par toutes ces réalisations ! Vous l'avez tous constaté lors de tous les Congrès Internationaux des Mines auxquels vous avez apporté une importante contribution, et tout spécialement lorsque vous avez ici à Liège organisé ces Congrès de 1905 et de 1930 et ces visites à Wérister, au Hasard, à Maurages dont tous les participants étrangers ont été ravis.

Depuis lors, vous avez encore fait beaucoup de chemin, vous avez bénéficié du progrès des sciences auxiliaires, vous avez vu que la connaissance des phénomènes physiques et chimiques a été poussée si loin parce qu'elle s'appuie sur les mesures de certaines grandeurs. Vous avez introduit ces méthodes dans un milieu qui s'y prête peu, celui des chantiers du fond, les chronométrages, les prises d'essai et les analyses immédiates des atmosphères, les dynamomètres enregistreurs des mouvements et des pressions du terrain, ont donné des résultats tangibles, l'avenir vous en réserve d'autres peut-être surprenants. Vous avez conjugué vos efforts individuels avec ceux de ces Instituts d'Etudes scientifiques que sont les laboratoires de Frameries et de Hasselt, avec ceux d'Inichar, Centre d'informations et de recherches fécondes dirigé avec tant d'éclat et de succès par M. J. Venter. Sous son impulsion, les Annales des Mines et ses Bulletins techniques ont pris une ampleur jamais atteinte auparavant ; ils sont lus dans le monde entier ; ils m'ont évité dans ma retraite l'ennui de me sentir trop vieux dans un monde trop jeune.

Votre Comité ne tardera pas à établir le règlement du nouveau prix et à faire appel aux candidats. Les noms des lauréats seront inscrits dans le Palmarès de notre Université et de notre Association A.I.Lg. Leur exemple sera un stimulant pour ceux qui resteront dans la carrière quand leurs aînés n'y seront plus. Eux aussi auront une lourde tâche, les mêmes problèmes à résoudre avec des difficultés accrues, il leur faudra affronter les attaques insidieuses ou brutales des éternels ennemis du mineur et nous ignorons de quelles forces ils disposent dans leurs repaires des grandes profondeurs. Une entreprise gigantesque est déjà en perspective, celle d'un nouveau siège de 7.000 tonnes en Campine. Malgré toutes les prévisions et précautions, elle se heurtera peut-être à des écueils inconnus. Mais l'homme ose de plus en plus et il triomphe de la nature.

Regardez donc l'avenir avec la conscience de la force que vous avez déployée jusqu'à présent. Vous avez connu les désastres de deux guerres et une crise économique d'une ampleur universelle, ces maux ne vous ont pas abattus. Vous avez réagi parce que vous avez une foi et un idéal, autrement dit une vocation.

Elle est si belle la vocation de l'Ingénieur des Mines qu'il faudrait un Termier pour la célébrer dignement. Gardez-vous donc de l'étouffer dans l'âme des jeunes en leur exagérant les servitudes de la profession. Un frémissement de malaise et d'inquiétude a été provoqué par certains incidents pénibles et certaines publications s'en sont fait l'écho. Que cela ne vous trouble point et ne vous obsède. Une crise de suspension, de méfiance serait la pire de toutes. N'écoutez pas ces voix désespérées qui gémissent dans le vent d'Ouest. Restez d'incorrigibles optimistes, indéfectiblement unis comme vous l'avez toujours été.

Comptez sur vous-même plus que sur le Trésor public qui ne donne rien pour rien. Vous connaîtrez des triomphes dont vous ne serez pas obligés de rendre compte à César.

Lorsque vous planterez le drapeau de l'Ecole de Liège dans quelque palais des Congrès, vous pourrez dire comme Jeanne d'Arc à Reims : « Tu as été à la peine, il est juste que tu sois à l'honneur ».

Après ces discours, les participants se répandirent dans les salons de l'A.I.Lg. où eut lieu une très agréable réception. Les anciens élèves de M. Denoël purent ainsi lui témoigner individuellement leur sympathie et leur attachement. Un grand nombre d'entre eux se réunirent ensuite au cours d'un déjeuner amical, en entourant le vénérable Jubilaire et sa famille.

La souscription en vue de la constitution du « Prix Lucien DENOEL » a donné la somme de 258.000 francs. Elle permettra l'attribution de quelques prix de soixante mille francs, qui seront décernés en principe à raison d'un prix tous les trois ans et, pour la première fois, en 1957. Ce Prix sera attribué à un Belge ou à un étranger, auteur, comme il est dit ci-dessus, d'un travail en rapport avec les matières enseignées par le Jubilaire, témoignant d'un véritable esprit scientifique et comportant une part importante d'originalité.

Les fonds seront administrés par l'A.I.Lg. et le Prix décerné par un Comité composé de sept personnes :

— le Professeur d'Exploitation des Mines de l'Université de Liège : Président;
— le Directeur d'Inichar : Vice-Président ;
— le Secrétaire Général de l'A.I.Lg. ;
— un membre de la famille de M. Denoël, de préférence ingénieur des mines ;
— trois autres membres, ingénieurs de l'Ecole de Liège choisis pour leur compétence et cooptés par les quatre membres permanents.

Commission Technique Internationale de Valorisation du Charbon de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier

5e SESSION - 3 au 7 octobre 1955

Compte rendu par FEDECHAR et INICHAR

INTRODUCTION

Le présent document constitue le rapport des visites effectuées par la Commission Technique Internationale de la Valorisation du Charbon, lors du voyage d'étude en Grande-Bretagne du 3 au 7 octobre 1955.

Il a été rédigé par les délégués belges :

MM. BERX, de la S.A. Cockerill-Ougrée, à Seraing.
GRAND'RY, de la S.A. Carbochimique et Carbonisation Centrale, à Tertre.
VENTER, de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière.
LEDENT, de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière.

Il est divisé en six chapitres consacrés aux six installations visitées, à savoir :

I. *Le « Central Research Establishment » du N.C.B. à Stoke Orchard.*
II. *La cokerie charbonnière de Nantgarw.*
III. *L'usine à « Phurnacite » d'Aberaman.*
IV. *L'usine à gaz de Beckton.*
V. *Le centre de recherches de la B.C.U.R.A. à Leatherhead.*
VI. *La « Fuel Research Station » à Greenwich.*

En fin des divers chapitres figurent quelques références bibliographiques relatives aux installations visitées ou aux recherches qui y sont actuellement en cours.

LISTE DES PARTICIPANTS

Haute Autorité :	MM. DELARGE, FACINI, SCHENSKY.
Allemagne :	MM. BUSCH, HAACKE, HOFMEISTER, JENKNER, KOCH, KRUEGER, LUEPKE, MULLER-GLIEMANN.
Belgique :	MM. BERX, GRAND'RY, LEDENT, VENTER.
France :	MM. BOYER, GODDET, SABATIER.
Italie :	MM. BOBBIO, COLLO, DELPIANO, SCORTECCI.
Pays-Bas :	M. EX.
Sarre :	MM. BASSAL, DONTOT, HOFFMANN, ZEWEN.
Royaume-Uni :	MM. GREENWOOD, JONES, MAC DOUGALL, WEBB.
Interprètes du N.C.B. :	MM. HAMILTON, MACE, READETT.

I. LE CENTRAL RESEARCH ESTABLISHMENT (C.R.E.I.) A STOKE ORCHARD (PRES DE CHELTENHAM)

1. Généralités.

Le Centre de recherches de Stoke Orchard a été créé par le National Coal Board peu après la nationalisation des mines.

Il est installé en dehors des bassins charbonniers, mais à moins de 100 km des bassins du Staffordshire et du Pays de Galles.

Son programme de travaux comprend l'étude de l'utilisation et de la valorisation des charbons, à l'exclusion des problèmes relevant de la technique minière proprement dite.

Le personnel du centre compte 320 unités dont 80 universitaires, 150 diplômés d'écoles techniques et 90 ouvriers.

Plusieurs recherches actuellement en cours sont orientées vers la production d'un combustible domestique sans fumée à partir de charbons à haute teneur en matières volatiles. Ce problème revêt une importance toute spéciale pour la Grande-Bretagne, en raison de sa faible production de charbons anthraciteux et par suite de la pollution atmosphérique résultant de la combustion du charbon gras dans les foyers ouverts des grands centres urbains.

Les réserves de charbon à coke étant, par ailleurs, assez limitées, il importe que le nouveau combustible soit obtenu sans devoir recourir à des charbons cokéfiants.

On s'oriente donc vers la mise au point d'un procédé en plusieurs temps qui utiliserait au départ des fines de charbons flambants, relativement abondantes en Grande-Bretagne, ou encore des charbons demi-gras à faible pouvoir agglutinant.

Le procédé comporterait trois phases essentielles :
— une phase préparatoire au cours de laquelle le charbon fin subirait une oxydation contrôlée ou une carbonisation partielle dans un appareil de traitement en phase fluidisée dense.
— une phase d'agglomération du semi-coke ainsi obtenu avec addition d'une quantité plus ou moins importante de brai.
— une phase de carbonisation finale des briquettes afin de les transformer en combustible domestique sans fumées.

Au cours de la visite, différentes démonstrations ont été présentées en vue d'illustrer cinq aspects de ce travail de recherche, à savoir :
— l'oxydation fluidisée
— la carbonisation fluidisée
— l'agglomération à chaud
— la carbonisation des briquettes au sable chaud
— l'étude des goudrons et sous-produits.

2. Oxydation fluidisée.

Le traitement par oxydation est essentiellement destiné aux charbons mi-gras ou trois-quarts gras qui constituent la transition entre les charbons cokéfiants et les charbons maigres non agglutinants.

Les propriétés agglutinantes résiduelles de ces charbons les rendent impropres à la fabrication de briquettes carbonisées en raison du ramollissement et du collage des briquettes durant la carbonisation.

La technique d'oxydation fluidisée remédie à ces inconvénients grâce à la destruction plus ou moins complète des propriétés agglutinantes résiduelles. Comme toutes les méthodes de fluidisation, elle se prête à un contrôle très précis des conditions opératoires permettant d'atteindre très exactement le degré d'oxydation optimum.

La fluidisation, qui confère aux particules solides des propriétés comparables à celles des liquides, permet au surplus de simplifier la manutention et d'effectuer le traitement de façon continue avec un minimum de personnel.

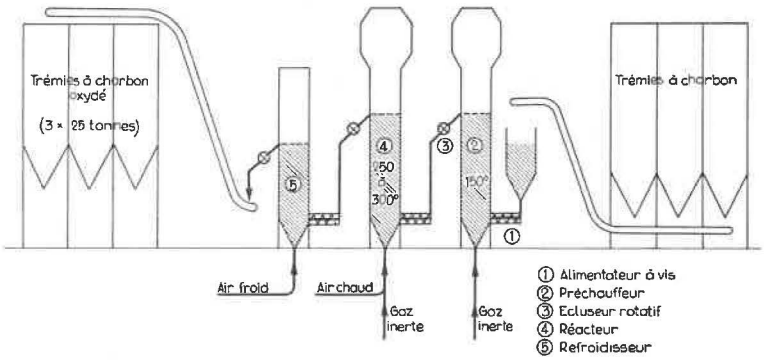


Fig. 1. — Oxydation fluidisée — schéma de principe.

Les premières expériences ont été réalisées en laboratoire, dans une installation pilote à l'échelle de 22,5 kg/h (50 livres).

Actuellement, on procède au montage d'une installation semi-industrielle capable de traiter une tonne à l'heure.

La figure 1 montre le principe de cette installation.

Le charbon traité contient de 16 à 20 % de matières volatiles et arrive sous forme de fines lavées. Après un premier broyage à 10 mm (3/8e de pouce), le charbon est séché et pulvérisé en dessous de 0,5 mm (30 mesh B.S.S.). Un alimentateur à vis (1) l'introduit dans une première cuve de fluidisation (2) où il est chauffé jusqu'à 150° C par un courant de gaz inerte.

Il traverse ensuite un écluseur rotatif (3), puis est introduit dans le réacteur (4) dans lequel il est fluidisé par un courant de gaz inerte chaud auquel on a ajouté une quantité d'air exactement contrôlée. La température du réacteur est maintenue à un niveau constant (250 à 300° C suivant les charbons) et suivant le degré d'oxydation que l'on veut réaliser.

Après passage à travers un nouvel écluseur, le charbon entre dans une cuve (5) dans laquelle il est refroidi par fluidisation à l'air, une certaine quantité d'eau étant ajoutée au lit fluidisé, pour réduire la température au niveau nécessaire. L'installation est compacte et peu encombrante, les cuves de fluidisation ont un diamètre de l'ordre de 50 à 60 cm et une hauteur de 3 à 4 mètres; elles sont groupées l'une à côté de l'autre dans un local de quelques mètres carrés.

Le gaz inerte utilisé dans le préchauffeur est obtenu en brûlant du gaz de ville avec juste assez d'air pour qu'il n'apparaisse pas d'oxygène dans les fumées. Le gaz de réaction est un mélange de ce gaz inerte et d'air chaud.

Il est à noter que, dans une installation industrielle, le briquetage pourrait s'effectuer à chaud, ce qui permettrait de supprimer la cuve de refroidissement. La chaleur d'oxydation dégagée dans le réacteur pourrait également être utilisée pour chauffer de l'eau et servir aux besoins thermiques de l'usine.

Toute cette installation pilote a été conçue pour fonctionner de façon entièrement automatique sous le contrôle d'un seul surveillant. L'appareillage de régulation et de contrôle est groupé sur un tableau central, les principaux appareils étant : les régulateurs de la température en tête de chacun des trois fluidiseurs et le régulateur de l'alimentation de charbon. A côté de cela figurent une série d'appareils, parmi lesquels un indicateur de la teneur en oxygène du gaz entrant dans le réacteur et de celle du gaz sortant et un indicateur de la hauteur et de la densité apparente du lit fluidisé.

3. Carbonisation fluidisée.

La carbonisation fluidisée est actuellement expérimentée en vue de la production d'un semi-coke pulvérulent de 6 à 12 % de matières volatiles à partir de fines de charbons flambants.

Le semi-coke obtenu peut ensuite être aggloméré et servir de matière première à la fabrication d'un combustible domestique sans fumées. Il pourrait également servir à d'autres usages, notamment celui d'amaigrissant dans la constitution des mélanges pour fours à coke.

Les matières volatiles distillées sont recueillies sous forme de goudrons et de gaz.

Les essais sont actuellement réalisés dans une installation pilote d'une capacité de 45 kg/h (100 livres), représentée schématiquement à la figure 2.

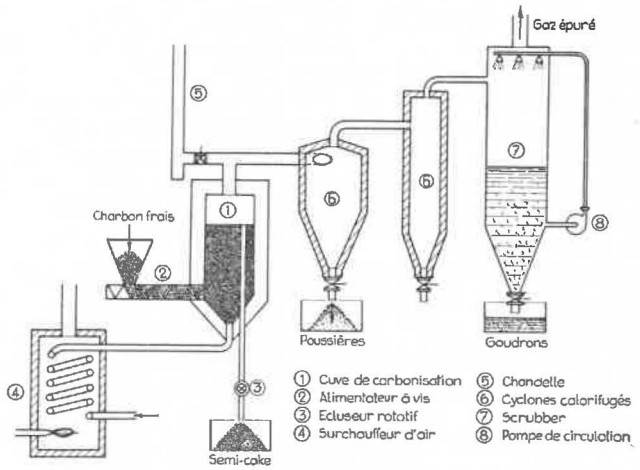


Fig. 2. — Carbonisation fluidisée — schéma de principe.

Cette installation comporte essentiellement une cuve de carbonisation (1) à parois métalliques, pourvue d'un système de chauffage extérieur. Le charbon y est introduit par l'alimentateur à vis (2) et sort à l'état de semi-coke par un tuyau de trop-plein pourvu d'un écluseur rotatif (3). Le gaz de fluidisation (généralement de l'air) traverse le surchauffeur (4) avant d'entrer dans la cuve de carbonisation. Une petite fraction du charbon traité est brûlée par l'oxygène de l'air de fluidisation, ce qui contribue à maintenir la température du lit au niveau voulu.

Le gaz obtenu peut être brûlé par la chandelle (5) ou être épuré dans une installation de récupération constituée de deux cyclones dépoussiéreurs calorifugés (6) et d'un scrubber (7). Les goudrons décantés s'évacuent à la base du scrubber, tandis que les eaux de condensation sont recyclées par la pompe (8), pour servir au lavage des gaz.

Le charbon traité comporte habituellement 35 à 40 % de matières volatiles.

La quantité de goudron récupérée est de l'ordre de 20 % (sur charbon sec); elle varie suivant la nature du charbon et suivant la température de traitement.

La teneur en matières volatiles du semi-coke peut être ajustée en agissant sur la température de carbonisation. Elle est habituellement de 6 à 12 %.

Lorsqu'on utilise l'air pour la fluidisation, le pouvoir calorifique du gaz ne dépasse pas 2200 kcal/m³ (250 BTU/cf). On peut augmenter ce pouvoir calorifique jusqu'à un maximum de 8900 kcal/m³ (1000 BTU/cf) si la fluidisation est réalisée à la vapeur, avec chauffage de la cuve à travers la paroi.

4. Agglomération à chaud.

La plupart des charbons destinés à la fabrication des briquettes de combustible domestique sans fu-

mées devant subir un prétraitement à chaud (oxydation ou semi-carbonisation fluidisée), il est peu rationnel de les refroidir en dessous de 100° en vue de les agglomérer et de devoir ensuite les réchauffer jusqu'à 700 ou 800° pour la dernière phase de carbonisation.

La station d'essai de Stoke Orchard a ainsi été amenée à étudier la fabrication des boulets par agglomération à température élevée. Outre son avantage au point de vue du bilan thermique des opérations de prétraitement et de carbonisation des briquettes, cette méthode permet une sensible économie de brai, les propriétés agglutinantes du charbon pouvant intervenir en remplacement d'une partie du liant.

La méthode d'agglomération utilisée ressemble à celle de Hardy, la gamme des températures d'agglomération admissibles étant éventuellement élargie par l'addition d'un fondant (charbon fusible) au mélange charbon-brai.

Le dispositif expérimental comporte un mélangeur chauffé au gaz, une presse d'agglomération à volume constant qui fournit une pression de 235 à 315 kg/cm² (1 1/2 à 2 tonnes/pouce carré) et une cellule de carbonisation dont les dimensions sont calquées sur celles des fours à phurnacite (voir chapitre III).

Divers mélanges ont été étudiés et on est parvenu à des résultats satisfaisants, que la matière première à agglomérer soit du charbon oxydé ou du semi-coke de carbonisation fluidisée.

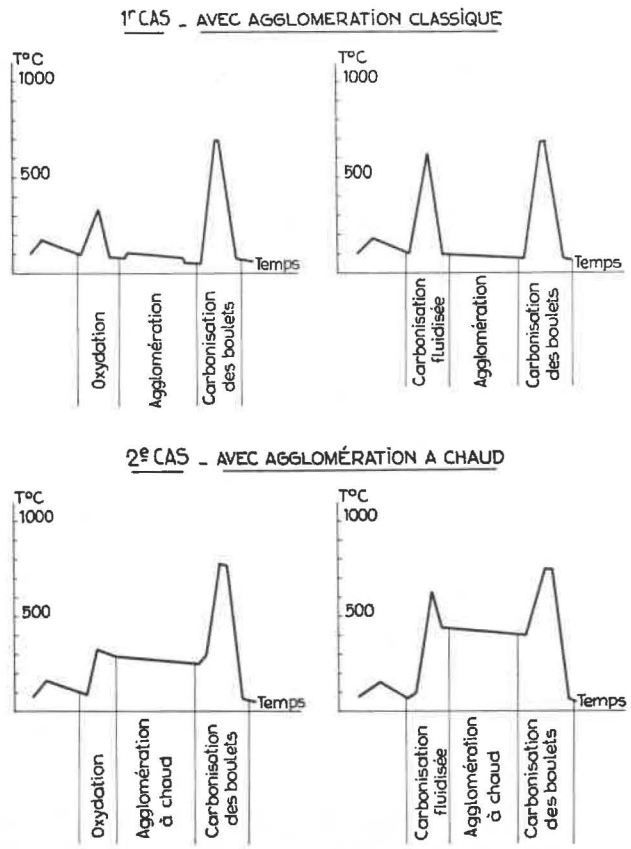


Fig. 3. — Variation de la température au cours des différentes phases de traitement.

Lorsque l'on part du semi-coke, l'agglomération peut être réalisée entre 400 et 440° à partir d'un mélange ternaire comportant :

3 à 4,5 % de brai
10 % de charbon agglutinant
85,5 à 87 % de semi-coke.

Lorsque l'on part de charbon oxydé, l'agglomération a lieu entre 250 et 350° et le mélange se réduit à 2 constituants :

3 % de brai
97 % de charbon oxydé,

l'oxydation contrôlée permettant de conserver au charbon un reste de pouvoir agglutinant qui rend inutile toute addition de charbon fusible.

Dans les deux cas, les briquettes obtenues ont une résistance mécanique suffisante pour que l'on puisse les manutentionner mécaniquement et les charger dans les fours de carbonisation sans refroidissement intermédiaire.

La figure 3 montre l'allure des diagrammes de température au cours des différentes phases de traitement, dans le cas de l'agglomération classique à basse température et dans celui de l'agglomération à chaud.

5. Carbonisation des briquettes au sable chaud.

La vitesse à laquelle le charbon ou les agglomérés peuvent être carbonisés dans des fours classiques chauffés par l'extérieur est limitée par la conductibilité relativement faible des parois réfractaires et par la faible vitesse de pénétration de la chaleur à l'intérieur même de la charge. Il en résulte un temps de carbonisation relativement long qui, dans les meilleurs fours industriels, atteint encore 4 heures (voir chapitre III).

Ce temps peut être ramené à 2 ou 3 heures si les gaz de chauffage sont injectés à l'intérieur même de la charge (comme par exemple dans le procédé Baumco ou encore dans le four du C.R.I. de Tokio), mais l'avantage qui en résulte est compensé par la moindre valeur du gaz produit, le gaz de distillation étant dilué par un ballast d'azote et de CO_2.

Les calculs théoriques et les essais de laboratoire ont cependant démontré qu'une large gamme de charbons non cokéfiants agglomérés en boulets de 30 à 35 g peuvent être carbonisés avec de bons résultats en moins d'une heure (parfois même en une 1/2 heure) à seule condition qu'un flux de chaleur suffisant soit apporté à la surface de chaque aggloméré, et ce, à la température adéquate.

Ces conditions ont donné naissance au procédé de carbonisation au sable chaud, procédé dans lequel la chaleur est introduite dans la charge par une matière granuleuse (en l'occurrence le sable) préalablement chauffée vers 800° et qui s'écoule de haut en bas à travers le lit d'agglomérés.

Les essais actuellement en cours sont réalisés dans une installation pilote d'une capacité de l'ordre de 150 kg/heure, dont les principaux éléments sont schématisés à la figure 4.

Le sable chauffé à 800° dans un four (1), alimenté au gaz de ville, est entraîné par les fumées de combustion jusqu'à un réservoir intermédiaire (2)

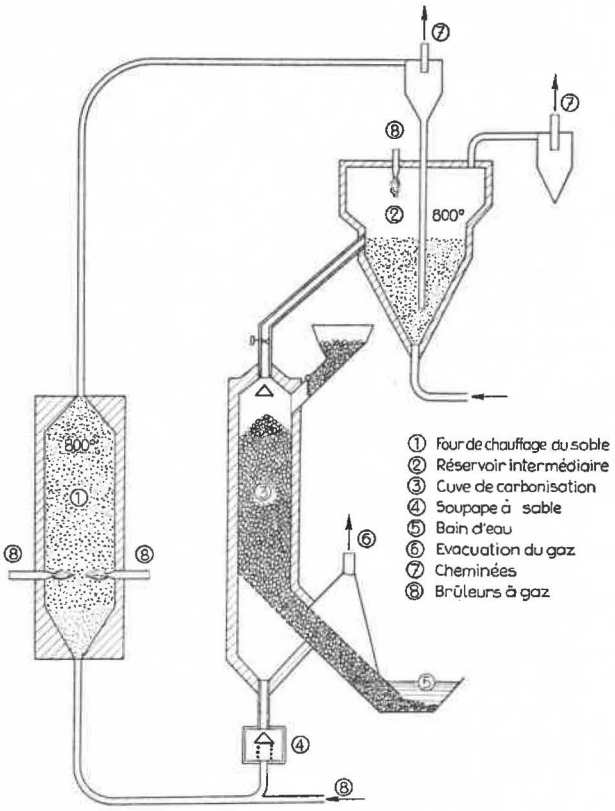


Fig. 4. — Carbonisation des boulets au sable chaud — schéma de principe.

dans lequel il est porté à l'état fluidisé, la température étant maintenue au niveau voulu par la combustion d'un appoint de gaz.

Le sable traverse ensuite un tuyau incliné pourvu d'une vanne de manœuvre, puis entre dans la cuve de carbonisation à revêtement intérieur réfractaire (3) dans laquelle il coule de haut en bas. A la base de la cuve, il traverse un tamis et une soupape à sable (4) pour être finalement repris par les fumées chaudes d'un brûleur à gaz et renvoyé au four de réchauffage (1).

Les boulets de charbon sont introduits dans le haut de la cuve de carbonisation et en sortent à la partie inférieure, en traversant un bain d'eau (5) qui sert d'étouffoir et de joint hydraulique. Quant aux gaz de distillation, ils sont éliminés par le conduit (6) situé au bas de la cuve. Actuellement, la chaleur sensible des fumées évacuées par les cheminées (7) n'est pas récupérée. Dans une installation industrielle, elle pourrait servir à préchauffer les boulets ou à alimenter une chaudière de récupération.

Une première série d'essais a montré que des boulets de 1/2 pouce de diamètre, préparés à partir de charbons à faible teneur en matières volatiles, pouvaient être carbonisés d'une manière continue, en moins d'une heure.

D'autres essais ont été réalisés sur des boulets plus gros (28 g) et, bien que les dimensions de la cuve n'aient pas permis un mouvement continu de la charge, ces essais ont montré que la teneur en matières volatiles des boulets pouvait être réduite au niveau requis par une cuisson de très courte durée (de l'ordre d'une heure). Des études sont actuellement en cours en vue de mettre au point la carbonisation continue de ces matériaux plus gros dans une cuve de plus grand diamètre.

Les travaux actuels sont essentiellement orientés vers la production d'un combustible domestique sans fumées à 3 ou 4 % de matières volatiles; il n'est cependant pas exclu que la méthode puisse être appliquée avec une température de carbonisation plus élevée, en vue de la production d'un coke pouvant convenir au haut-fourneau. La méthode classique des fours à coke présente, en effet, deux défauts majeurs : d'une part, elle n'est applicable qu'à une gamme de charbons relativement peu étendue et il est notoire que les réserves mondiales de charbons à coke vont en s'épuisant progressivement; d'autre part, en raison de la longue durée de cuisson, la carbonisation en fours à coke exige des installations particulièrement vastes et coûteuses et il est certain que des méthodes nouvelles permettant de réduire le temps de carbonisation réduiraient par le fait même l'importance des capitaux à investir.

6. Etude des sous-produits.

Le développement de la production de combustible sans fumées aura pour conséquence un accroissement considérable des tonnages de charbons à carboniser. La recherche des utilisations possibles des sous-produits de cette carbonisation présente un intérêt économique fondamental et a justifié la création d'un département dont l'activité est centrée sur l'étude des goudrons. Le procédé de carbonisation fluidisée donne, en effet, un rendement en goudrons particulièrement élevé. En traitant un charbon à 40 % de M.V. à une température de l'ordre de 600°, on obtient normalement 135 litres de goudrons par tonne (30 gallons) contre une cinquantaine de litres (10 à 12 gallons) lors de la carbonisation en fours à coke d'un charbon à ± 30 % de M.V.

Des techniques standardisées ont été mises au point pour l'étude systématique des goudrons en utilisant l'extraction par solvants et la distillation fractionnée.

Le tableau suivant donne un aperçu de la composition des goudrons obtenus par carbonisation fluidisée :

	(lbs/ton)	(kgs/tonne de charbon traité)
huiles neutres	108	49
huiles phénoliques	76	34
bases pyridiques, etc	9	4
brai	107	48
total	300	135

Les huiles neutres ont des points d'ébullition variant de 90 à 450° et ne présentent pas de dépôts cristallins aromatiques (moins de 1/10 % de naphtaline).

Les fractions supérieures de ces huiles contiennent des chaînes aliphatiques (cires). D'une façon générale, elles sont susceptibles d'être utilisées comme carburants ou comme combustibles.

La quantité de phénols est particulièrement élevée (10 à 15 fois plus que dans les sous-produits des fours à coke). Ces phénols se répartissent approximativement comme suit :

60 % de phénols à haut point d'ébullition (280-300°)
10 % de catechol
30 % de phénols-xylénols et crésols.

On étudie la possibilité d'augmenter la valeur marchande de ces produits par cracking des phénols lourds en vue d'obtenir une plus grande proportion de produits légers.

L'appareil de cracking utilisé fonctionne entre 700 et 800° C avec catalyse au molybdate de cobalt.

Les produits à fractionner traversent la colonne de cracking de haut en bas, entraînés dans un courant de vapeur surchauffée.

D'autres études, actuellement en cours, visent à modifier les propriétés rhéologiques du brai en vue de l'utiliser comme combustible ou comme liant pour la construction des routes.

II. LA COKERIE CHARBONNIERE DE NANGARW

1. Généralités.

La cokerie de Nangarw est la première cokerie réalisée par le National Coal Board, sur un emplacement entièrement nouveau.

Elle est située dans la vallée de la rivière Taff, à environ 12 km de Cardiff, juste à côté du nouveau charbonnage de Nangarw.

L'emplacement choisi, au pied des vallées de la Galles du sud, est idéalement situé pour constituer le centre du nouveau réseau de distribution de gaz. Quant au coke produit, il trouve un marché assez vaste dans la région industrielle du sud du Pays de Galles qui précédemment devait importer son coke d'autres districts charbonniers.

Le projet initial établi en 1946 par la Powel Puffryn Ltd a subi diverses modifications du fait de la nationalisation des mines. La capacité de traitement a finalement été portée à 1.500 tonnes de charbon par jour. Le charbonnage de Nangarw fournit actuellement les deux tiers du charbon enfourné et on compte augmenter sa quote-part jusqu'à 85 %.

Les charbons utilisés sont répartis en trois catégories principales :

les charbons à faible teneur en M.V. (15 à 20 %), qui sont tous de provenance extérieure, sont repérés par une étiquette rouge et emmagasinés dans des silos correspondants;

les charbons à moyenne teneur en M.V. (20 à 26 %) sont repérés par des étiquettes jaunes et ceux à haute teneur en M.V. (26 à 30 %) par des étiquettes bleues.

Le mélange enfourné titre environ 23 % de M.V., il est réalisé à partir de quantités égales de charbons étiquetés rouges et bleus, auxquels s'ajoute

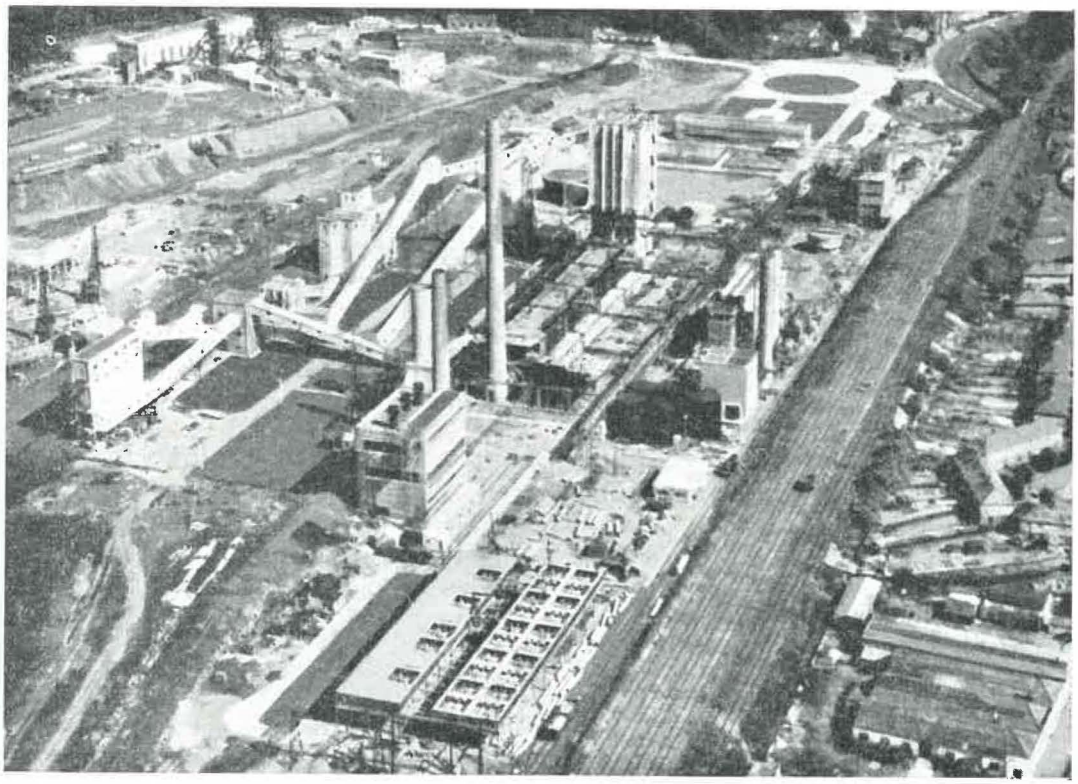


Fig. 5. — Vue générale de la cokerie de Nangarw.

une quantité quelconque de charbons étiquetés jaunes.

La disposition d'ensemble du charbonnage et de la cokerie est indiquée à la figure 5. Comme on peut le voir, l'alignement des fours divise l'usine en deux parties à peu près égales, l'une est réservée à la manutention du charbon et du coke, l'autre à l'usine à sous-produits et à l'installation d'épuration du gaz.

2. Manutention du charbon.

Le calibre maximum du charbon traité à la cokerie est de 50 mm, les catégories plus grosses étant éventuellement concassées au départ de la mine.

Le charbon provenant du triage-lavoir du charbonnage de Nangarw est amené par une courroie transporteuse de 760 mm de largeur (30 in) d'une capacité de 200 t/heure, le charbon de provenance extérieure arrive par wagons et est déversé par un culbuteur d'une capacité de 200 t/heure. Du culbuteur, le charbon passe sur une courroie transporteuse de 760 mm de largeur via un alimentateur répartiteur Sherwen.

Le charbon parvient ainsi au haut du bâtiment de stockage où il est réparti entre 10 silos de 200 tonnes.

A la base du bâtiment de stockage, le charbon est repris par 10 petits transporteurs passant sous chacun des 10 silos et qui alimentent la même courroie collectrice. Le dosage des constituants du mélange se fait par variation de la vitesse des petits transporteurs dont le débit peut être réglé à volonté entre 20 et 80 t/h.

La courroie collectrice passe sur un tambour magnétique destiné à enlever les morceaux de fer, puis délivre le charbon à l'installation de broyage constituée par deux broyeurs à marteaux B.J.D. d'une capacité unitaire de 160 t/h, actionnés chacun par un moteur de 270 H.P. Ces broyeurs sont prévus pour traiter du charbon 0-63 mm (< 2 1/2 in) et pour fournir un produit dont 85 % passent au tamis de 3,2 mm (1/8 in), pour autant que la teneur en humidité du charbon alimenté ne dépasse pas 10 %.

Un nouveau transporteur de 760 mm relève le charbon broyé jusqu'au sommet de la tour à charbon. Cette dernière a une capacité totale de 3.000 t et est divisée en deux compartiments.

La base de la tour comporte 24 embouchures de chargement disposées en 4 rangées de 6.

Un pont de pesée avec dispositif automatique d'impression de tickets est installé sous les voies de l'enfourneuse pour enregistrer le poids de chaque chargement.

3. Fours à coke.

La batterie de fours à coke compte 72 fours, répartis en sections indépendantes de 12. Cette division en petites sections a été réalisée en vue de maintenir la régularité des fournitures de gaz lorsqu'une section de fours devra subir des réparations importantes.

L'enfournement journalier est de 1.500 tonnes de charbon à 9 % d'humidité. Soixante fours travaillent en coke métallurgique avec une durée de cuisson de 18 heures et les 12 autres en coke de fonderie avec une durée de cuisson de 26 heures. La charge d'un four est de 17,5 t de charbon tel quel.

Les fours sont du type Simon Carves compound à carneaux jumelés underjet standard, avec régénérateurs à trois compartiments. Ils ont 13,60 m de longueur sur la sole, 3,80 m de hauteur et une largeur moyenne de 457 mm (1 pied 6 pouces).

Le volume de la charge est de 20,3 m^3 (720 c.f.) calculé sur dimensions à froid.

Les fours sont conçus pour être chauffés, soit au gaz de gazogène, soit au gaz de fours à coke. Une salle de service est installée dans l'infrastructure de la batterie pour le contrôle de toutes les tuyauteries à gaz et le réglage des tuyères des brûleurs.

Quant la batterie est chauffée au gaz riche, la moitié des piédroits sont parcourus par de l'air et l'autre moitié par du gaz brûlé, le gaz riche étant admis directement aux blocs brûleurs.

Quand la batterie est chauffée au gaz pauvre, la partie centrale de chaque régénérateur (courant montant) chauffe le gaz combustible, tandis que les deux sections extérieures chauffent l'air nécessaire à la combustion; de cette façon, une section de régénérateur chauffant de l'air est toujours interposée entre les sections traversées par le gaz combustible et les sections traversées par les fumées de combustion (courant descendant). Cet arrangement empêche toute perte de gaz de chauffage par fuite dans le courant de gaz brûlé.

La maçonnerie des fours est de construction composite : les carneaux de sole et les parois de régénérateurs sont en matériau silico-alumineux jusqu'au dixième tas, tandis que les autres tas des régénérateurs et les piédroits des fours sont en silice.

Deux cheminées situées aux deux extrémités de la batterie de fours et exactement dans l'axe de la batterie évacuent les gaz brûlés.

Chacune de ces cheminées mesure 73,15 m de hauteur et environ 2,43 m de diamètre intérieur au sommet; les 9 mètres supérieurs ont été assemblés par du ciment anti-acide, tandis que les 21 m inférieurs sont revêtus intérieurement d'un fourreau de briques réfractaires.

Les portes de fours sont du type auto-lutant, les plaques « flash » étant faites en profilés et montées dans des cadres pouvant être enlevés et remplacés sans toucher aux ancrages. Des rateliers spéciaux sont aménagés dans le cul-de-sac en maçonnerie des culées, où des portes de rechange peuvent être maintenues chaudes et prêtes à l'usage.

Il y a deux colonnes montantes pour chaque four, toutes deux équipées d'éjecteurs de vapeur (pour obtenir un enfournement sans fumée) ainsi que de pulvérisateurs d'eau ammoniacale dans les coudes.

Chaque bloc de 12 fours est pourvu de deux barillets, l'un du côté défourneuse l'autre du côté coke. La pression est réglée séparément dans chacun des barillets par l'action d'un régulateur Askania logé dans une salle centrale de contrôle. Chacun des collecteurs est relié à une chandelle de

400 mm de diamètre par une soupape à joint hydraulique à action rapide.

4. Machines des fours.

La défourneuse est de construction « J. Buchanat and Son » à Liverpool; elle pèse environ 105 tonnes et est pourvue d'un moteur de translation de 50 H.P. Un autre moteur de 50 H.P. actionne la poutre de défournement et un moteur de 30 H.P. commande la tige de répalage.

La tête d'arrache-porte peut pivoter de 90° et est équipée d'un dispositif Hopkinson pour serrer et desserrer mécaniquement les vis de verrouillage des portes.

L'arrache-porte côté coke a été construit par la même firme et est équipé du même dispositif de verrouillage.

Le charbon-car est de conception Simon-Carves et est du type portiqué avec goulottes télescopiques et couronnes chargeuses réglables.

La locomotive du coke-car est une machine Greenwood et Batley de 80 H.P.; elle est pourvue d'un compresseur qui fournit l'air comprimé nécessaire à la commande des freins Westinghouse et à la manœuvre pneumatique des portes de déchargement du coke-car.

Une liaison électronique est réalisée entre la défourneuse et le guide-coke, elle empêche toute manœuvre de défournement tant que le guide-coke et la défourneuse ne sont pas exactement placés vis-à-vis du four et tant que la porte située du côté guide-coke n'a pas été enlevée.

La station d'extinction du coke est construite en béton armé, la hotte étant garnie intérieurement de dalles anti-acide scellées par un ciment spécial.

Une valve automatique permet de régler la quantité d'eau utilisée pour chaque extinction.

Le coke est ensuite étalé sur une aire inclinée au pied de laquelle il est repris par un transporteur dont le chargement est réglé par le soulèvement de barrières actionnées à la main.

5. Gazogènes.

L'installation de production de gaz pauvre comporte actuellement deux gazogènes à grilles tournantes construits par la « Power Gas Co ». Chacun de ces gazogènes est prévu pour gazéifier 33 tonnes de coke (calibre 10-63 mm) par 24 heures et produit un gaz pauvre d'environ 1160 kcal/m^3 (130 B.T.U./c.f.).

Une partie du gaz produit est utilisée pour le chauffage des fours à coke et une partie pour diluer le gaz de cokerie et ramener son pouvoir calorifique à la valeur standard.

Le gaz sortant des gazogènes traverse un laveur-condenseur statique Lymn et un désintégrateur centrifuge Theisen qui ramènent la teneur en poussières et goudrons en dessous de 20 mg par mètre cube.

Une partie du gaz est ensuite surpressée à 600 mm de colonne d'eau pour servir aux fins de dilution, tandis que la masse principale est dirigée vers un gazomètre de 1.500 m^3, d'où elle est reprise, suivant les besoins, pour le chauffage des fours à coke.

Le gaz produit par les deux gazogènes actuellement en service peut suffire pour le chauffage de 24 fours. On a prévu l'emplacement de 4 nouveaux gazogènes qui permettraient de chauffer tous les fours au gaz pauvre; leur montage sera réalisé ultérieurement lorsque les besoins en gaz justifieront ce développement.

6. Manutention du coke.

Le système de manutention et de traitement du coke a été conçu et réalisé par la firme « Fraser et Chalmers Engineering Works of the General Electric Co ».

L'installation est prévue pour une capacité horaire de 130 tonnes dont 80 en provenance des fours à coke et 50 en provenance du parc de stockage du coke.

Le coke est repris au bas de l'aire inclinée de refroidissement et de séchage, par un transporteur de 1066 mm de largeur (42 in); celui-ci alimente un second transporteur réversible disposé à angle droit et qui peut diriger le coke, à volonté, vers les bâtiments de traitement ou vers le parc de stockage.

L'installation de traitement du coke est abritée dans deux bâtiments en béton armé; elle comporte deux cribles à barreaux montés sur châssis gyrex et qui effectuent la séparation du coke métallurgique ($>$ 63 mm) et du petit coke. Chacun des deux cribles peut traiter toute la production.

Le $>$ 63 mm est immédiatement dirigé vers le chargement des wagons, qui s'effectue par l'intermédiaire d'un transporteur installé sur une passerelle articulée surmontant la voie ferrée. Cette passerelle peut être montée et descendue à volonté au moyen d'un dispositif commandé électriquement, ce qui permet d'amener le coke jusqu'à l'intérieur du wagon avec un minimum de casse.

Un concasseur « Cort 21 D » est installé à côté du crible primaire; il est destiné au concassage du $>$ 63 mm lorsque la demande en coke domestique dépasse les disponibilités en petit coke.

Le $<$ 63 mm alimente un crible galopant Gyrex à double tablier équipé de treillis à mailles carrées de 63 et de 38 mm respectivement.

Les catégories refusées par chacun des 2 treillis sont immédiatement dirigées vers leurs silos d'emmagasinage, tandis que le $<$ 38 mm passe sur un nouveau crible à mailles carrées qui le répartit en 38-19 mm; 19-10 mm et $<$ 10 mm.

Au total, l'installation comporte 5 silos destinés respectivement au $<$ 10 mm; 10-19; 19-38; 38-63 et $>$ 63 mm. Des cribles équipés de treillis de 10 mm sont prévus à la base des silos des 4 catégories supérieures afin d'éliminer les menus produits par les chutes et les manipulations, avant l'expédition du coke.

Les produits prélevés à la base des silos peuvent être expédiés, par wagons ou par camions, ou encore être chargés sur une courroie de reprise qui by-passe les cribles à 10 mm et par laquelle on peut les diriger à volonté vers le concasseur Cort, vers les

trémies d'alimentation des gazogènes ou vers le parc de stockage.

La mise et la reprise en stock du coke sont effectuées suivant les besoins au moyen de transporteurs amovibles du type utilisé dans les travaux souterrains et au moyen de chargeuses mobiles (sauterelles).

Toute l'installation de manutention du coke est équipée de moteurs à cage d'écureuil entièrement fermés; elle comporte au total 26 moteurs totalisant une puissance de 240 H.P.

7. Epuration du gaz et récupération des sous-produits.

L'usine à sous-produits a été fournie par la « Simon Carves Ltd » et est conçue pour traiter 480.000 m^3 de gaz par jour. Un trait caractéristique de l'installation est le groupement des principales tuyauteries à gaz, à vapeur, à air comprimé et à eau sur une passerelle centrale qui court sur toute la longueur de l'installation de façon que toutes les conduites soient facilement accessibles.

Le gaz brut qui quitte la batterie passe tout d'abord dans quatre condenseurs primaires à tubes verticaux dont chacun a une surface de refroidissement de 2.370 m^2, trois condenseurs sont normalement en service et le quatrième en réserve.

Ces condenseurs sont installés sur le toit de la salle des pompes; le goudron et l'eau mère des pots de décharge coulent par gravité jusqu'à un tank de séparation situé au niveau inférieur.

L'eau de refroidissement des condenseurs provient d'une tour de réfrigération à tirage forcé. Un réglage thermostatique installé sur chaque condenseur permet de maintenir la température de sortie du gaz à 25° C.

Les extracteurs, du système Brown Boveri, ont été construits par la « Richardson Westgarth Ltd »; ce sont des appareils à 2 étages fonctionnant avec une dépression de 380 mm de colonne d'eau, à l'entrée, et une pression de 1.700 mm, au refoulement.

Ils sont actionnés par des turbines à vapeur alimentées à 14 kg/cm^2 et fonctionnant avec une contrepression de 1,75 kg/cm^2, la vapeur à basse pression étant utilisée dans l'usine.

Deux extracteurs identiques sont installés, dont l'un sert de réserve.

Le condenseur secondaire est une unité de même capacité et de même conception que les condenseurs primaires, sauf qu'il est équipé d'une fausse plaque tubulaire de façon que l'on puisse y injecter du goudron léger pour laver les dépôts de naphtaline qui peuvent cristalliser dans les tubes.

L'élimination des goudrons est complétée par 3 dégoudronneurs électrostatiques Simon-Carves-Ferranti de 3 mètres de diamètre et d'une capacité unitaire de 12.660 Nm^3 de gaz/heure.

Les laveurs à ammoniaque sont du type statique avec anneaux Raschig, il en existe deux paires travaillant en parallèle; chaque laveur a six étages avec pompes de circulation individuelles.

Trois tours de lavage (scrubbers), de 31 mètres de hauteur et de 3,65 m de diamètre, servent à l'extraction du benzol.

Elles comportent un remplissage de planches en bois posées sur champ; chacune des tours est munie d'une pompe de circulation d'huile, une quatrième pompe servant de réserve commune.

Des scrubbers à benzol, le gaz passe dans les épurateurs à oxyde de fer avant d'être comprimé pour la distribution ou d'être utilisé au chauffage des fours à coke.

Le pouvoir calorifique du gaz distribué est ramené à la valeur standard de 4.230 Kcal/Nm^3 (475 B.T.U./c.f.) par adjonction d'air ou de gaz de gazogène. Cette adjonction est effectuée avant les épurateurs, la quantité ajoutée étant réglée automatiquement par des valves de mélange commandées par des calorimètres enregistreurs.

Les épurateurs à oxyde de fer sont du type à caisses en fonte surélevées; il sont disposés en 2 rangées. parallèles, chaque rangée contenant 5 caisses carrées de 12 m de côté.

Ces caisses d'épuration fonctionnent en courant divisé, le gaz entrant au milieu et se dirigeant vers le haut et vers le bas à travers la masse épurante, pour sortir par le sommet et par le fond.

Chaque ligne d'épurateurs est surmontée d'un pont roulant qui sert au levage des couvercles et à la manutention de la masse épurante fraîche.

La masse épurante usagée est éliminée par le bas et une hauteur libre de 4,50 m a été prévue sous les caisses pour permettre la circulation d'une pelle mécanique utilisée pour la manutention de l'oxyde usé.

Le gaz épuré passe encore dans un scrubber à anneaux Rashig où il est lavé à l'huile légère pour l'élimination de la naphtaline, puis il traverse un compteur à gaz (compteur standard Holmes-Connersville, d'une capacité de 18.750 m^3/heure) avant d'être comprimé à la pression du réseau de transport et de distribution du « Wales Gas Board ».

Il existe au total 4 surpresseurs : deux de 60.000 m^3 de gaz par jour, actionnés à la vapeur, et deux autres de capacités respectives de 120.000 et 180.000 m^3 de gaz par jour, actionnés par moteurs électriques.

Tous ces surpresseurs sont capables de fournir une pression de 1,75 kg/cm^2 (25 lb/sq in) qui sera la pression de service définitive du réseau de transport.

Trois conduites de 450 mm relient l'usine aux centres de Caerphilly, Pontypridd et Cardiff.

8. Traitement des eaux ammoniacales.

Le tank de séparation primaire du goudron et de la liqueur ammoniacale est du type mécanique Duplex. Il comporte deux compartiments en forme de trémie, chacun d'eux étant équipé d'une chaîne à raclettes commandée par moteur électrique et destinée à éliminer les nodules de goudron dur qui se déposent au fond.

Ce tank reçoit les trop-pleins des conduites collectrices du gaz sortant des fours à coke, qui sont disposés de manière à by-passer les condenseurs pri-

maires; il reçoit également les liqueurs provenant du condenseur secondaire. L'overflow du tank coule dans un réservoir inférieur où il rejoint la liqueur provenant des condenseurs primaires.De là, la liqueur est pompée vers le réservoir de décantation où s'effectue la séparation finale du goudron et de la liqueur ammoniacale. Le goudron et la liqueur ammoniacale sont ensuite dirigés séparément vers leurs réservoirs de stockage.

Le réservoir de stockage des eaux ammoniacales reçoit également la liqueur provenant des laveurs statiques à ammoniaque. De là, les eaux ammoniacales sont pompées dans une installation de concentration destinée à produire une solution semi-pure à 25 % NH_3 (en poids) et moins de 0,12 % H_2S.

Cette installation comporte une colonne de distillation avec chambre de traitement à la chaux, dissociateur, échangeur de chaleur et condenseur; le tout est complété par une installation de préparation du lait de chaux et par un épaississeur Dorr.

Environ 10 % de la liqueur froide provenant des réservoirs de stockage sont alimentés au sommet du dissociateur. Les 90 % restants traversent un échangeur de chaleur et sont alimentés juste en dessous, le débit d'alimentation étant réglé automatiquement. Les gaz sortant au sommet de la colonne du dissociateur sont éliminés par une conduite calorifugée de 150 mm qui aboutit à l'aspiration des extracteurs de gaz.

La liqueur reprise au bas de la colonne est refoulée dans la chambre de traitement à la chaux, puis dans sa propre colonne de distillation. Les vapeurs quittant cette colonne traversent le côté vapeur de l'échangeur de chaleur, puis le condenseur primaire et le refroidisseur final. La vapeur et la liqueur condensée s'écoulent du refroidisseur dans une cuve d'absorption et de là dans l'un des deux réservoirs d'entreposage du produit fini.

Cuve d'absorption et réservoirs à produit fini sont mis à l'atmosphère par l'intermédiaire d'un scrubber alimenté en liqueur froide.

L'effluent de la colonne de distillation passe dans un épaississeur Dorr et la boue de chaux épaissie est chargée en wagons-citernes.

9. Usine à Benzol.

L'installation de récupération du benzol brut est de conception classique et comprend réchauffeur d'huile, cornue, colonne de rectification et échangeurs de chaleur.

Le benzol brut passe ensuite à la raffinerie qui est conçue pour traiter tout le benzol de la cokerie et 13.600 litres/jour de benzol brut de provenance extérieure. L'installation produit du benzol pour moteur, mais elle a été prévue pour que l'on puisse y ajouter les appareils nécessaires pour la production de produits purs.

Le benzol brut est lavé dans un laveur « typhoon » et ensuite distillé dans une colonne de 61.000 litres de capacité. Cette colonne est du type à cloches d'immersion, elle a 2 mètres de diamètre et comporte 26 plateaux. L'acide usé provenant du laveur est régénéré à la vapeur, dans une installation séparée;l'acide régénéré est ensuite chargé en wagons-citernes pour être utilisé ailleurs.

10. Services généraux.

La fourniture de la vapeur nécessaire à la marche de l'usine est assurée par 3 chaudières d'une capacité de vaporisation unitaire de 11.300 kg/heure.

Ces chaudières, du type Simon Carves, à tubes d'eau et à trois réservoirs cylindriques, fonctionnent à la pression de 14 kg/cm^2.

Elles sont équipées d'une grille mécanique prévue pour brûler du coke ou un mélange coke-charbon, le charbon étant déposé en sandwich sur le lit de coke, pour en faciliter l'allumage. Ces chaudières peuvent également être chauffées au gaz de cokerie et des brûleurs ont été prévus à cet effet dans les parois latérales des chambres de combustion.

Chacune des chaudières est équipée d'un ventilateur pour tirage induit; deux ventilateurs de réserve sont installés dont chacun peut suffire pour deux chaudières.

L'énergie électrique nécessaire au fonctionnement de la cokerie provient de la sous-station principale du charbonnage. Elle est amenée par un circuit bouclé à 3.300 volts qui alimente trois sous-stations. La première approvisionne la manutention et le broyage du charbon et du coke; la seconde, le bâtiment des gazogènes et les désintégrateurs Theisen; la troisième, tout le restant de la cokerie et de l'usine à sous-produits.

Un large bâtiment en briques d'aspect très moderne abrite les bureaux et les laboratoires et deux vastes esplanades de gazon coupées de parterres de fleurs ont été aménagées à l'avant et à l'arrière de ce bâtiment.

Deux routes principales bétonnées disposées parallèlement, de part et d'autre de la batterie des fours à coke, donnent accès à toutes les parties de l'usine et matérialisent la division en trois ensembles principaux : manutention du charbon et du coke, fours à coke et usine à sous-produits.

Référence.

Nangarw coking plant — Coke and gas 1951 septembre-octobre.

III. L'USINE A « PHURNACITE » DU N.C.B. A ABERAMAN

1. Généralités.

« Phurnacite » est l'appellation commerciale d'un aggloméré carbonisé ovoïde de 45 × 38 × 28 mm pesant de 33 à 35 g. Ces œufs sont de calibre uniforme et comme ils sont extrêmement durs, ils peuvent être stockés et manipulés avec un minimum de bris. Ils sont spécialement destinés à être utilisés comme combustible sans fumée dans les appareils

domestiques du type fermé et entrent dans la catégorie des anthracites artificiels.

L'usine à « phurnacite » est située à environ 3 km au sud de la ville d'Aberdare; elle reçoit son charbon, sous forme de fines lavées, des charbonnages du voisinage. Le brai est la seule autre matière première utilisée dans le processus de fabrication. Ce processus consiste à agglomérer le charbon et le brai et à carboniser les boulets ainsi obtenus. Les produits de l'usine sont classés en trois catégories : « phurnacite » grade A (1er choix), éclats de « phurnacite » (boulets fendus en deux suivant le grand axe) et brisures de « phurnacite ». Comme sous-produits, on retire du goudron et du gaz. La proportion de premier choix est très élevée (plus de 90 %). On ne met pas le fraisil ou poussière de charbon au marché, la très faible quantité produite est réintroduite dans le cycle de fabrication.

L'installation initiale de « phurnacite » comportant une première batterie de 40 fours, fut montée en 1942 par la « Powell Duffryn Ltd ».

Elle a été reprise par le N.C.B. le 1er janvier 1947 et une première extension a été décidée peu après. Cette première extension, qui comportait une seconde batterie de 40 fours, a été entièrement terminée en 1951 et la capacité de production est passée de 150.000 à 300.000 tonnes/an.

Une seconde extension est actuellement en cours de réalisation. Elle comprendra 3 nouvelles batteries de 40 fours ainsi que différentes installations auxiliaires (nouvelle usine d'agglomération, installation de récupération des sous-produits, installation de traitement du charbon, chaudières... etc.).

Comme le tracé de l'installation originale ne prévoyait pas cette expansion, il a fallu mettre au point un nouveau réseau de transport dans l'ouest de l'usine, pour amener les matières premières à la nouvelle installation d'agglomération et pour recevoir les produits finis. La batterie n° 3 est conçue pour travailler, soit de concert avec l'installation originale d'agglomération, de criblage et de sous-produits, soit avec les nouvelles unités correspondantes; ceci entraîne une certaine complication du système de convoyeurs.

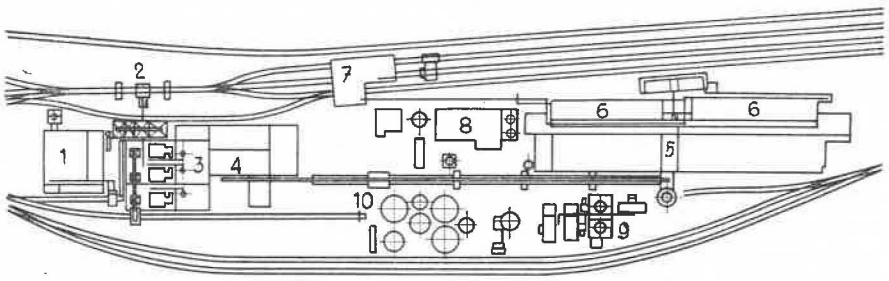
On a l'intention, en fin de compte, de maintenir constamment en service 4 batteries de 40 fours chacune — la cinquième devant travailler lors des réfections et remplacements. C'est la seule installation de ce genre qui existe à l'heure actuelle et on ne peut pas se permettre une fluctuation de production de 25 % durant les réparations de batteries.

Quand l'installation définitive sera terminée, elle pourra recevoir 800.000 tonnes de matières premières chaque année et produire 650.000 tonnes de « Phurnacite ». Le prix des travaux actuellement en cours est d'environ £ 2.500.000. La division de carbonisation de l'usine est construite par la S.A. « Districoke » de Paris; les installations auxiliaires d'agglomération, de traitement, etc., ont été conçues et sont réalisées par la division « Engineering » du N.C.B. Divisional Carbonisation Department, qui a pris la responsabilité de l'ensemble du projet.

Certaines modifications ont été apportées à l'installation existante; les silos pour le mélange des charbons ont été doublés, le système de transports a été modifié et des précipitateurs electrostatiques de poussières sont en cours d'installation à la sortie des séchoirs à charbon. Ateliers, magasins, bureaux, douches et cantine ont dû être enlevés pour permettre d'établir les nouveaux raccordements dans l'ouest de l'usine et tout un terril a dû être nivelé au cours de ces travaux.

La nouvelle installation d'agglomération est calquée, dans ses grandes lignes, sur l'installation originale; toutefois, les silos à charbon, les séchoirs, les précipitateurs à poussières, les mélangeurs et les presses sont disposés plus en ligne droite.

Les fours sont pareils à ceux de la batterie n° 2, sauf quelques modifications au type de joint de dilatation dans l'infrastructure et à la disposition des tuyauteries de montée des gaz. La nouvelle installation de récupération des sous-produits est semblable à celle qui est utilisée pour les batteries n° 1 et 2, toutefois, les extracteurs de gaz seront actionnés par turbine à vapeur afin de fournir de la vapeur basse pression à la nouvelle installation d'ammoniaque concentré. Celle-ci doit produire du 25 % NH_3 semi-pur; dans sa conception générale, elle est pareille à celle de la cokerie de Nantgarw, mais elle a été quelque peu simplifiée à la lumière de l'expérience.



1 Chaudières
2 Basculeur de wagons
3 Installation de séchage
4 Installation d'agglomération
5 Fours de carbonisation
6 Aire d'égouttage
7 Installation de criblage
8 Salle des aspirateurs
9 Gazogènes
10 Réservoirs de stockage des sous-produits

Fig. 6. — Plan de l'usine à Phurnacite d'Aberaman.

Deux chaudières Lancashire de 9 m de longueur et de 2,40 m de diamètre ont été ajoutées à l'installation des chaudières, pour approvisionner en vapeur la nouvelle installation d'agglomération et l'installation de distillation d'ammoniaque (via les turbines des extracteurs).

Dans les pages suivantes, on donne une description succincte des installations actuellement en service. Le plan d'ensemble de ces installations est indiqué à la figure 6, elles comportent 5 sections :

— Installation de manipulation et de séchage du charbon;
— Installation d'agglomération;
— Installation de carbonisation;
— Installation de criblage de la « Phurnacite »;
— Installation de récupération des sous-produits.

2. Installation de manipulation et de séchage du charbon.

Le charbon arrive par wagons et passe dans un basculeur qui peut traiter des wagons jaugeant jusqu'à 20 tonnes.

Un élévateur à charbon humide d'une capacité de 60 tonnes/heure et un convoyeur à raclettes l'amènent ensuite au sommet de 4 silos en béton d'une capacité totale de 360 tonnes (ce qui correspond aux besoins d'un poste de travail).

Le charbon est repris à la base des silos par 4 soles doseuses qui alimentent un même convoyeur à raclettes; de là, il passe sur 3 convoyeurs à courroie qui alimentent 3 élévateurs indépendants menant aux 3 séchoirs à charbon.

Chaque unité de séchage a une capacité de traitement de 25 tonnes/heure; deux unités sont normalement en service et la troisième en réserve.

Les séchoirs sont des cylindres verticaux de 2,35 m de diamètre et de 9,70 m de hauteur comportant chacun une série de 42 plateaux étagés en gradins. Un arbre vertical portant 42 couteaux horizontaux est installé au centre de chacun des séchoirs et tourne à la vitesse de 5 1/4 tours/minute.

Le charbon alimenté à la partie supérieure tombe sur le premier plateau où il séjourne le temps d'une révolution de l'arbre avant d'être poussé sur le plateau suivant et, ainsi de suite, de gradin en gradin, jusqu'à la base du séchoir.

Chaque séchoir est chauffé par un foyer à charbon pulvérisé alimenté par un broyeur à chocs « International Impax Mill » de 500 kg/heure de capacité. La température du foyer est maintenue à environ 1000° C; un registre d'admission d'air secondaire permet de régler la température des fumées à l'entrée du séchoir, cette température est normalement comprise entre 500 et 600° C.

Les fumées parcourent le séchoir de bas en haut, traversent un cyclone dépoussiéreur puis un ventilateur de tirage forcé qui les rejette à la cheminée.

La poussière de charbon recueillie au cyclone est reprise par un transporteur Redler de 5 pouces et déversée dans la trémie qui alimente le foyer du séchoir.

Les cyclones dépoussiéreurs de 4 m de diamètre qui équipaient la première installation ont été remplacés, par la suite, par des précipitateurs « Micron » de 1,06 m de diamètre, construits par Fraser et Chalmers. La précipitation des poussières s'en est trouvée fort améliorée; par contre, la puissance absorbée par chacun des ventilateurs est passée de 40 à 110 H.P.

Le charbon sec déchargé à la base du séchoir peut être dirigé sur un convoyeur à raclettes qui alimente l'installation d'agglomération en service ou sur un Redler de 15" qui alimentera les extensions actuellement en construction. Chacun de ces convoyeurs a une capacité de 60 tonnes/heure et est enfermé dans un carter étanche. Du convoyeur, le charbon sec passe dans un élévateur, puis dans un nouveau convoyeur qui dessert un groupe de 3 silos de 15 tonnes.

L'ensemble des appareils de manutention du charbon sec depuis la sortie des séchoirs jusqu'aux silos est maintenu en dépression par un ventilateur qui aspire l'air à travers un dépoussiéreur Micron avant de le décharger dans l'atmosphère.

3. Préparation du brai et installation d'agglomération.

Le brai arrive par wagons et est déchargé à la main; il est alors soit stocké, soit déversé dans une installation de concassage équipée de deux craqueurs de brai du type Yedon. Ces concasseurs réduisent le brai au calibre d'une noix (< 3/4 c. in.) puis le déversent dans des élévateurs qui alimentent deux silos de 5 tonnes. Le brai repris à la base de ces silos passe dans un désintégrateur du type Carr qui le réduit à une dimension de 3 à 6 mm, puis est repris par un élévateur qui le déverse dans un nouveau silo de 6 tonnes. Une sole doseuse située à la base de ce silo alimente deux bandes transporteuses de 350 mm qui desservent 3 trémies à brai situées en tête de l'installation d'agglomération.

L'installation d'agglomération, qui commence aux trois trémies à charbon sec (trémies de 15 tonnes) et aux trois trémies à brai, est disposée en 3 unités indépendantes. Chaque unité a une capacité de 25 tonnes/heure, deux unités sont normalement en service, la troisième en réserve.

Le charbon est repris à la base de chacune des trémies à charbon sec par une courroie doseuse de 600 mm; une autre courroie doseuse de 350 mm reprend le brai à la base de chacune des trémies à brai et le déverse sur la courroie à charbon.

Le mélange brai-charbon passe ensuite dans un désintégrateur où il est finement broyé, puis dans un malaxeur constitué par un réservoir vertical de 2,40 m de hauteur et de 1,35 m de diamètre à l'intérieur duquel tournent 5 jeux de bras fixés sur un arbre vertical tournant à 14 tours/minute.

Une adduction de vapeur surchauffée à 230° C (450° F) porte la température du mélange au-dessus du point de fusion du brai. Le mélange est ensuite repris par un transporteur de refroidissement qui le distribue dans la goulotte d'alimentation de la presse.

Chaque presse comporte deux arbres parallèles reliés entre eux par deux roues d'engrenages disposées dans le plan axial de la machine. Ces arbres

portent deux paires de cylindres de 610 mm de diamètre et de 430 mm de largeur fixés de part et d'autre du train d'engrenage.

Les arbres ont un diamètre de 20 cm et tournent à la vitesse de 11 1/4 tours/minute dans des paliers à buselures en bronze refroidis à l'eau.

Chacun des cylindres de la presse est garni d'un bandage portant 429 alvéoles en forme de demi-œuf; chaque jeu de bandages peut produire 80.000 tonnes de boulets avant d'être retiré et remplacé par un nouveau jeu.

Les presses sont actionnées par moteurs électriques de 100 H.P.

A leur sortie de la presse, les boulets tombent sur un crible à secousses qui élimine une partie des bavures.

Un transporteur à chaînes rassemble les boulets bruts provenant de toutes les presses et les achemine vers un trommel qui achève l'élimination des bavures. Ces dernières sont réintroduites dans le circuit de fabrication, en amont des désintégrateurs et des mélangeurs alimentant les presses.

Les boulets lisses sont déchargés du trommel sur un convoyeur à courroie de 660 mm de largeur, qui les achemine vers les silos qui surmontent les fours de carbonisation. Ces silos sont divisés en compartiments de 2,5 tonnes de capacité, ce qui équivaut approximativement à la capacité d'un four. La capacité de stockage correspond ainsi à un chargement complet des fours, soit à environ 4 heures de fonctionnement.

Toute panne de plus de 4 heures, à la division d'agglomération, entraîne un arrêt dans la carbonisation; pour cette éventualité, un gazogène de réserve est tenu chaud, en permanence, afin qu'il puisse servir en cas de nécessité pour maintenir les fours de carbonisation à leur température de régime.

4. Installation de carbonisation.

Les fours de carbonisation sont du type à récupération et sont chauffés au gaz de distillation.

Chaque batterie de 40 fours est épaulée par de solides contreforts en béton armé et divisée en 5 groupes de huit fours séparés par des contreforts en briques.

La coupe transversale de la batterie est indiquée à la figure 7.

Les fours sont chargés par groupes de 8, par l'intermédiaire d'un wagon de transfert (2) qui vient prendre place entre les trémies de stockage (1) et la partie supérieure des fours. On enlève alors les couvercles en fonte qui obturent les fours et les boulets s'écoulent en chute libre à l'intérieur.

Après 4 heures de carbonisation, on enlève les portes situées au bas des fours et les boulets, chauffés au rouge, sont déchargés dans un chariot d'extinction (4) avant de passer sur l'aire d'égouttage (5) au pied de laquelle ils sont repris par une courroie transporteuse.

Le gaz de chauffage de chaque piédroit est introduit à la base de huit carneaux verticaux dans lesquels il brûle en montant. Les fumées de combustion se rassemblent dans un carneau commun situé au sommet du piédroit et redescendent par un

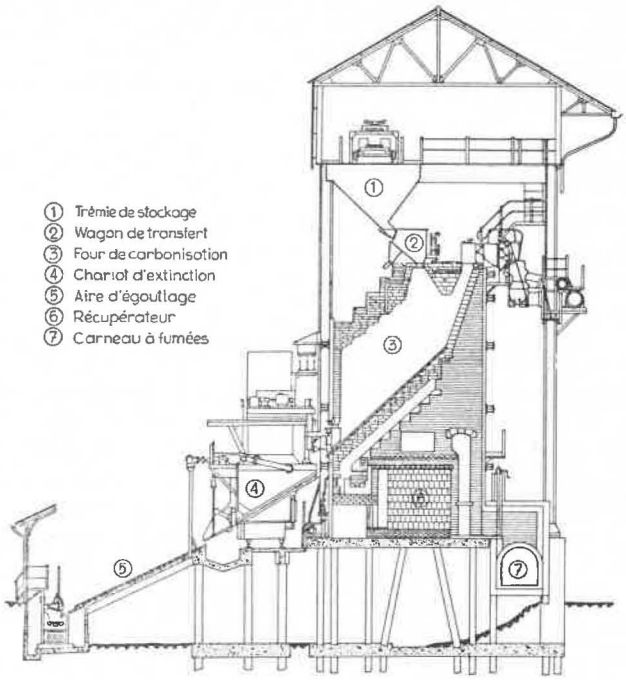


Fig. 7. — Coupe à travers les fours de carbonisation de la Phurnacite.

neuvième carneau vertical jusqu'aux récupérateurs (6) situés en dessous des fours; après deux passes horizontales entre les briques rainurées des récupérateurs, les fumées se rassemblent au carneau inférieur (7) d'où elles sont évacuées à la cheminée.

L'air nécessaire à la combustion traverse les récupérateurs de bas en haut, puis un carneau incliné qui le répartit aux 8 points d'entrée d'air, à la base des 8 carneaux verticaux; il y rencontre le courant combustible amené par une conduite inclinée d'injection de gaz et s'écoule à travers des tuyères en réfractaires situées à la base des carneaux verticaux.

En dessous du carneau de distribution d'air, la maçonnerie des fours est constituée de briques rectangulaires en terre réfractaire de première qualité. Au-dessus du carneau d'entrée d'air, elle est constituée au moyen de briques profilées rainurées et languettées en demi-silice (80 à 82 % SiO_2). Toute la maçonnerie des fours est renforcée par un système d'étais et de poutrelles métalliques reliées par des tirants.

Le gaz de distillation de chaque groupe de 8 fours est rassemblé dans deux conduites collectrices en acier (une par quatre fours) dans lesquelles il est refroidi par pulvérisation de liqueur. De là, il peut être dirigé à volonté vers le collecteur principal, qui alimente l'usine à sous-produits, ou vers un second collecteur plus petit, destiné à récolter les gaz dégagés pendant l'opération de chargement.

Ce deuxième collecteur aboutit à un laveur de fumée de 9,80 m de hauteur et de 3,05 m de diamètre, dans lequel le gaz est lavé par un liquide « recirculé » (afin de condenser les vapeurs de brai) avant d'être rejeté à l'atmosphère par deux aspira-

teurs centrifuges d'une puissance de 18 H.P. et d'une capacité unitaire de 4.500 m³/heure.

La capacité unitaire des fours est d'environ 2,3 tonnes de boulets; chaque opération de chargement ou de déchargement porte sur un groupe de 8 fours, soit un total de 18 tonnes. Les deux batteries actuellement en service ont un rendement journalier d'environ 1.000 tonnes.

Les portes de déchargement des fours ont 1,10 m de hauteur et sont équipées d'un dispositif de fermeture analogue à celui qui est utilisé pour les fours à coke.

Le chariot d'extinction est un réservoir mobile à fond incliné contenant environ 23 tonnes d'eau, un dispositif d'ouvre-portes mécanique est installé audessus du réservoir et opère l'enlèvement simultané des 8 portes d'un groupe de four. Les boulets portés au rouge s'écoulent alors dans le bac d'extinction et la majeure partie de la vapeur produite s'échappe par une cheminée en tôle située à l'opposé de la cabine de manœuvre du chariot d'extinction.

Après achèvement de l'extinction, on ouvre les six portes de déchargement du chariot qui donnent sur six goulottes inclinées dont le fond est constitué par une grille.

L'eau passe à travers la grille et est recueillie dans un caniveau qui longe la voie du chariot et aboutit à un bassin de décantation du fraisil. Les boulets glissent sur les grilles et s'étalent sur l'aire inclinée d'égouttage.

Il existe un chariot d'extinction pour chaque batterie. Ces chariots sont montés sur boggies jumelés et circulent sur des voies d'écartement normal posées sur portiques en béton. Chaque chariot est équipé d'un moteur de translation de 30 H.P. et de deux moteurs de 5 et 10 H.P. respectivement, utilisés pour la manœuvre des portes de four. Une conduite d'eau de 200 mm de diamètre, destinée au remplissage du chariot, est installée dans chaque groupe de fours.

5. Installation de criblage de la « Phurnacite ».

Les boulets carbonisés sont repris au pied de l'aire inclinée d'égouttage par un convoyeur à courroie de 810 mm de largeur. Cette courroie remonte une rampe de 13° (qui est l'angle maximum permis par les boulets) et déverse le produit sur deux cribles à secousses à double tablier, placés en série.

Le premier crible a 4,25 m (14 pieds) de longueur et 1,22 m de largeur (4 pieds), son tablier supérieur est équipé d'une tôle perforée à 34 mm qui élimine les brisures de Phurnacite.

Le second crible a 4,25 m de longueur et 1,52 m de largeur (5 pieds), son tablier supérieur est équipé d'une grille à barreaux longitudinaux écartés de 16 mm, qui élimine les éclats de Phurnacite c'est-à-dire les boulets fendus en deux.

Le tablier inférieur des deux cribles est pourvu d'un tamis qui enlève le fraisil et les menus. Chacun des cribles est équipé d'un moteur de 10 H.P. avec transmission par courroies trapézoïdales.

Trois transporteurs de chargement équipés d'un dispositif de montée et de descente assurent la mise sur wagons des 3 catégories de produits : « Phurnacite grade A », brisures et éclats de Phurnacite.

Le fraisil et les petits morceaux sont recueillis dans des silos avant d'être chargés sur wagons et d'être retournés au début du cycle de fabrication.

6. Installation de récupération des sous-produits.

Les collecteurs de gaz de distillation traversent tout d'abord un réservoir rectangulaire à fond en forme de trémie destiné à arrêter les eaux et les goudrons. Ce réservoir de 4,30 m × 1,80 m et de 1,80 m de profondeur communique par sa partie inférieure avec deux réservoirs de séparation de la liqueur et du goudron.

Les gaz, encore chauds, passent ensuite dans un dégoudronneur électrostatique Simon Carves, puis dans un refroidisseur à contact direct de 18,30 m de hauteur et de 2,10 m de diamètre, avant d'être aspirés dans un des deux extracteurs British Thomson-Houston. Chacun de ces extracteurs est actionné par un moteur électrique à vitesse variable de 100 H.P. avec multiplicateur de vitesse 1.450/8.000 t/min; un régulateur Askania commande les variations de vitesse du moteur de manière à maintenir une aspiration constante en dépit des larges fluctuations de débit qui surviennent lors du chargement des fours.

Des extracteurs, les gaz passent dans un laveur à ammoniaque et à naphtalène. Cet appareil est un laveur à cloches à 7 étages, d'un diamètre de 4,25 m, dans lequel le gaz montant barbote dans le liquide descendant d'un étage à l'autre. On utilise de l'huile de lavage aux 3 étages inférieurs, conjointement avec un petit appareil à régénération d'huile; on utilise de l'eau aux 4 étages supérieurs.

Du laveur à cloches, les gaz passent dans la conduite qui alimente le dispositif de chauffage des fours de carbonisation ou sont dirigés vers un gazomètre de compensation d'une capacité de 2.800 m³ (100.000 c.f.).

Le gaz a un pouvoir calorifique d'environ 4.450 kcal/m³ (500 B.T.U./cf.); on en produit un peu plus qu'il ne faut pour les besoins de l'usine et l'excédent est vendu au réseau de distribution du Wales Gas Board.

Le goudron et le liquide récoltés au premier stade de l'épuration du gaz passent dans deux réservoirs séparateurs de 8,55 m de diamètre et de 3,35 m de hauteur.

Deux pompes centrifuges d'une capacité de 1.620 litres/min, actionnées par moteurs de 32 H.P., aspirent le liquide des réservoirs et le renvoient aux pulvérisateurs situés le long des collecteurs de gaz de chacune des 2 batteries. Une troisième pompe de mêmes caractéristiques sert de réserve.

Le goudron, repris à la base des réservoirs de séparation, est pompé dans un réservoir de stockage de 6,55 m de diamètre et de 6,10 m de hauteur. La production de goudron est d'environ 22,5 litres/tonne de production des fours.

7. Services généraux.

Une chaudière Lancashire de 9 m de longueur et de 2,40 m de diamètre produit la vapeur utilisée dans les malaxeurs de l'installation d'agglomération et dans les serpentins de chauffage des réservoirs à goudrons. Sa capacité de vaporisation est d'environ 2.700 kg/heure.

Une seconde chaudière identique sert de réserve.

Ces deux chaudières sont équipées d'économiseurs Green, de surchauffeurs et de ventilateurs pour tirage forcé. Le cas échéant, elles peuvent être chauffées au gaz au moyen de brûleurs disposés au dessous de la porte du foyer.

Une installation de deux gazogènes à gaz pauvre, fournie par la « Power Gas C° », permet de maintenir les fours en chauffage en cas d'arrêt de la carbonisation.

Ces gazogènes ont un diamètre de 2,75 m et chacun d'eux peut gazéifier jusqu'à 24 tonnes de coke par jour.

L'un de ces gazogènes est continuellement maintenu à chaud pour parer à une défaillance éventuelle de l'usine d'agglomération.

Chaque année, la production est interrompue durant une semaine pour permettre d'effectuer les grosses réparations dans toute l'usine. A ce moment, les deux gazogènes sont mis en service et chacun d'eux consomme de 12 à 15 tonnes de coke par 24 heures.

Le pouvoir calorifique du gaz pauvre est de l'ordre de 1.150 kcal/m³ contre 4.450 pour le gaz de distillation. Après épuration dans un laveur, ce gaz est introduit directement dans la conduite de distribution du gaz de chauffage des fours. La quantité de chaleur nécessaire pour maintenir la batterie à chaud étant d'environ 25 % de la quantité consommée en service normal, les conduites à gaz et les brûleurs ont à peu près la section adéquate.

8. Eléments de prix de revient.

La « Phurnacite » se vend actuellement à 8 £ la tonne (soit un peu moins que les anthracites naturels).

Les matières premières utilisées pour la production d'une tonne de « Phurnacite » sont respectivement : 1.100 kg de charbon (à ± 12 % M.V. et 5 à 5 1/2 % de cendres) pour une valeur d'environ 5 livres, et 80 à 90 kg de brai pour une valeur d'une livre.

Il subsiste un écart de 2 £ entre le prix de vente d'une tonne de Phurnacite et le prix des matières premières qui la constituent. Cet écart couvre les frais de traitement et laisse une marge bénéficiaire appréciable.

Le personnel total de fabrication et d'entretien de l'usine compte actuellement 170 hommes.

Référence.

The N.C.B. Phurnacite plant at Aberaman. *Coke and Gas.* 1952, janvier.

IV. L'USINE A GAZ DE BECKTON

L'usine à gaz de Beckton est le plus important centre de production de gaz de la Cie gazière du Nord de la Tamise (North Thames Gas Board); elle produit journellement 4.500.000 m³ de gaz de ville, soit environ 40 % de la production totale du North Thames Gas Board, et constitue la plus grosse unité de production gazière d'Europe.

L'usine est située au bord de la Tamise, un peu en aval de Londres. Tout le charbon qu'elle consomme arrive par mer dans des bateaux charbonniers jaugeant 4.500 tonnes et qui appartiennent au North Thames Gas Board. La plus grande partie du charbon consommé provient du bassin de Newcastle, c'est un charbon gras à 32 % de M.V. et environ 11 % de cendres. Lorsque le coke de carbonisation est destiné à des usines métallurgiques, le charbon est amaigri par mélange à du 3/4 gras (15 à 20 % M.V.) afin d'obtenir un coke de qualité adéquate.

L'usine absorbe environ 6.000 tonnes de charbon par jour.

Le quai de déchargement comporte 8 grues d'une capacité unitaire de 250 tonnes/heure; 2.550.000 tonnes de charbon sont manutentionnées annuellement, dont 1.750.000 sont consommées par l'usine de Beckton, le reste étant transbordé dans des péniches pour l'alimentation d'autres usines du North Thames Gas Board.

Cent et dix kilomètres de voies ferrées sont installés dans l'usine de Beckton et assurent le transport du charbon du quai de déchargement aux fours à coke et aux salles de distillation.

Un second quai de transbordement sert à l'expédition du coke vendu à l'extérieur et à la manutention des sous-produits.

L'installation de production de gaz comporte :

9 salles à cornues horizontales produisant journellement un total de 1.470.000 Nm³ de gaz de distillation à 5.160 kcal/Nm³.

4 batteries de fours à coke produisant ensemble 760.000 Nm³ de gaz à 5.440 kcal/Nm³.

13 générateurs de gaz à l'eau carburé alimentés au coke et produisant ensemble 1.930.000 Nm³ de gaz à l'eau carburé à environ 4.200 kcal/Nm³.

La production journalière totale atteint ainsi 4.160.000 Nm³ à 4.770 kcal/Nm³ (après débenzolage), soit environ 20 milliards de kcal, ou 4.500.000 m³ de gaz au P.C. Standard de 4.450 kcal/m³ (500 B.T.U./c.f.).

Les installations de distillation en cornues horizontales sont les plus anciennes sections de l'usine.

La première batterie de fours à coke a été construite en 1931; trois autres batteries ont été installées ultérieurement et une cinquième batterie est en cours de construction. Chacune des batteries compte 30 fours.

Deux séries de gazogènes à soles tournantes alimentés au coke fournissent le gaz pauvre utilisé pour le chauffage des fours à coke.

Les installations de production de gaz à l'eau comportent deux groupes d'unités très modernes à fonctionnement entièrement automatique, construits l'un par la « Power gas C° », l'autre par la « Humphreys-Glasgow Ltd ».

Ces gazogènes occupent deux hauts bâtiments en béton armé; le coke servant à l'alimentation des générateurs est relevé dans des trémies qui occupent l'étage supérieur des bâtiments. Juste en dessous des silos, se trouve le plancher de travail où sont groupés les appareillages automatiques de commande de l'alimentation et des inversions (servo-moteurs commandés par la rotation d'un arbre à cames) ainsi que les tableaux d'appareils de contrôle.

La vapeur nécessaire au fonctionnement des gazogènes est produite dans des chaudières utilisant le gaz pauvre des périodes de soufflage et dont le fonctionnement est également entièrement automatique.

Les cendres tombent dans de petites trémies situées à la partie inférieure du bâtiment et sont évacuées par camions.

Au total, les installations de gaz à l'eau peuvent gazéifier 1.100 tonnes de coke et 500 m^3 d'huile par jour.

Le gaz produit dans les diverses sections de l'usine est purifié séparément, le mélange n'étant réalisé qu'à la sortie des compteurs.

Les courants gazeux de chacune des batteries de fours à coke et de chacune des salles de cornues subissent les mêmes opérations de refroidissement, d'épuration liquide, d'épuration à l'oxyde de fer et de mesurage. Ils convergent ensuite vers une installation centrale d'extraction du benzol et de la naphtaline.

Le débenzolage s'effectue par le procédé au charbon actif, la capacité de l'installation étant d'environ 75 m^3 de benzol par jour.

Le gaz à l'eau et le gaz de houille sont mélangés et emmagasinés dans cinq gazomètres d'une capacité totale de 560.000 m^3. Tout le gaz produit est ensuite refoulé à pression moyenne (environ 3 m d'eau) dans le réseau principal du Board, à travers 2 conduites de sortie de 1.200 mm de diamètre, deux de 760 mm et cinq de 600 mm.

Le coke provenant des salles de cornues horizontales et des fours à coke est centralisé dans un atelier de manutention d'une capacité de 400 tonnes à l'heure avec silos de stockage pour 4.000 tonnes; il passe ensuite à l'atelier de criblage d'une capacité de 80 tonnes à l'heure avec silos pour stockage de 800 tonnes.

Le personnel total de l'usine compte environ 3.500 ouvriers et employés pour l'ensemble des services de production et d'entretien.

V. LE CENTRE DE RECHERCHE DE LA BRITISH COAL UTILISATION RESEARCH ASSOCIATION (B.C.U.R.A.) A LEATHERHEAD

1. Généralités.

La B.C.U.R.A. est l'une des plus importantes des 41 associations de recherche industrielle subventionnées par le Département gouvernemental de la Recherche Scientifique et Industrielle (D.S.I.R.).

Son budget annuel atteint 300.000 livres et son personnel compte 300 unités dont environ 80 diplômés d'universités.

Le centre de recherche est établi à Leatherhead où il occupe une surface de 8 hectares.

L'industrie minière a toujours été le principal soutien de l'Association, elle y était jadis représentée par l'association des propriétaires de mines; cette dernière a été remplacée, depuis la nationalisation, par le National Coal Board qui est actuellement le partenaire le plus influent de la B.C.U.R.A. Les autres industries nationalisées : électricité, gaz et transports, figurent également au nombre des membres de l'association qui compte par ailleurs un peu plus de 150 membres indépendants : fabricants d'appareils de chauffage ou de gazéification, négociants en charbons et industriels.

Le centre de recherche est organisé en départements. Le travail de chacun des départements comportant une part plus ou moins importante de recherches de base et une part d'études à caractère industriel.

2. Département combustion.

Le département combustion étudie une série de problèmes :

— un premier laboratoire est consacré à l'examen des cendres et des minéraux qui les constituent.

— un second laboratoire équipé d'une chaudière à pulvérisé de dimensions réduites (consommation 2,5 kg de charbon à l'heure) étudie les corrosions qui se produisent sur les surfaces de chauffe exposées au rayonnement direct du foyer et celles qui surviennent lorsque la température des fumées tombe en dessous du point de rosée. Un appareillage a été mis au point pour le contrôle automatique du point de rosée des fumées, ce qui permet de régler l'allure de la combustion de manière à éviter la corrosion par formation d'acide sulfurique.

A côté de cela, on étudie la possibilité d'éliminer le SO_2 des fumées en additionnant aux charbons des substances chimiques (carbonates) capables de fixer le soufre dans les cendres. Ceci pourrait avoir comme résultat de permettre d'abaisser la température de sortie des fumées d'environ 50°, ce qui conduirait à une amélioration de rendement thermique de l'ordre de 3 %. Jusqu'ici, cette technique n'a cependant donné que des résultats limités.

— un laboratoire est attelé au problème de la détermination de la plus ou moins grande quantité de fumée produite par les différents types de

charbons; ce problème est d'actualité en Grande-Bretagne où le Gouvernement envisage d'imposer l'usage de combustibles sans fumée pour l'alimentation des foyers domestiques des grands centres urbains.

— une étude est en cours pour la détermination du bilan du soufre dans les cendres et dans les fumées d'un foyer ouvert de type courant.

— Enfin, dans un domaine plus théorique, on poursuit des recherches concernant la cinétique de la combustion des charbons, la façon dont se produit le départ des matières volatiles et les produits intermédiaires de combustion (en particulier l'acétylène) qui peuvent être mis en évidence dans des conditions opératoires appropriées (foyer à tirage inversé).

3. Département chimie.

L'activité du département chimie est orientée vers une série de problèmes :

— le perfectionnement des méthodes d'analyse des charbons par les procédés classiques et par les méthodes nouvelles, y compris la diffraction des rayons X et la thermobalance.

— l'analyse fonctionnelle des molécules, l'examen des spectres infrarouges et plus particulièrement l'étude de la répartition de l'oxygène (oxygène phénolique... de l'ordre de 40 % — oxygène sous forme de quinone ... de l'ordre de 5 à 10 % — etc...). L'étude de la corrélation entre la répartition de l'oxygène et les propriétés cokéfiantes, ainsi que celle de l'influence d'une oxydation limitée du charbon entre 100 et 150°.

— l'étude de la structure interne des charbons (porosité macroscopique et microscopique) par diverses méthodes physiques : densités apparentes, chaleur de mouillage et adsorption de divers liquides à molécules plus ou moins grosses. Cette étude a permis de mettre en évidence certains caractères fondamentaux des houilles et notamment le fait que la plus grande partie des pores ont un diamètre de l'ordre de 40 Angström avec des constrictions de 10 à 15 Angström.

Cette structure fine n'est pas sérieusement affectée par le chauffage à travers la zone de plasticité et les phénomènes qui accompagnent la cokéfaction.

Des travaux se poursuivent en vue de mettre en évidence les répercussions possibles d'un chauffage par choc (passage rapide de la zone de plasticité suivi d'un refroidissement brutal).

— On étudie également la dissolution du charbon et des termes successifs de sa pyrogénation dans les solvants organiques, notamment le chloroforme et les amines, ainsi que le fractionnement par chromatographie des extraits obtenus.

La détermination des poids moléculaires des extraits par pression osmotique et par diffusion au travers de membranes semi-perméables fait également l'objet d'études depuis plusieurs années.

Un des buts lointains de ces études systématiques est de rechercher l'obtention directe de produits de valorisation chimique du charbon, considéré comme matière première de produits organiques.

4. Département physique.

Le département physique s'occupe actuellement de trois problèmes fondamentaux :

— l'étude des propriétés mécaniques des charbons du point de vue dureté, broyage et pulvérisation.

— l'étude du transfert de la chaleur et de la mise au point d'instruments de mesures permettant la détermination des températures et des flux de chaleur.

— le dosage des poussières et des suies dans les fumées et l'étude du rendement des dépoussiéreurs.

5. Département industriel.

— L'un des principaux objectifs du département industriel est de trouver les procédés de combustion les meilleurs pour les différentes catégories de combustibles et plus particulièrement les catégories les plus fines dont la teneur en cendres est généralement élevée.

Dans le domaine des chaudières, ceci a conduit à étudier les possibilités et le rendement de différents types de foyers.

Des essais systématiques ont montré que les foyers à grille mécanique pouvaient parfaitement convenir pour la combustion de combustibles fins, à seule condition d'ajuster leur teneur en humidité au niveau optimum. On a également mis en évidence les améliorations de rendement que l'on pouvait atteindre par un raccourcissement de la grille et par une amélioration de la répartition de l'air distribué.

— Une autre étude de combustion a été entreprise récemment, en collaboration avec la « Commission britannique des Transports », en vue d'élargir la gamme des charbons utilisables dans les locomotives et d'examiner la possibilité d'adopter des dispositifs d'alimentation mécanique sur les locomotives en usage en Grande-Bretagne.

— Une recherche à plus longue échéance est en cours, en vue de mettre au point un foyer cyclone à fusion de cendres, qui permettrait la combustion de charbon fin (< 3 mm) (non pulvérisé) suivant une technique en développement aux U.S.A.

Ce problème est étudié sous la direction du Département Gouvernemental pour la Recherche Scientifique et Industrielle (D.S.I.R.) et en collaboration avec la Fuel Research Station de Greenwich.

Le charbon est soufflé tangentiellement dans une chambre cylindrique dans laquelle il acquiert un mouvement de giration rapide; la cendre fondue se rassemble et s'écoule sur les parois, tandis que les particules combustibles les plus grosses se collent sur la cendre en fusion et achèvent d'y brûler.

Les principales difficultés relatives à la construction du foyer cyclone ont été surmontées et une recherche systématique se développe en ce qui concerne les performances de différents types de char-

bons, l'épuration des gaz et les moyens à mettre en œuvre pour éviter la formation de dépôts de scorie figée.

— La Station de la B.C.U.R.A. se charge également de l'étude des gazogènes industriels dont plusieurs prototypes sont installés à Leatherhead.

L'un des problèmes essentiels, dans ce domaine, est d'assurer la constance de la qualité du gaz produit indépendamment des fluctuations du débit demandé au gazogène. Ce problème a été résolu de façon satisfaisante par un dispositif automatique de contrôle de l'alimentation du charbon et ce dispositif, réalisé avec la collaboration d'une société de construction d'appareils de mesures et d'une aciérie, a été adopté avec succès dans l'industrie.

— Dans un autre domaine, on expérimente actuellement un dispositif original destiné à la production de boulettes à partir de charbons fins.

Ce dispositif est représenté schématiquement à la figure 8. Il est constitué d'un four en matériaux

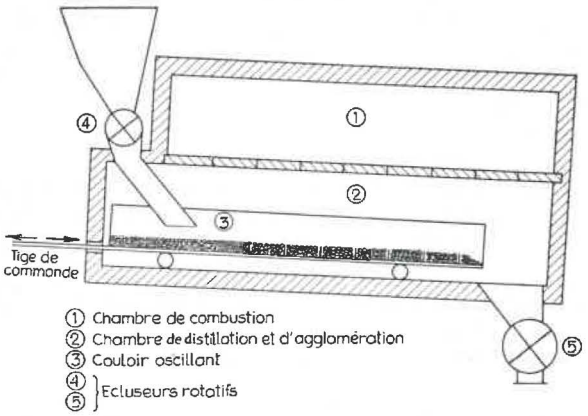


Fig. 8. — Dispositif pour la production de boulettes agglomérées — schéma de principe.

réfractaires comportant une chambre de combustion (1) chauffée au gaz, et une chambre d'agglomération et de distillation (2) dont la paroi inférieure est constituée par un couloir (3) à surface rugueuse animé d'un mouvement de va-et-vient.

Le charbon fin (de l'ordre de 0,25 à 1 mm) est introduit à une extrémité de la chambre de distillation, à travers un écluseur rotatif (4). Il chemine d'une extrémité à l'autre du couloir oscillant en roulant sur lui-même et en s'agglomérant en boules (à la façon des boules de neige).

Les boulettes assez friables ainsi obtenues, dont le diamètre atteint couramment 5 à 6 cm, sont évacuées à l'extrémité de la chambre de distillation par un second écluseur rotatif (5). Les essais en cours portent sur des charbons flambants faiblement agglutinants; la teneur en matière volatiles, qui est de 35 % environ au départ, est réduite à ± 15 % dans les boulettes agglomérées. La température de la chambre de distillation est de l'ordre de 800° C.

Ce procédé d'agglomération semble également pouvoir s'appliquer au frittage et à l'agglomération de minerais de fer destinés au haut-fourneau.

6. Département : Chauffage domestique.

Un bâtiment spécial comportant une série de laboratoires est réservé aux recherches sur le chauffage domestique.

Le travail de ce département est axé sur l'amélioration du rendement des poêles et foyers, ainsi que sur la mise au point de nouveaux types d'appareils de chauffage.

— Les laboratoires comportent une chambre calorimétrique étanche et calorifugée dont la disposition générale est schématisée à la figure 9.

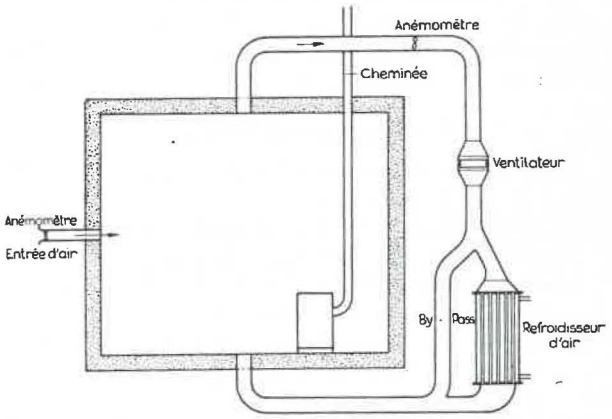


Fig. 9. — Chambre calorimétrique de la B.C.U.R.A. — schéma de principe.

La quantité de chaleur dégagée à l'intérieur de la chambre est mesurée au moyen d'un système de conduites au travers duquel l'air est aspiré, refroidi et réintroduit dans la chambre calorimétrique, la quantité de chaleur ainsi soutirée étant déterminée par enregistrement du débit et des températures de l'air à l'entrée et à la sortie de la chambre.

Le renouvellement d'air de la chambre se fait par un orifice pourvu d'un anémomètre enregistreur.

L'équipement des laboratoires est complété par une série d'appareils et, notamment, par des dispositifs de mesure de la chaleur rayonnée (radiomètres) constitués par des carcasses en treillis métallique en forme de demi-sphère ou de quart de sphère et qui servent de support à une série de couples thermoélectriques.

La détermination du rendement des appareils de chauffage, tant au laboratoire que dans les maisons, a contribué à l'amélioration de ces appareils. De nouveaux modèles de foyers ouverts ont été créés, pourvus de récupérateurs, qui assurent un chauffage par convection en plus du chauffage radiant. On a également pourvu ces appareils de registres de réglage, afin de limiter le renouvellement d'air des pièces et de réduire d'autant leur refroidissement.

— Dans le domaine du chauffage central, de petites chaudières à grilles mécaniques sont à l'essai. Ces chaudières brûlent des charbons à forte teneur en matières volatiles sans produire de fumées, grâce au niveau élevé de la température qui règne dans le foyer et à la bonne répartition de l'air primaire et secondaire. De ce fait, elles échapperont à

la nécessité d'utiliser des combustibles « sans fumées » lorsque la nouvelle législation sur la pollution atmosphérique des grands centres urbains entrera en vigueur.

— Une autre étude est en voie de réalisation; elle vise à mettre au point un système de chauffage central à circulation forcée, ce qui aura pour avantage de réduire notablement les diamètres des tuyauteries.

Le système sera pourvu d'un réglage automatique, qui permettra d'ajuster la température de l'eau dans les radiateurs en fonction de la température extérieure, ce réglage étant effectué par mélange d'eau recyclée et d'eau chaude provenant de la chaudière.

Références.

1) *B.C.U.R.A.*
Annual report 1954 — Public. B.C.U.R.A. 68 p.
2) *DRYDEN.*
The work of the British Coal Utilisation Research Association.
Trans. of the Inst. of Min. Eng. 1955, juin, p. 793/813.
3) *Department of Scientific and industrial Research.*
Fuel Research 1954. H.M. Stationery Office 1955. 70 p.

VI. LA FUEL RESEARCH STATION (F.R.S.) A GREENWICH

1. Généralités.

C'est au cours de la première guerre mondiale que le Gouvernement britannique, conscient de l'importance nationale de la recherche, décida de créer un département gouvernemental de la recherche scientifique et industrielle (British Government Department of Scientific and Industrial Research).

En 1917, ce département fondait une station centrale de recherche ayant pour objet l'organisation systématique des travaux de recherches concernant la nature, la préparation, l'utilisation et le traitement des charbons et autres combustibles ainsi que des produits qui en dérivent.

La Station, érigée à Greenwich, à proximité de la Tamise, occupe une surface de 2 hectares et demi qui, à l'heure actuelle, est entièrement couverte par les laboratoires, les ateliers, les bureaux et les halls pour installations pilotes et pour contrôles industriels.

Le personnel total compte 300 unités dont 60 universitaires : chimistes, physiciens ou ingénieurs.

Le travail de la station est contrôlé par un directeur des recherches sur les combustibles (le Dr. A. Parker) qui est lui-même assisté et guidé par une Commission désignée par le Département de la Recherche scientifique et industrielle et composée d'industriels et de professeurs d'universités.

Les principaux aspects des recherches actuellement en cours sont brièvement résumés ci-après.

2. Etude de la combustion du charbon en vue de la production de vapeur et d'énergie.

Les études en cours sont orientées vers quatre sujets principaux :

a) l'amélioration du rendement des chaudières au charbon alimentées manuellement;
b) l'étude d'une chambre de combustion à charbon pulvérisé en vue de produire un courant de gaz chauds destinés à alimenter une turbine à gaz;
c) l'étude des dépôts sur les surfaces de chauffe des chaudières à tubes d'eau utilisées dans les centrales électriques et des moyens de prévenir leur formation;
d) l'étude de l'élimination de l'anhydride sulfureux des fumées de combustion.

a) Bien que toutes les installations industrielles nouvelles de quelque importance soient équipées de chaudières à pulvérisé ou de foyers à grilles mécaniques, un grand nombre de chaudières alimentées manuellement sont encore en service en Grande-Bretagne, plus particulièrement sur les navires de faible tonnage.

La consommation annuelle de l'ensemble de ces chaudières représente encore quelque 30 millions de tonnes de houille.

Le chargement manuel entraîne une assez grande irrégularité de la combustion, les matières volatiles tendant à se dégager en masse après chaque chargement. Il en résulte généralement une combustion incomplète avec production d'une grande quantité de fumée et de suie.

Les travaux effectués à la F.R.S. ont montré qu'il était possible d'éliminer ces inconvénients par l'installation de clapets introduisant une certaine quantité d'air secondaire au-dessus de la grille. Ces clapets sont ouverts après chaque chargement, afin d'assurer la combustion complète des matières volatiles, et sont refermés ensuite, lorsque l'allure de la combustion est redevenue normale.

Ce problème a été longuement étudié sur divers types de chaudières installées dans l'un des halls de la F.R.S. (1, 2, 3). Il fait actuellement l'objet d'un programme d'amélioration systématique de toutes les chaudières de navires utilisant encore le chargement manuel.

b) L'alimentation des turbines à gaz par combustion de charbon pulvérisé pose quatre problèmes essentiels : la préparation du charbon — le dessin de la chambre de combustion — l'épuration des gaz de combustion et la réalisation de la turbine.

Les recherches effectuées à la F.R.S. sont limitées aux trois premiers problèmes. Trois types de chambres de combustion sont à l'étude :

— une chambre à passage axial (straight - through combustion chamber) qui a déjà fait l'objet de quelques applications à l'échelle industrielle;
— une chambre Vortex travaillant sans fusion de cendres et qui est encore au stade pilote;
— une chambre cyclone à fusion de cendres qui est expérimentée à Leatherhead en collaboration avec la B.C.U.R.A. (4).

c) L'étude des dépôts qui se forment sur les surfaces de chauffe des chaudières à tubes d'eau est menée en collaboration avec la B.C.U.R.A. et avec diverses organisations industrielles; elle comporte divers contrôles sur des chaudières de centrales industrielles et des essais de laboratoire concernant les réactions de formation des sulfates de sodium et de potassium, qui se produisent à haute température par réaction de SO_2 ou de SO_3 sur les sels alcalins contenus dans les cendres de charbon.

d) La question de l'élimination du SO_2 des fumées de combustion revêt une importance notable en ce qui concerne la pollution atmosphérique des grands centres industriels. Une étude réalisée à l'échelle pilote dans une installation traitant 700 m^3 de fumées/heure a montré que des résultats intéressants pouvaient être obtenus en faisant passer les fumées dans une tour d'épuration comportant un empilage de grilles de bois sur lesquelles on fait ruisseler une solution ammoniacale. L'étude se poursuit et on se propose de la développer dans une installation d'essai capable de traiter 56.000 m^3 de fumées à l'heure (2 millions c.f.).

3. Chauffage domestique par combustibles solides.

Les recherches concernant le chauffage domestique se présentent sous deux aspects : d'une part, le travail routinier de contrôle des appareils de chauffage domestique en vue de leur acceptation sur la liste des appareils améliorés recommandés par le Ministère des Combustibles et de l'Energie pour l'équipement des maisons bâties avec l'aide financière de l'Etat; d'autre part, la recherche fondamentale concernant le chauffage des chambres par combustibles solides et l'étude de la production de fumée par les poêles et par les feux ouverts. Ces travaux sont effectués dans un bâtiment calorimétrique particulièrement bien équipé en appareils de mesures et de contrôle (5, 6).

Ce bâtiment couvre une surface de 280 m^2 (3.000 sq. ft) et compte 3 étages dans lesquels sont répartis divers laboratoires.

L'équipement le plus important est constitué par 4 cabines calorimétriques carrées de 3,60 m de côté (12 pieds) et de 2,70 m de hauteur (9 pieds); chacune de ces cabines occupe le centre d'une chambre carrée de 6 m de côté et de 8 m de hauteur, dont la température intérieure est maintenue constante.

Les cabines calorimétriques sont étanches, leurs parois étant constituées par des panneaux de contreplaqué de 6 mm d'épaisseur (1/4 pouce) couverts sur leurs deux faces d'une feuille de cuivre. Ces parois sont divisées en sections rectangulaires de 30 × 60 cm, un couple thermoélectrique étant raccordé au centre de chacune des sections avec sa soudure froide du côté extérieur et sa soudure chaude vers l'intérieur.

L'écart de température entre l'intérieur et l'extérieur de chaque panneau peut ainsi être enregistré et, moyennant le raccordement en série de tous les couples d'un même panneau, on peut mesurer l'écart de température moyen qui est, lui-même, proportionnel au flux de chaleur qui s'écoule à travers le panneau.

Les appareils de chauffage à expérimenter sont installés au centre d'une des cabines calorimétriques et raccordés à une cheminée qui traverse le laboratoire d'étude des fumées, situé à l'étage supérieur.

La quantité d'air introduite dans la cabine est réglée automatiquement de manière que l'intérieur de la cabine soit constamment maintenu à la même pression que l'extérieur.

Cet air est soufflé par un petit ventilateur auxiliaire dont le débit est enregistré automatiquement.

L'installation est complétée par divers appareils et notamment par un dispositif de mesure directe de la chaleur rayonnée, constitué par une série de thermocouples montés sur une carcasse métallique en forme de quartier de sphère.

4. Carbonisation du charbon.

Dans le cadre général des recherches visant à produire un combustible domestique sans fumée, la Fuel Research Station expérimente la possibilité de produire du semi-coke à usage domestique en carbonisant des charbons classés (noix ou têtes de moineaux) à haute teneur en matière volatiles (de l'ordre de 37 %) dans des fours d'usine à gaz fonctionnant dans des conditions peu différentes de celles habituellement admises.

Les premiers essais ont été réalisés avec des charbons très faiblement agglutinants, dans un four vertical intermittent du type Woodall-Duckham. Des résultats favorables ont été obtenus et on a pu produire un combustible beaucoup plus réactif que les cokes habituels.

Une autre série d'essais a été réalisée dans le même four en vue d'étudier la possibilité de produire un coke métallurgique de qualité satisfaisante, à partir de charbons de Durham faiblement agglutinants utilisés seuls ou en mélange avec des charbons fortement cokéfiants (7).

5. Gazéification intégrale du charbon.

Le but du programme de recherches en matière de gazéification intégrale du charbon vise à mettre au point un procédé permettant la production d'un gaz de ville ou d'un gaz de synthèse à bon marché, à partir de charbons fins et de déchets de coke de faible valeur.

Des expériences ont été réalisées précédemment, à l'échelle pilote, sur un gazogène à fluidisation dense chauffé extérieurement (8).

Actuellement, de nouveaux essais sont en cours avec un grand gazogène à fusion de cendres du type cyclone.

Ce gazogène a la forme d'un cylindre vertical de 60 cm de diamètre et de 60 cm de hauteur, il est garni intérieurement d'une fine couche de réfractaire plaquée sur une tôle déployée soudée sur la face intérieure de la virole cylindrique. Une série d'essais a été réalisée avec soufflage d'air enrichi d'oxygène et la capacité de traitement a atteint 400 kg de charbon par heure (900 livres).

Actuellement, un récupérateur est en cours de montage en vue de préchauffer l'air soufflé, ce qui doit permettre de supprimer l'addition d'oxygène.

6. Synthèse de combustibles liquides et de produits chimiques au départ du charbon.

Un vaste programme de recherches est en cours depuis plusieurs années en vue de l'étude détaillée de la synthèse Fischer-Tropsch.

Ce programme inclut la préparation de catalyseurs à bon marché à base d'oxyde de fer, l'étude de l'influence des conditions opératoires (pression et température), de la composition du gaz de synthèse (en particulier du rapport H_2/CO qui peut varier de 3/1 à 2/3) et de la dilution éventuelle de ce gaz par de l'azote (gaz pauvre).

A l'échelle du laboratoire, le travail est généralement effectué sur des catalyseurs en lit fixe. A plus grande échelle, la chaleur de réaction dégagée devient plus importante et il est généralement nécessaire de recourir à la catalyse fluidisée ou à la catalyse en milieu liquide (slurry process).

Cette dernière solution présente de grands avantages au point de vue de la simplicité du contrôle de la température et une installation pilote capable de produire 315 litres de produits/jour (70 gallons) a été montée pour l'étude de ce procédé.

Cette installation, schématisée à la figure 10, comporte essentiellement un tube de catalyse (1) de 20 cm de diamètre et de 4 à 5 m de hauteur, dans lequel le catalyseur finement broyé est mis en suspension dans de la cire de paraffine maintenue liquide à une température de 250 à 300° et à une pression de 10 à 15 atmosphères.

Le gaz de synthèse est introduit à la partie inférieure du tube et monte à travers le liquide. Il se dégage à la partie supérieure et passe dans un condenseur (2) dans lequel sont récupérés les produits volatils les plus lourds (cires); un dispositif automatique (3) assure le recyclage des cires paraffiniques dans le tube de catalyse et y maintient la constance du niveau de liquide.

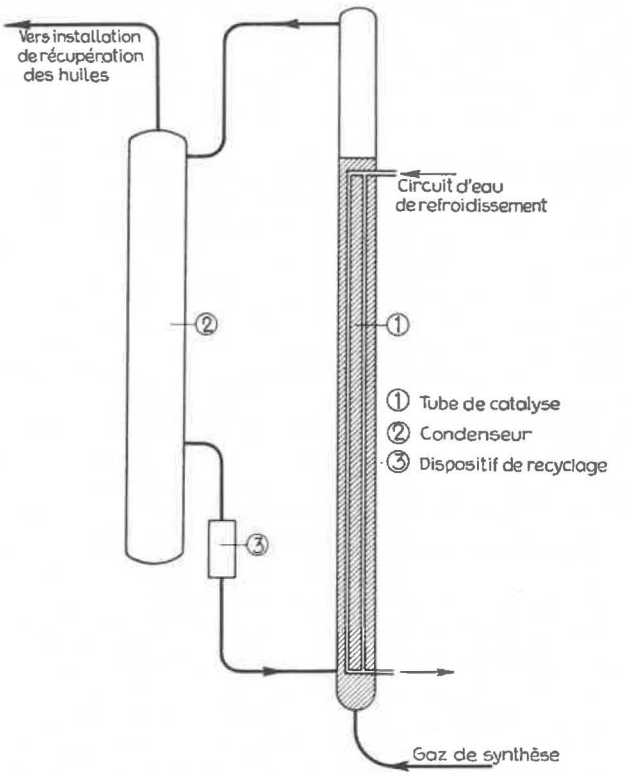


Fig. 10. — Installation de catalyse Fischer-Tropsch en milieu liquide — schéma de principe.

7. Pollution atmosphérique.

La F.R.S. est chargée de l'organisation d'une vaste campagne de mesures de la pollution atmosphérique par la fumées, les suies et l'anhydride sulfureux résultant de la combustion des charbons.

Trois types d'appareils standards sont utilisés à cet effet.

Le premier capte les particules de gros diamètres qui se déposent par leurs propre poids (fig. 11 A). Le dépôt est récolté une fois par mois et les parties solubles et insolubles font l'objet de différents dosages.

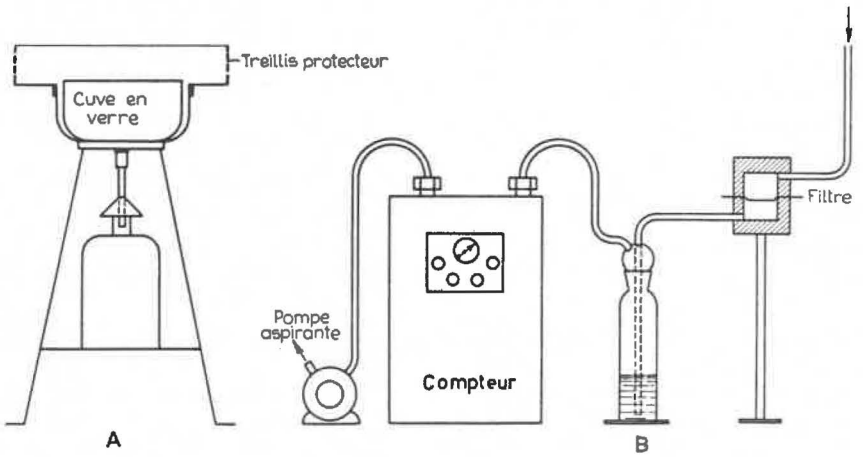


Fig. 11. — Appareils standards pour l'étude de la pollution atmosphérique.

A. — Dispositif pour le contrôle des grosses particules.

B. — Dispositif pour le contrôle des fines particules et le dosage du SO_2.

Le second utilise un papier filtre au travers duquel on aspire une quantité d'air connue et dont on mesure le noircissement à l'aide d'un photomètre.

Le troisième est constitué d'un flacon laveur contenant de l'eau oxygénée et est destiné au captage de l'anhydride sulfureux. Ces deux derniers instruments sont habituellement placés en série en utilisant le même aspirateur et le même compteur enregistreur (fig. 11 B), la durée d'une opération est en général de 24 heures.

Il existe actuellement 1200 stations de mesure réparties dans les principaux centres industriels et urbains et placées sous le contrôle de diverses autorités officielles. Tous les résultats obtenus sont transmis à la F.R.S. qui se charge de les collationner (9).

8. Recherches diverses.

Parmi les autres recherches en cours à la F.R.S., on peut encore signaler :

— l'étude chimique de la constitution des charbons et des modifications de constitution qui accompagnent la houillification et sont responsables des différences qui existent entre les divers types de houille,

— la recherche du germanium dans les charbons et dans les cendres,

— l'étude de la structure des houilles et des catalyseurs par la méthode d'adsorption gazeuse,

— l'étude de l'influence possible d'une source de rayons gamma (en l'occurrence une source au cobalt 60 donnant une radiation de 110 curies) sur le déroulement des réactions chimiques et plus particulièrement de la réaction de synthèse Fischer-Tropsch.

9. Laboratoires d'analyse.

La station possède un des laboratoires les mieux équipés du pays pour l'analyse routinière des combustibles solides et gazeux. Les méthodes physiques de dosage sont utilisées de plus en plus pour l'analyse des cendres. L'équipement comprend notamment : des photomètres à flamme (utilisés pour le dosage du sodium et du potassium), un polarographe, divers spectromètres utilisant les rayons visibles, les infrarouges et les ultraviolets, un appareil à diffraction de rayons X, une thermo-balance avec dispositif d'enregistrement automatique, etc.

Le laboratoire d'analyse des gaz comporte un appareil de distillation fractionnée Podbielniak et un équipement très complet de burettes d'analyse par absorption chimique.

Des travaux de recherche se poursuivent continuellement pour l'amélioration des méthodes existantes et la mise au point de techniques nouvelles telles que l'utilisation de la chromatographie pour l'analyse des gaz et des liquides volatils.

10. Service mécanique et ateliers.

La station comporte deux ateliers de mécanique bien outillés ainsi qu'un laboratoire d'essais. Ceci permet la réalisation et la mise au point des prototypes de nouveaux appareils de mesure ou de contrôle, ainsi que l'entretien des appareils et des installations d'essais.

11. Bibliothèque.

Une bibliothèque moderne et spacieuse est installée dans les locaux de la F.R.S. Elle comporte environ 3000 livres traitant des combustibles et des sciences fondamentales; 350 revues et périodiques y sont régulièrement dépouillés et fournissent la matière de la revue « Fuel Abstracts » qui groupe chaque mois un millier de résumés.

Les résultats des travaux de recherche sont publiés dans divers périodiques scientifiques et techniques et sont résumés chaque année dans un rapport annuel publié par « H.M. Stationery Office ».

REFERENCES

(1) *T.F. HURLEY.* A smoke eliminator for natural-draught Lancashire boilers - Fuel Economy Review 1946.

(2) *T.F. HURLEY.* The thermal efficiency of a Hand-fired Natural-draught Lancashire boiler - Proc. Inst. Mech. Engrs. 1950, pp. 20-26.

(3) *Department of Scientific and Industrial Research.* The effect of certain factors on the efficiency of a hand-fired, natural-draught Lancashire boiler. Fuel Research - Technical paper nº 55. (32 p.) H.M. Stationery Office 1949.

(4) *T.F. HURLEY.* The design of combustion chambers for the coalfired gas turbine. Journal of Inst. of Petroleum. Vol. 37. Sept. 1951, pp. 517-534.

(5) *Dep. of Sc. and Ind. Research.* The calorimeter building for domestic heating Research (8 p.). H.M. Stationery Office 1948.

(6) *W.F.B. SHAW.* The testing of domestic solid fuel appliances. The coal merchant and shipper Vol. CV III/1954. Nº 2771, 2776, ,2780 et 2784.

(7) *H. BARDGETT.* Carbonization of blends of coal to produce metallurgical coke. The Journal of Inst. of Fuel. June 1954 (26 p.).

(8) *L.J. JOLLEY - A. POLL - C.C. NOAKS et J.E. STANTAN.* La production de gaz à l'eau en lit fluide. Conférence Internationale sur la gazéification intégrale de la houille extraite. Liège 3-8 mai 1954. Communication D. 3 (11 p.).

(9) *A. PARKER.* Atmospheric pollution causes, effects and prevention. The Inst. of Civil Engrs. April 1954. pp. 99-124.

(10) *A. PARKER.* Britain's fuel problems and the work of the Fuel Research Station of D.S.I.R. Journal of the Inst. of Heating and Ventilating Engrs. Janvier 1952. pp. 419-448.

(11) *Department of Scientific and Industrial Research.* Fuel Research 1954 (rapport annuel). H.M. Stationery Office 1955 (70 p.).

Exposition du Centenaire de la Société de l'Industrie minérale

Matériel minier

Paris, 16 juin - 3 juillet 1955

Compte rendu par INICHAR

TRANSPORT

CONVOYEURS

Appareils à reconformer les palettes des convoyeurs blindés.

1) *Neuhaus* construit un appareil léger permettant de reconformer sur place, sans démontage, les palettes de chaînes à raclettes de convoyeurs blindés (fig. 1).

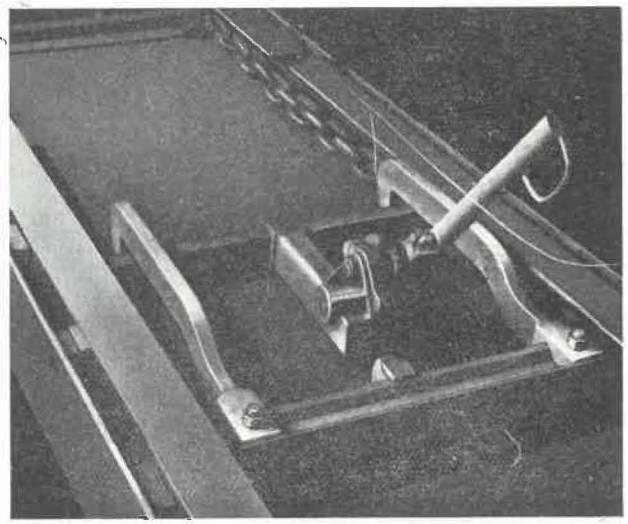


Fig. 1. — Appareil à reconformer les palettes de chaînes à raclettes des convoyeurs blindés.

Il consiste en un cric à crémaillères dont une extrémité pousse sur la palette à redresser et l'autre sur une traverse métallique parallèle aux palettes et placée à l'intérieur du couloir.

Traverse et palette sont rendues solidaires par deux forts plats fixés à la traverse et accrochés à la palette.

Le cric développe une poussée de 7.500 kg. Sa course est de 200 mm. Le poids total de l'appareil est de 30 kg.

Une force de 25 kg. doit être appliquée au levier de commande du cric pour une poussée de 7,5 t.

2) Les firmes *Epco et Simm* construisent une presse hydraulique pour le redressement des raclettes, rails légers, cintres légers, etc. (fig. 2). On utilise une presse hydraulique de 8 t à commande manuelle, connectée par un flexible armé à un cylindre à piston de 150 mm de course. Un étrier, fixé au cylindre, porte de part et d'autre de celui-ci deux accroches pourvues de plusieurs trous pour l'introduction de clavettes d'assemblage. On peut ajuster aisément le piston en fonction de l'épaisseur de la pièce ou de la déformation de la raclette à redresser.

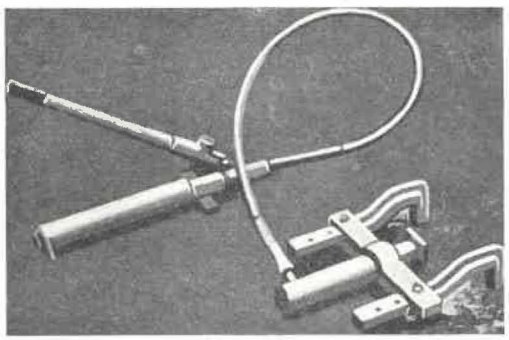


Fig. 2. — Appareil hydraulique pour redresser les palettes de chaînes à raclettes des convoyeurs blindés.

En variante, on peut utiliser une presse de 20 tonnes pour redresser des pièces plus fortes.

Cylindres pousseurs puissants

Avec des cylindres pousseurs à air comprimé qui ont un diamètre intérieur de 200 mm, on ne peut développer qu'un effort de 1260 kg quand on dispose d'une pression de 4 atmosphères. Cet effort est généralement insuffisant pour le déplacement des têtes motrices et des engins lourds. La firme Glückauf s'est assignée pour but, la construction d'un cylindre pousseur léger, de manipulation simple, mais capable de développer un effort de poussée 10 fois plus grand que les pousseurs actuels.

La solution a été obtenue en combinant l'hydraulique et l'air comprimé. Le nouveau pousseur pèse 90 kg, il a des dimensions comparables aux pousseurs à air comprimé et la manœuvre du mouvement est commandée par un simple levier. L'engin est réversible, il peut donc aussi bien tirer que pousser.

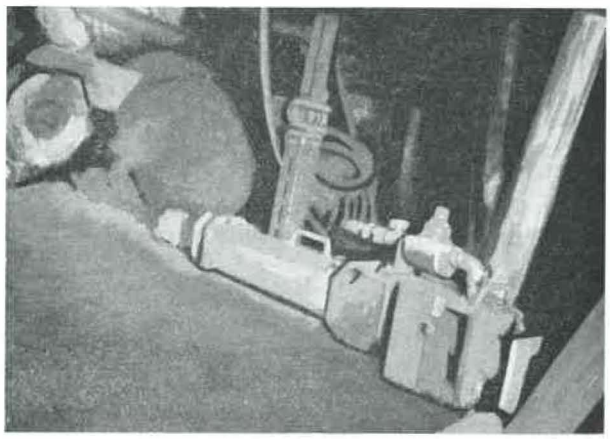


Fig. 3. — Cylindre pousseur Glückauf en service en taille. On remarque clairement les trois éléments constitutifs de l'engin :
le moteur à air comprimé à l'arrière ;
la pompe à huile ;
le cylindre pousseur proprement dit.

Il comporte trois parties (fig. 3) :

1) un moteur à air comprimé constitué d'un piston à double effet, analogue à un moteur de couloir oscillant ;

2) une pompe hydraulique à piston, directement branchée sur la même tige que le piston du moteur à air comprimé. L'huile est comprimée dans le cylindre du pousseur à la pression voulue. On peut atteindre 400 atmosphères. Ces hautes pressions sont obtenues grâce au rapport des diamètres du piston à air comprimé et du piston de la pompe à huile ;

3) le cylindre pousseur avec réservoir d'huile. Le réservoir est disposé autour du cylindre.

Le moteur à air comprimé est raccordé à la tuyauterie de taille par un flexible de marteau-piqueur. Il n'y a aucune autre canalisation extérieure que celle-là.

L'extrémité arrière du piston est équipée d'une fourche articulée qui prend appui sur un bois oblique calé au toit. Pour éviter de déplacer cet étançon de calage pendant le poste, on peut intercaler des tiges de rallonge (fig. 4).

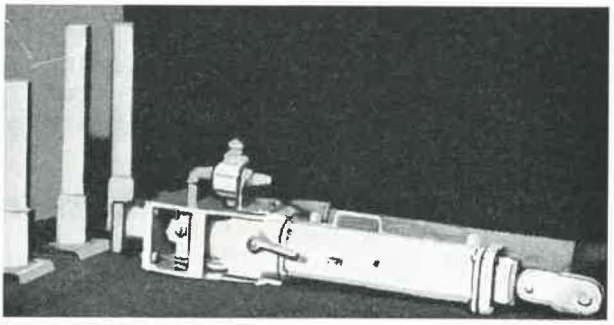


Fig. 4. — Cylindre pousseur hydropneumatique de la firme Glückauf. — On remarque à gauche les tiges de rallonge.

L'effort de poussée obtenu avec cet engin est de l'ordre de 15 tonnes (au banc d'essai, on a atteint 18 tonnes).

Concasseur à charbon.

La Saarländische Gesellschaft für Grübenausbau und Technik montrait, à l'Exposition de Paris, un concasseur pour briser les gros blocs de charbon produits par les engins d'abattage mécanique, haveuses ou rabots.

Cet engin (fig. 5) se place dans la voie de transport, sur le convoyeur blindé répartiteur, entre le pied de taille et le convoyeur à courroie. Il permet de supprimer en grande partie les ouvriers occupés à dépecer les trop gros blocs au moyen du marteau-piqueur.

Le concasseur se compose essentiellement de deux mâchoires verticales, montées de chaque

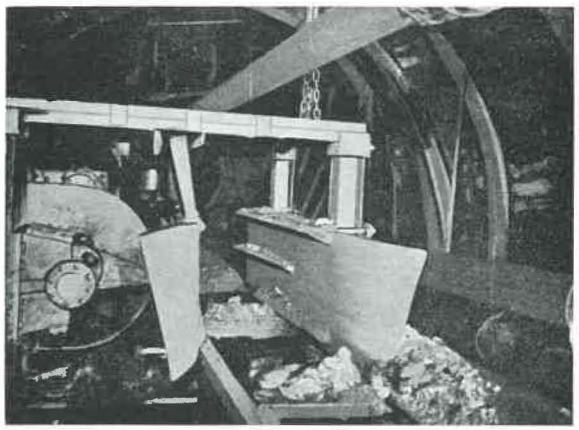


Fig. 5. — Concasseur à charbon de la Saarländische Gesellschaft für Grübenausbau und Technik, placé sur un convoyeur répartiteur.

côté du convoyeur blindé. L'une de ces mâchoires est fixe, l'autre, mobile autour d'un axe vertical, est actionnée par un moteur par l'intermédiaire d'un volant régulateur (fig. 6). Le moteur actuel est à air comprimé et d'une puissance de 20 CV.

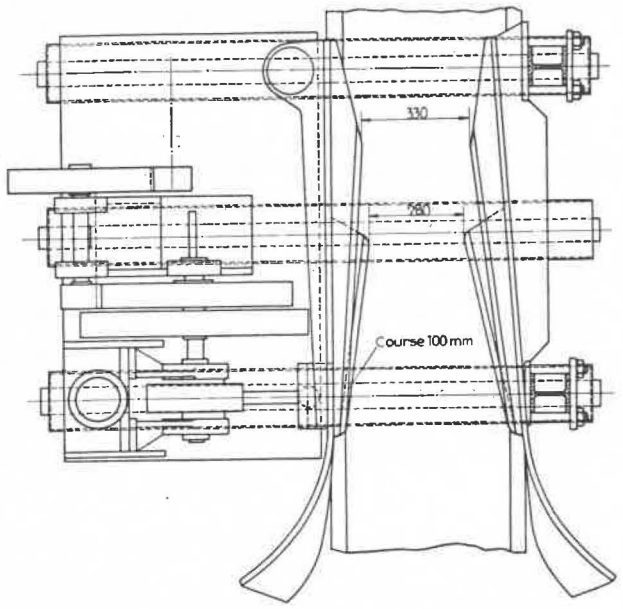


Fig. 6. — Schéma du concasseur à charbon.

Il doit être prochainement remplacé par un moteur électrique. Les gros blocs supérieurs à 333 mm, entraînés par le convoyeur entre les deux mâchoires du concasseur, sont broyés. Cependant, les blocs minces, mais allongés, peuvent passer sans être concassés.

Les dimensions extérieures de l'appareil sont :

longueur : 1,80 m
largeur : 1,65 m
hauteur : 1,45 m

Des étançons à vis poussardent l'ensemble contre les parois de la voie pour éviter les vibrations. Les mâchoires elles-mêmes mesurent 1,80 m de longueur sur 0,50 m de hauteur et sont montées directement sur les bords du convoyeur.

Le concasseur peut être commandé à distance par l'homme qui surveille le déversement du convoyeur sur la bande.

En service depuis neuf mois au siège Dechen des Mines de la Sarre, il a donné entière satisfaction.

Convoyeurs à courroie à traction par chaînes.

A l'heure actuelle, deux moyens de transport continus sont communément employés dans les voies de chantier : le transporteur à courroie et le transporteur métallique à écailles.

Le transporteur à bande, où la courroie sert en même temps d'élément porteur et d'élément tracteur, a été dans beaucoup de cas supplanté par le transporteur métallique à écailles.

Le transporteur à bande présente divers inconvénients :

1) Il doit être posé d'une façon rectiligne ; 2) Il ne permet pas de franchir des fonds de bassin importants ; 3) Il constitue un danger d'incendie, principalement quand la bande glisse sur le tambour moteur ou quand les rouleaux porteurs tournent en freinant sur des obstacles ; 4) La courroie se déchire quand le convoyeur s'allonge au delà d'une certaine limite ou quand le tonnage transporté devient important.

On a essayé d'augmenter la résistance à la traction de la courroie en y incorporant des fils de perlon ou d'acier. Ceci augmente le prix et présente l'inconvénient majeur qu'on n'a pas de contrôle sur l'adhérence de ces matériaux avec le caoutchouc et que des bandes entières peuvent devenir rapidement inutilisables. De plus, de telles bandes ne sont utilisables que pour des installations fixes, parce que l'allongement ou le raccourcissement de ces courroies demande beaucoup de temps.

On a essayé d'écarter le danger d'incendie en utilisant des courroies ininflammables. Ces courroies coûtent 30 % de plus que les courroies normales et leur utilisation ne supprime pas encore tout danger d'incendie parce que celui-ci peut provenir, par exemple, de l'échauffement d'un rouleau qui tourne dans de la poussière de charbon.

Le convoyeur métallique a le désavantage d'être constitué d'éléments lourds. La jonction des écailles l'une à l'autre n'est pas étanche, ce qui est un inconvénient pour le transport des matières très humides. La résistance du convoyeur dépend de celle des nombreuses charnières d'accouplement des écailles et elles sont sujettes à corrosion. Enfin, le montage et surtout l'enlèvement du convoyeur demandent plus de temps que pour une courroie.

Le convoyeur à courroie à traction par chaîne participe des deux modes de transport cités ci-dessus. La courroie ne supporte plus aucun effort de traction. Elle repose sur deux chaînes marines sans fin, parallèles, écartées l'une de l'autre de la largeur de la courroie et reliées de distance en distance par des axes. Ces axes portent un galet à chaque extrémité. Les galets roulent sur des profilés constituant les chemins de roulement des brins supérieurs et inférieurs. Les têtes motrices entraînent les chaînes et non la courroie.

Ce nouveau type de convoyeur présente certains avantages :

1) la traction se donnant sur les chaînes, la courroie peut être moins solide et moins coûteuse. On peut même utiliser de la courroie usagée ;

2) les risques d'incendie sont diminués. La courroie n'est pas sous tension et n'est pas entraînée par les tambours moteurs. L'infrastructure ne comporte aucune batterie de rouleaux à poste fixe ;

3) le poids mort plus petit permet l'entraînement de convoyeurs de très grande longueur avec une seule station motrice ;

4) on peut éviter les points de transfert en utilisant des stations motrices intermédiaires qui attaquent les chaînes de traction : à ces stations, la courroie passe au-dessus d'une façon continue ;

5) le matériau transporté repose sur une surface sans solution de continuité. Le petit ressaut vertical subi à chaque passage de batterie de rouleaux avec la courroie ordinaire, surtout lorsqu'elle est insuffisamment tendue, est éliminé. Il s'ensuit une diminution de la quantité de poussières soulevée par le courant d'air ;

6) ces convoyeurs s'intercalent sans difficulté entre les deux autres convoyeurs normaux ;

7) ces transporteurs sont d'une très grande sécurité de marche ; on n'a plus à craindre de déchirures de courroies ou d'arrachages d'agafes. Les chaînes sont visibles et peuvent être surveillées. On peut remplacer des éléments usés en conservant la courroie ;

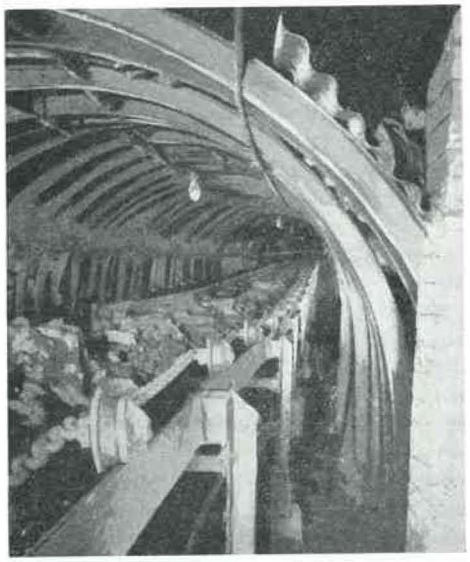


Fig. 7. — Convoyeur Meco à traction par chaînes.

8) les courroies à traction par chaînes s'accommodent parfaitement des voies ondulées et des fonds de bassin prononcés ;

9) l'adhérence de la courroie sur les tambours des stations motrices n'étant plus nécessaire, celles-ci peuvent être moins encombrantes.

Les firmes Meco et Gerlach présentaient à l'exposition de Paris un convoyeur à courroie avec traction par chaînes.

Convoyeur Meco (fig. 7).

Dans ce convoyeur, la courroie est simplement posée sur les axes pliés en forme de berceau reliant les chaînes (fig. 8). Chaque axe porte des galets à ses extémités et est plié de façon à former des auges à 45°. La courroie, qui épouse cette forme en auge profonde, a une capacité beaucoup plus grande que celle d'un transporteur normal de même largeur.

Aux stations de tête et de retour, aux points de chargement intermédiaires et aux stations intermédiaires, la courroie se sépare des éléments de traction par chaîne. Elle est supportée par de simples rouleaux ou par des rouleaux à augets (fig. 8). Les roulements à billes des galets sont lubrifiés automatiquement.

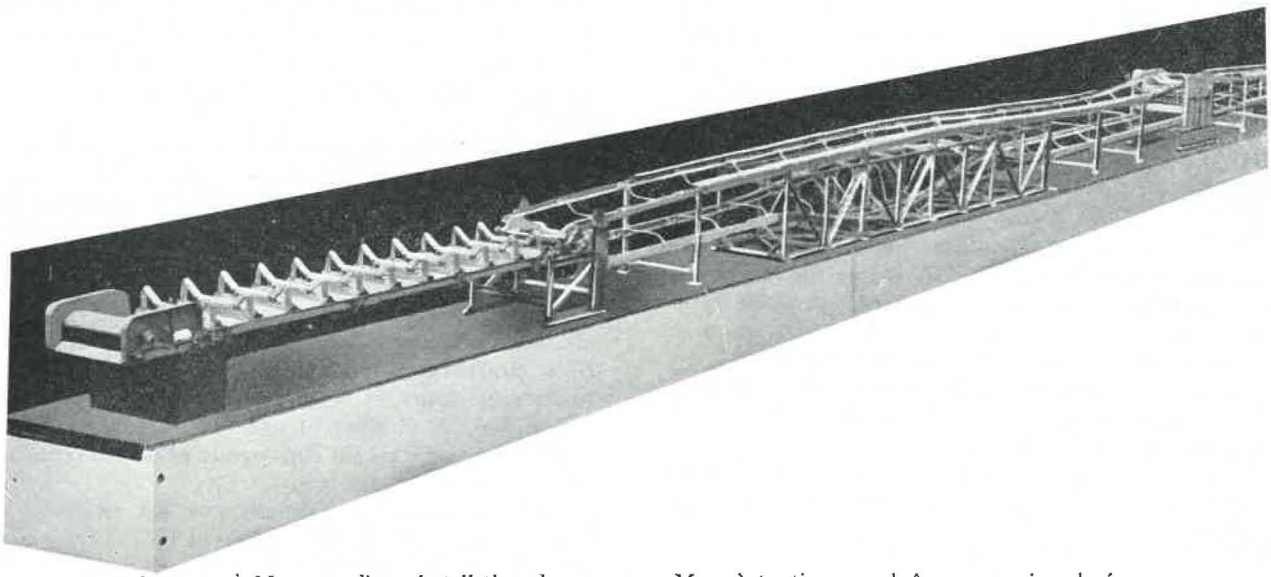


Fig. 8. — Maquette d'une installation de convoyeur Meco à traction par chaînes, courroie enlevée.

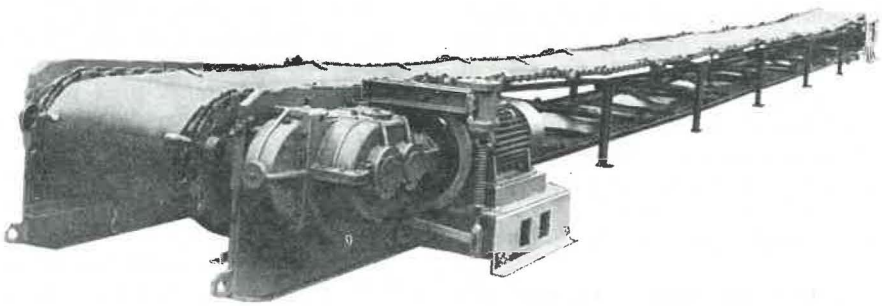


Fig. 9. — Convoyeur Gerlach à traction par chaînes (Novobelt).

A chaque extrémité du convoyeur, la chaîne porteuse et la courroie sont retournées de 180°. La courroie est également portée dans le brin de retour et la face sale est tournée vers le dessus

(fig. 8). Les fines qui adhèrent encore pendant un certain temps au brin de retour ne tombent pas sous la courroie. La voie reste propre et exempte de poussières. De plus, le brin de retour a une capacité et une sécurité de transport égales à celles du brin-aller. Il peut d'ailleurs être placé parallèlement au brin-aller sur toute la longueur du convoyeur et servir au transport en sens inverse.

Convoyeur Gerlach (Novobelt) (fig. 9).

Les axes sur lesquels repose la courroie sont articulés en leur milieu (fig. 10). Ils forment un

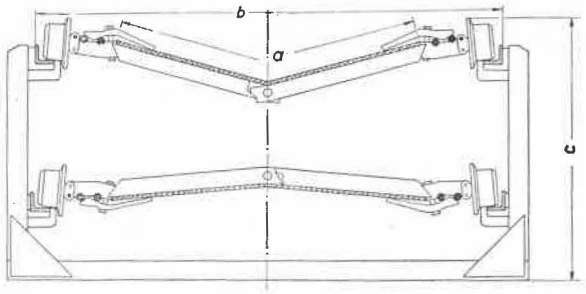


Fig. 10. — Coupe transversale du convoyeur à traction par chaînes Gerlach.

angle qui donne la forme en auge à la courroie. Ces axes sont fixés aux deux chaînes de traction, qui sont portées de distance en distance par des galets qui circulent sur des cornières formant chemin de roulement.

Les chaînes et la courroie sont fixées aux axes par des clames (fig. 10 bis).

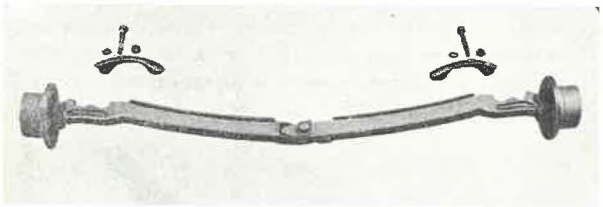


Fig. 10 *bis*. — Clames de fixation de la courroie et des chaînes aux axes.

Il n'est pas nécessaire de couper la courroie à mesure pour l'allonger. On prend une pièce entière qu'on laisse redoubler de la portion trop longue. Les clames pincent deux épaisseurs de courroie sur cette longueur. Lors des allongements futurs, il suffit de diminuer successivement la longueur du redoublement. Le convoyeur est livrable pour des largeurs de courroie de 650, 800, 1000 et 1200 mm.

Les caractéristiques des différents types sont reprises au tableau I. (Les mesures a, b et c se rapportent à la figure 10).

La tête motrice est conçue pour permettre le remplacement rapide du dispositif d'entraînement de la courroie (fig. 11).

Deux installations de convoyeurs Gerlach sont actuellement en service :

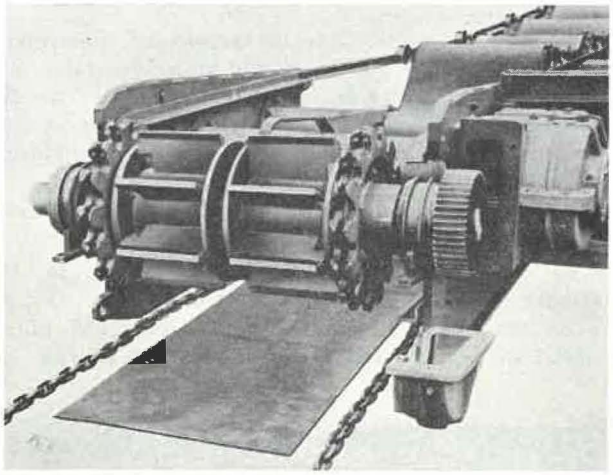


Fig. 11. — Tête motrice permettant le remplacement rapide du dispositif d'entraînement de la courroie.

1) Aux mines de Blanzy depuis le 3 janvier 1956. L'installation sert à remonter les produits à la surface par un plan incliné. Elle a une longueur totale de 530 mètres dont 430 mètres avec une pente de 18° et 100 mètres horizontaux en surface. Son débit varie de 1200 à 1400 t/jour (2 postes) et doit atteindre 2000 t/jour.

Le plan incliné est très humide.

TABLEAU I.

Largeur de courroie en mm	650	800	1000	1200	
Débit maxim. m^3/h	226	360	450	785	
a mm	650	800	1000	1200	
b mm	1050	1190	1380	1580	
c mm	670	710	760	810	
	Chaînes				
d × t mm	16 × 64	18 × 64	20 × 64	20 × 80	22 × 86
Charge de rupture	20.000	26.000	32.000	41.000	56.000

Le convoyeur ne comporte qu'une seule tête motrice avec deux moteurs de 60 CV. La puissance observée est d'environ 30 à 33 CV à vide et de 80 CV pour un débit horaire de 150 à 200 t. Les chaînes sont calculées pour donner un coefficient de sécurité de 8 lors du transport des produits et un coefficient de sécurité de 12 lors du transport du personnel. Elles ont une charge de rupture de 41 t et les fausses mailles une charge de rupture de 60 t.

Aux endroits d'embarquement et de débarquement du personnel, les chaînes sont recouvertes. Un dispositif de blocage des rouleaux empêche toute marche arrière de la courroie en cas de défectuosité des freins. Ce dispositif est mis hors circuit lors du transport de matériel en marche arrière. La courroie peut être commandée en trois points différents : a) tête motrice; b) tête de l'incliné (embarquement du personnel); c) table de retour.

La courroie de 800 mm de largeur est constituée de deux plis toile, avec un pli supplémentaire de 100 mm de largeur le long de chacun des bords afin de la renforcer aux endroits des pinces. Sa face portante a une épaisseur de gomme de 4 mm et la face intérieure 1 mm.

2) A la mine Lohberg, à Dinslaken (Gebag), depuis le mois de novembre 1955.

Ce convoyeur est installé dans une voie de chantier au niveau de 850. En novembre 1955, il avait une longueur de 50 m. L'avancement journalier de la taille est de 2 à 3 m. Le 15 février, le

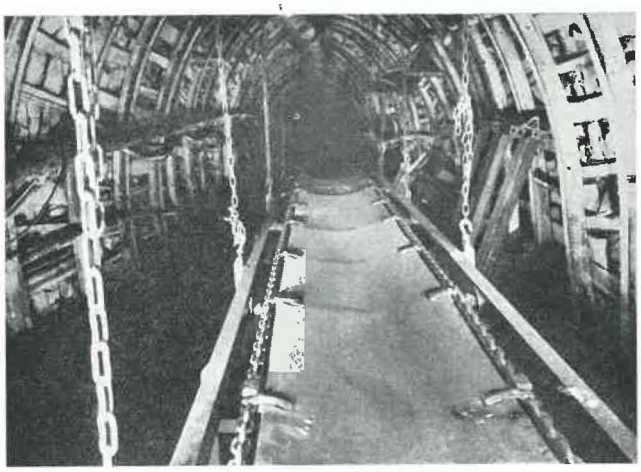


Fig. 12. — Convoyeur Gerlach à traction par chaînes en service à la mine de Lohberg.

transporteur mesurait 200 m (fig. 12). Il sert à l'évacuation d'une taille à rabot. A la vitesse de 1,5 m/sec, il peut débiter 360 t/h. Malgré l'utilisation de convoyeurs répartiteurs au pied de taille (fig. 13) et de courroies de 800 à 1000 mm de largeur, les chutes de charbon le long de la courroie ordinaire étaient telles que 3 à 4 hommes étaient nécessaires tous les jours pour nettoyer la voie. Avec le convoyeur à chaînes, il n'y a plus aucune chute de charbon et les nettoyeurs ont été supprimés. Comme bande transporteuse, on utilise

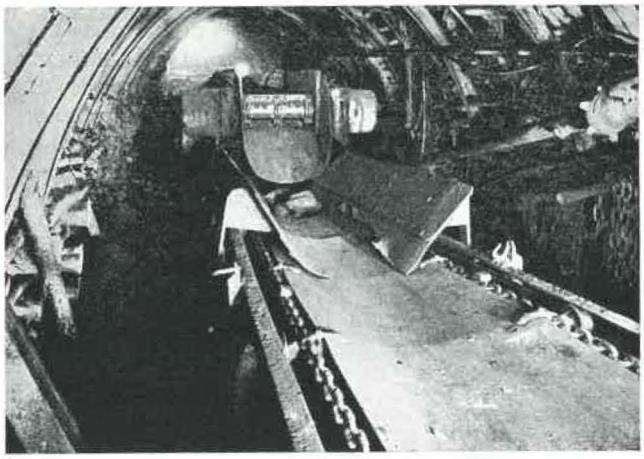


Fig. 13. — Convoyeur répartiteur débitant sur le convoyeur Gerlach à traction par chaînes à la mine de Lohberg.

d'anciennes courroies de 800 mm réparées et vulcanisées. La taille doit chasser 1400 m. La puissance nécessaire à ce moment sera d'environ 90 CV. Actuellement, il n'y a qu'un moteur. Lorsque le convoyeur aura 7 à 800 mètres de longueur, on ajoutera un second. Aucun prix de revient comparatif n'a encore pu être établi, mais la mine pense déjà pouvoir conclure aujourd'hui que, en raison du petit nombre d'arrêts enregistrés et du peu d'usure constatée, ce mode de transport pourrait avoir un prix de revient intéressant.

Station d'angle pour convoyeurs à courroie.

La Société Stéphanoise de Constructions Mécaniques construit, sous licence Milik, une station d'angle pour convoyeurs à courroie qui, grâce à deux nappes de rouleaux de formes et dispositions spéciales, fait dévier la bande transporteuse sans flottement. Les frottements sur la bande sont pratiquement éliminés, seules subsistent les forces de centrage. La figure 14 représente schématiquement



Fig. 14. — Représentation schématique de la courroie et du chemin des produits dans un transporteur muni d'une station d'angle.

la disposition de la courroie dans un transporteur, muni d'une telle station, et le chemin suivi par les produits.

Une grande latitude est tolérée par rapport aux directions théoriques. Le convoyeur prend la forme d'un L, d'un T, d'une croix ou d'un Y.

Grâce à cette disposition, il est possible, tout en conservant un point de déversement et une tête motrice fixe à l'extrémité d'une branche, de suivre les engins d'abattage avec la deuxième branche dont on compense l'allongement en raccourcissant d'autant la troisième branche qui forme réserve de bande (fig. 15).

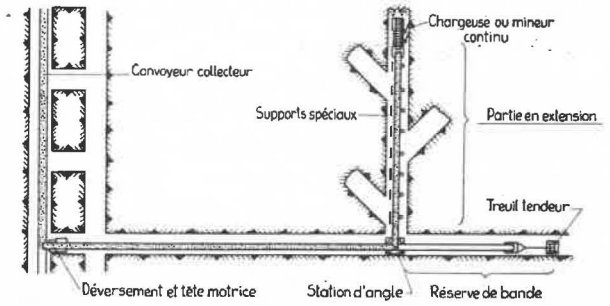


Fig. 15. — Réalisation d'un convoyeur développable avec réserve de bande dans la galerie.

Il est donc possible de réaliser un convoyeur développable en emmagasinant la réserve de bande dans la galerie.

Les têtes motrices, les installations de retour et les infrastructures sont d'un type quelconque.

Le convoyeur Milik est d'application dans toutes les exploitations (chambres et piliers et longues tailles) avec chargeuse ou mineur continu, ainsi que dans les exploitations par brèches montantes en longues tailles.

On peut aussi utiliser ce convoyeur en galerie pour remplacer deux convoyeurs en équerre par un seul.

Courroies transporteuses avec bords latéraux(1).

La firme « Unequip » présente une nouvelle courroie transporteuse équipée avec des bords latéraux de contenance, constitués par une cornière en caoutchouc (fig. 16). Celle-ci, préformée en fabrication, ne subit aucun allongement sur les tambours et, de ce fait, ne risque pas de se déchirer. Comme la courroie ordinaire, la courroie à bord peut être lisse, à chevrons ou à tasseaux.

La section de transport est très sensiblement augmentée par rapport à l'auge classique et ce fait est particulièrement sensible pour les courroies d'une largeur inférieure à 700 mm (fig. 17).

Jusqu'à cette largeur, la courroie à bords travaille à plat. Pour le même débit, on utilise une courroie de largeur moindre que celle de la courroie normale en auge (la courroie à bords de 400 mm assure le même débit qu'une courroie normale en auge de 600 mm). Il en résulte une réduction sensible du poids de la charpente et une économie dans le prix du chemin de roulement supérieur, constitué d'un rouleau au lieu de trois.

(1) Extrait de Mines, nº 5, 1955.

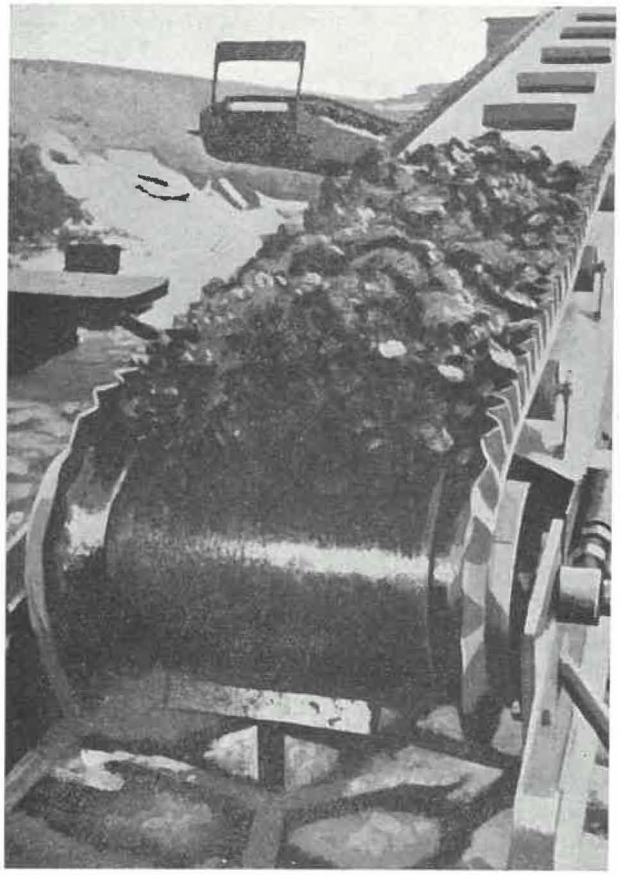


Fig. 16. — Courroie transporteuse avec bords latéraux de contenance.

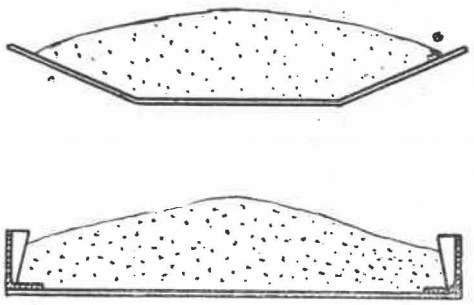


Fig. 17. — Courroie en auge et courroie à bords de même largeur.

Le brin de retour est supporté, pour les faibles entraxes, par des galets de 200 mm de diamètre environ, généralement utilisés pour le renvoi des courroies classiques à tasseaux et, pour des entraxes un peu plus importants, par des rouleaux de 150/200 mm de diamètre, d'une largeur inférieure de 15 cm environ à la largeur de la courroie à bords.

A partir de 700 mm, il est intéressant de faire travailler en auge la courroie à bords dont la hauteur peut varier de 50 à 80 mm. Avec un angle de relèvement des rouleaux latéraux de 20° et une pente de 20°, par rapport à l'horizontale, du dôme des matériaux, la surépaisseur du cordon de trans-

port varie de 35 mm pour le bord de 50 mm, à 56 mm pour le bord de 80 mm (fig. 18).

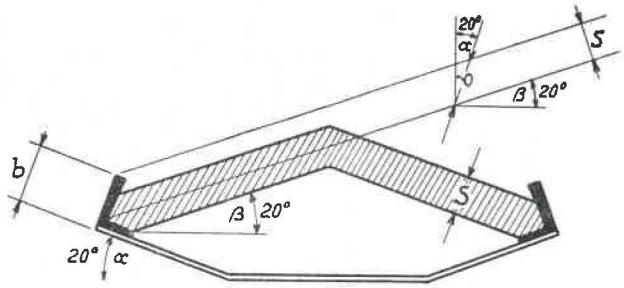


Fig. 18. — Calcul de la surépaisseur du cordon de tranport.

Des essais sont en cours pour adapter le bord de contenance sur les tapis métalliques.

La Telebelt.

A l'Exposition d'Essen en 1954, la firme Clouth présentait un convoyeur à courroie où l'organe de traction était un câble d'acier à haute résistance, s'insérant dans une pochette en caoutchouc ménagée dans la face inférieure de la courroie (2).

La Société pour l'Etude des Convoyeurs, à Paris, essaie actuellement au Gaz de France, cokerie de Villeneuve-la-Garenne, deux courroies basées sur le même principe, mais le câble de traction unique est remplacé par six câbles équidistants, disposés sur la largeur de la courroie.

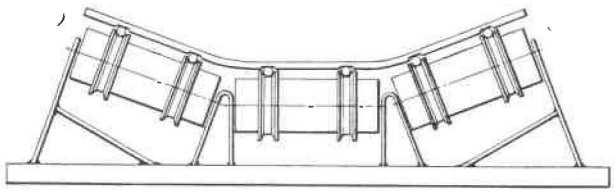


Fig. 19. — Batterie de rouleaux supérieurs avec vue des 6 câbles de traction.

Ce type de convoyeur allie les principes du transport aérien et du transport sur rouleau. La courroie est portée par une série de câbles qui supportent l'effort de traction et posent sur des rouleaux qui leur servent de guide (fig. 19). Le nombre et la dimension des câbles dépendent de la charge à transporter et de la longueur du convoyeur.

La structure est simple et légère. La distance entre supports peut être variable parce que les câbles supportent la charge entre deux batteries de rouleaux. Ceci permet de passer plus facilement dans des terrains inégaux. La courroie ne sert qu'à porter le matériau et n'est pas sous tension (fig. 20). Elle peut être faite en caoutchouc léger et souple. Il est préférable que les joints soient vulcanisés, mais l'allongement et la réparation de déchirures peuvent se faire provisoirement au moyen de simples agrafes.

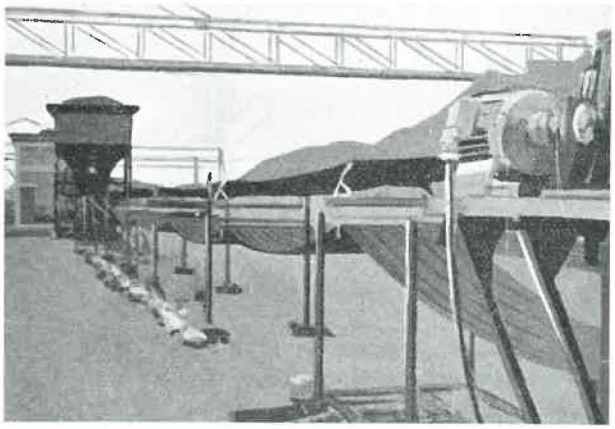


Fig. 20. — Convoyeur à bande portée « Télébelt ». — On remarque le mou dans le brin de retour.

Le premier convoyeur a été installé en avril 1955. Il a 45 m de longueur, 90 cm de largeur et tourne à la vitesse de 1,50 m/sec. Le débit moyen est de 100 t/h avec des pointes de 170 t/h. Il fonctionne 15 h/j et transporte journellement 900 t de coke. Jusqu'à maintenant, l'usure de la courroie ne semble pas être supérieure à celle d'une courroie ordinaire.

Le deuxième convoyeur transporte du charbon depuis deux mois, avec des pointes de débit de 500 t/h. Il mesure 50 m de longueur et 90 cm de largeur. Il tourne à la vitesse de 1,25 m/sec. Son débit normal est de 250 t/h.

Ce convoyeur n'a jusqu'à présent été installé qu'en surface. Il ne semble pas exclu de l'utiliser dans le fond.

Convoyeur à courroie suspendu.

La firme Goodman de Chicago construit un convoyeur à courroie suspendu (fig. 21).

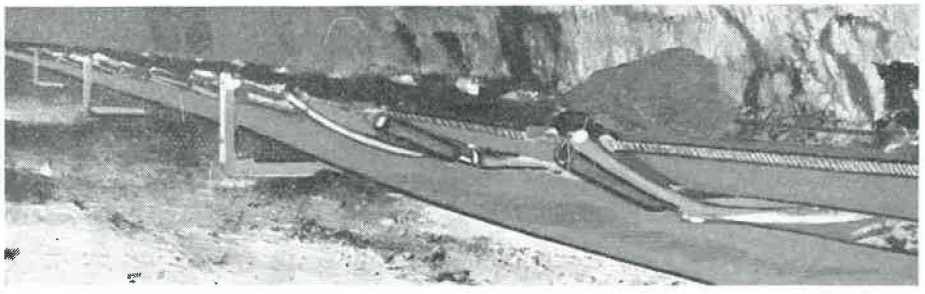


Fig. 21. — Convoyeur à courroie suspendu.

(2) Bultec « Mines » Inichar, n° 43, p. 853.

Le brin supérieur est porté par des batteries de rouleaux suspendues à deux câbles. Le brin inférieur pose sur des chevalets en forme d'U, suspendus par leurs extrémités aux mêmes câbles.

Les câbles sont suspendus par des relais d'ancrage boulonnés dans le toit de part et d'autre de la courroie tous les 90 m (fig. 22).

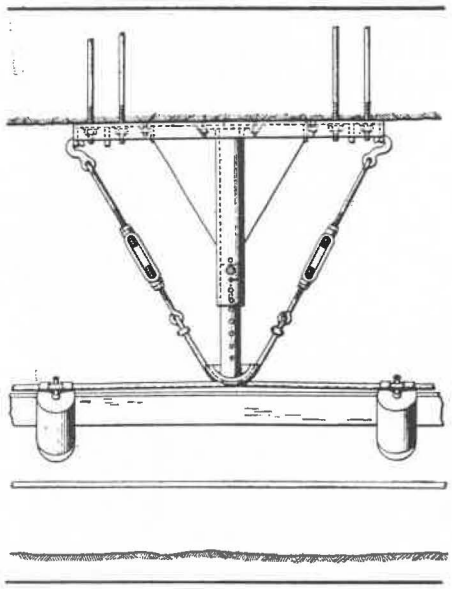


Fig. 22. — Relais d'ancrage boulonné dans le toit pour suspension de la courroie.

Les batteries de rouleaux supérieurs sont composées de trois rouleaux dont les axes fixes sont reliés par des maillons articulés autour d'axes horizontaux. Les attaches aux câbles sont articulées autour d'axes perpendiculaires à ceux des maillons, ce qui permet un certain déplacement de la chaîne de rouleaux dans le sens de la marche de la courroie, facilitant le centrage de celle-ci (fig. 23).

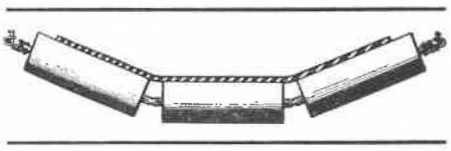


Fig. 23. — Batterie de rouleaux supérieurs.

Les rouleaux inférieurs sont droits et disposés dans la branche inférieure de l'U (fig. 24). L'intervalle entre deux chevalets inférieurs est égal à 4 fois l'intervalle entre deux jeux de rouleaux supérieurs.

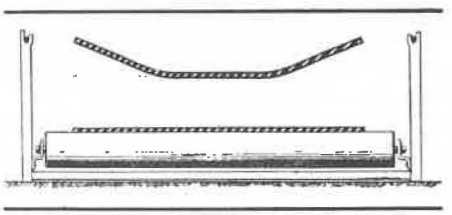


Fig. 24. — Chevalet et rouleau inférieur.

Les câbles sont maintenus à écartement par des arceaux passant sous le brin supérieur et disposés

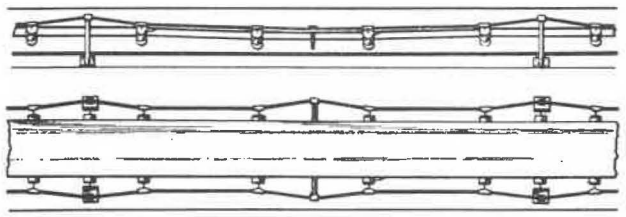


Fig. 25. — Arceau écarteur de câbles et chevalets.

à mi-distance des chevalets inférieurs (fig. 25).

Un prototype est à l'essai dans un charbonnage de l'Illinois. Le constructeur mentionne les avantages suivants :

le poids de ce convoyeur n'est que le tiers de celui du convoyeur classique ;

les frais d'achat, de pose et d'entretien sont réduits ;

l'alignement est assuré ;

l'allongement est rapide ;

la souplesse est telle qu'elle rend inutile les rouleaux spéciaux aux points de chargement.

Vulcanisation des courroies à froid.

Tip-Top présentait, à l'Exposition d'Essen en 1954, un procédé de vulcanisation des courroies en caoutchouc à froid. Ce procédé permet la soudure de deux extrémités de courroie et la réparation de toutes les déchirures, soit en bordure, soit en plein corps dans la courroie, à froid, sans enlever la courroie et pour ainsi dire sans outillage spécial.

Exemple de réparation d'une déchirure en plein corps d'une courroie à 4 plis toile.

La courroie est découpée en forme de losange autour de la déchirure ainsi qu'on peut le voir à la figure 26. Le pli de toile inférieur n'est pas

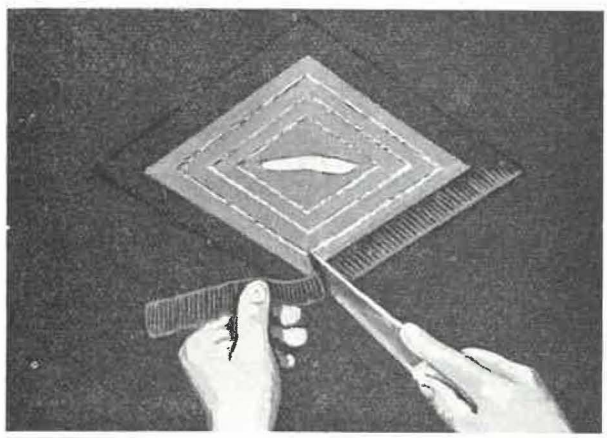


Fig. 26. — Découpe de la courroie pour la réparation d'une déchirure en plein corps.

découpé. Un losange encadrant la déchirure est découpé dans le deuxième pli, un losange plus grand et concentrique au premier est découpé dans le troisième pli, et ainsi de suite pour le quatrième pli et le revêtement de caoutchouc. Enfin, les bords du losange découpé dans le caoutchouc sont coupés suivant un large biseau.

La surface découverte est nettoyée et rendue rugueuse au moyen d'une brosse tournante.

Sur l'autre face de la courroie, le caoutchouc est légèrement meulé autour de la déchirure et on y applique de la pâte de caoutchouc vulcanisante.

La bande de nouveau retournée, on étend avec des doigts propres, sur les toiles mises à nu, deux couches de colle pour toile. La première couche doit être séchée avant d'appliquer la seconde.

On bouche alors la déchirure du premier pli de toile par une mince couche de pâte vulcanisante, puis on y introduit une languette d'emplâtre rouge, recouverte elle-même de pâte vulcanisante (fig. 27).

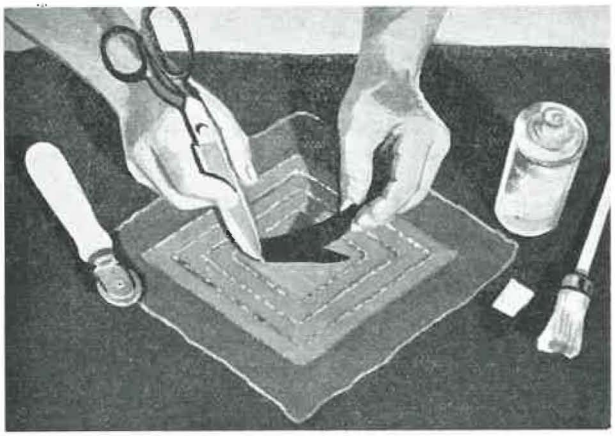


Fig. 27. — Introduction d'une languette d'emplâtre rouge.

On applique dans chaque losange découpé dans les plis de toile un morceau de toile spéciale, recouverte chaque fois de pâte vulcanisante (fig. 28).

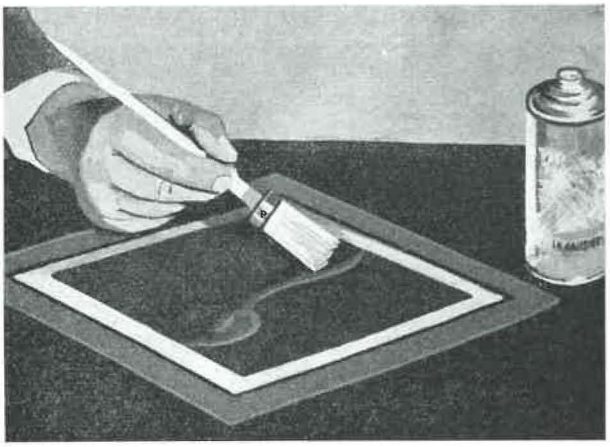


Fig. 28. — Application d'un morceau de toile spéciale et de pâte vulcanisante dans chaque losange découpé dans les plis de toile.

Enfin, on recouvre le tout d'un morceau d'emplâtre vert sur lequel on étend de la pâte vulcanisante, puis du talc spécial.

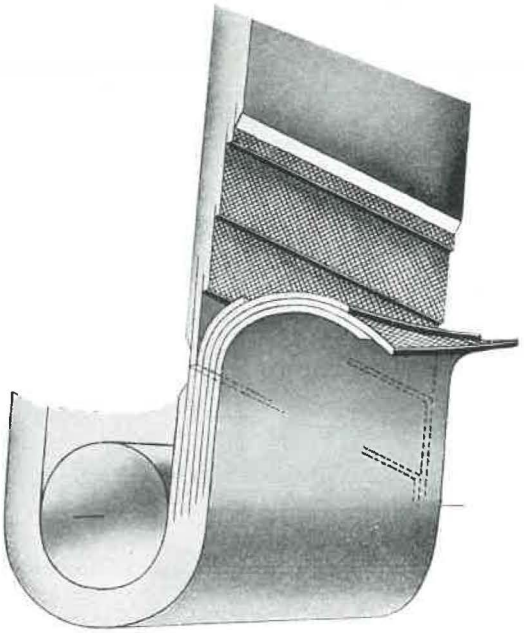


Fig. 29. — Découpe des extrémités de deux courroies qui doivent être soudées l'une à l'autre.

Pour souder deux courroies, on opère de la même façon. Les deux extrémités sont découpées comme l'indique la figure 29, mais il y a lieu de remarquer que les coupures des toiles doivent faire un angle de 20° avec le bord de la courroie.

Une bonne vulcanisation réclame des précautions indispensables.

Il faut travailler très proprement. Il faut éviter l'huile et la graisse et, pour cela, se nettoyer les mains à l'aide d'un chiffon imbibé d'essence car le savon ne suffit pas. Il importe de rendre les surfaces de contact rugueuses, c'est seulement dans ce cas qu'on obtient une bonne liaison. Il faut éviter de les échauffer par frottement.

Chaque couche de toile ou de caoutchouc appliquée doit absolument sécher. La couche de caoutchouc ne doit plus adhérer au doigt et la couche de toile ne doit plus être humide au toucher. Sa surface doit avoir un aspect vitreux.

Il faut éviter de sécher trop fortement la pâte de caoutchouc vulcanisante Tip-Top. Si elle est trop sèche, toutes les opérations suivantes devront être recommencées. Le séchage des bandes humides, et spécialement des couches de toile, peut se faire au moyen de l'appareil à rayons infrarouges Tip-Top ou au moyen d'une épaisseur de Tip-Top Gel, qui est ensuite enlevée.

La pâte vulcanisante ne peut jamais être séchée avec l'appareil à infrarouge ni au Tip-Top Gel. Elle doit absolument sécher à l'air.

Toute surépaisseur peut être évitée lors d'une réparation, à condition d'opérer avec soin.

Limberoller.

Joy présentait à l'Exposition de Paris un rouleau flexible pour support de courroie, ne comportant que deux roulements et appelé Limberoller (fig. 30).

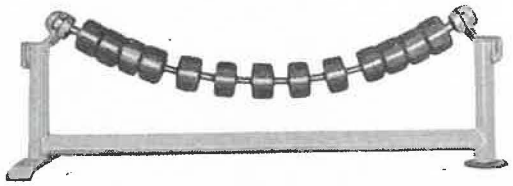


Fig. 30. — Rouleau support de courroies Limberoller.

Il consiste en une série de disques en néoprène enfilés sur un câble d'acier, lui-même enrobé de néoprène et muni à ses deux extrémités de roulements de précision. Ceux-ci s'adaptent sur les chevalets supports des rouleaux.

Les disques en néoprène tournent tous à la même vitesse périphérique, ce qui assure un meilleur contact sans glissement entre la courroie et les supports et donne moins d'usure. Le néoprène est incombustible et résiste mieux que l'acier à l'abrasion et à la corrosion.

Certains rouleaux ont effectué plus de 600 millions de révolutions et transporté plus de 780.000 t de matériau à la vitesse de 2,5 m/sec sans donner de signes de fatigues.

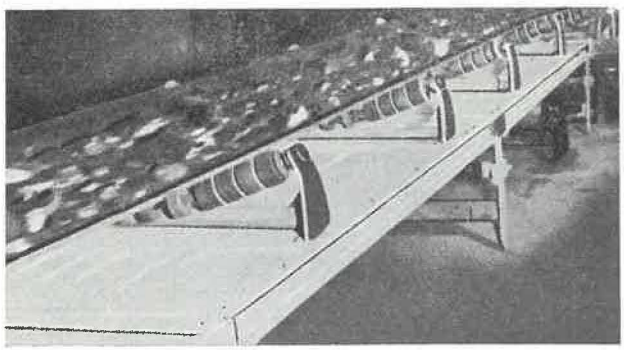


Fig. 31. — Courroie montée avec rouleaux supports Limberoller.

Les roulements sont supportés de chaque côté de la courroie en dehors de la poussière (fig. 31).

Les roulements à billes sont maintenus en place par un serre-clips et peuvent être remplacés dans le fond sans interrompre la marche de la courroie. Ils sont de deux types. Un type est lubrifié une fois pour toutes, l'autre est lubrifié avec de la graisse. Les joints en néoprène sont étanches aux poussières.

Le Limberoller est flexible. La forme en auge de la courroie varie avec la charge et la répartition de celle-ci, ce qui favorise son alignement.

Un Limberoller pèse le tiers du jeu des trois rouleaux guides d'acier servant généralement à guider le brin supérieur des courroies.

TREMIES

Dispositif anti-bris pour goulottes et trémies de chargement.

Pour amortir la chute de matériaux fragiles ou friables, il faut employer une matière qui a des capacités de déformation importante, mais lente et progressive, afin de réaliser un matelas qui peut encaisser des chocs répétés, sans réaction nuisible à la solidité des matériaux percutants.

Kléber Colombes fabrique une matière plastique, appelée Klegecell, qui répond à ces caractéristiques.

Etant donné qu'un matelas amortisseur doit offrir en surface la plus grande résistance possible aux coupures et à l'usure par abrasion, il est indispensable de protéger le Klegecell par un autre matériau offrant à cet égard toute garantie. L'armurite, composition à base de gomme naturelle dont la résistance à l'abrasion est aussi élevée que celle de la bande de roulement des pneumatiques, a donné de bons résultats. Les plaques d'armurite moulées sont armées, à leur partie inférieure, par deux plis de fort tissu croisé afin d'éviter tout allongement en cours de service, le caoutchouc mis sous tension s'usant beaucoup plus vite qu'à l'état non contraint.

Un dispositif anti-bris « Klegecell-Armurite » est pratiquement réalisé de la manière suivante :

— un coussin Klegecell de 35 mm d'épaisseur, collé sur la tôle de la trémie au moyen d'un mastic spécial, le Plasticon ;

— une plaque d'armurite de 12 à 15 mm d'épais-

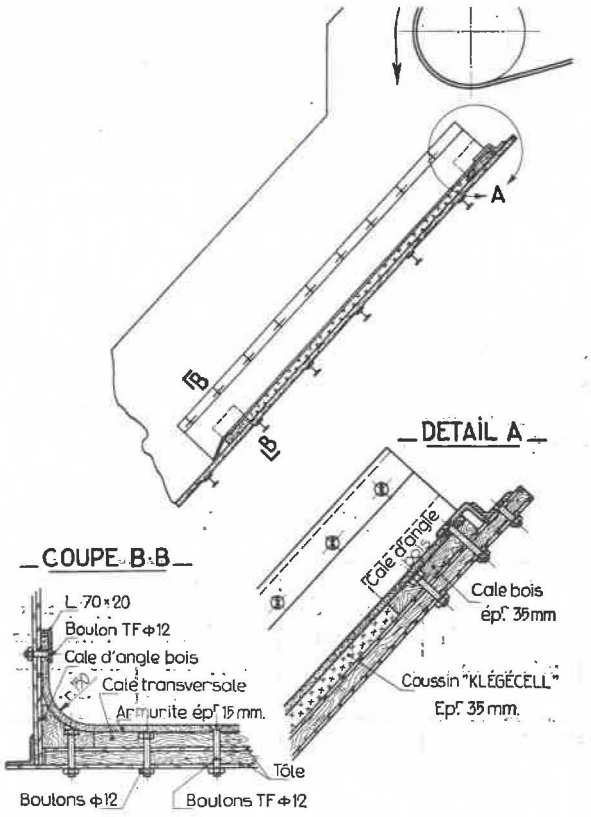


Fig. 32. — Fixation du dispositif anti-bris Klegecell-armurite sur une goulotte.

seur, 2 plis, recouvrant entièrement le coussin Klegecell sur lequel elle est également collée au Plasticon.

En complément de ces collages et pour assurer à l'ensemble sa fixité indispensable sur les tôles de la goulotte à équiper, il est recommandé d'encadrer le coussin Klegecel avant son collage par des cales en bois dur de la même épaisseur que lui, c'est-à-dire 35 mm.

Pour faciliter la mise en place de l'armurite avant son collage sur le Klegecell et supprimer tout risque d'arrachement accidentel ultérieur, il est recommandé de la visser sur la tôle à travers les deux cales en bois transversales encadrant le Klegecell (fig. 32).

VOIES ET RAILS

Cintreuse de rails.

La firme Neuhaus exposait à Paris une nouvelle cintreuse de rails très légère (fig. 33). Les deux extrémités de l'appareil sont attachées au rail au moyen de chaînes. Un poinçon actionné par un levier avec roue à rochets exerce une forte poussée

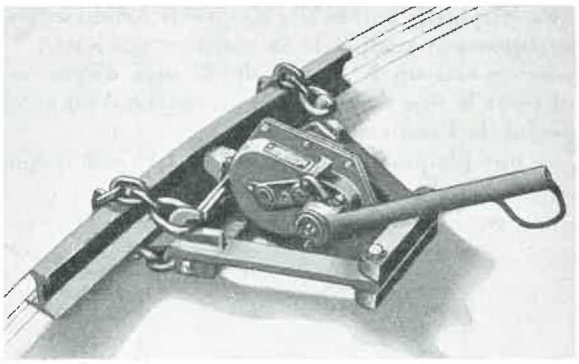


Fig. 33. — Cintreuse de rails Neuhaus.

dans l'âme du rail, à mi-distance entre les deux chaînes et le plie à cet endroit. En agissant ainsi de proche en proche, on peut donner au rail la courbure désirée.

L'appareil existe en deux types dont les caractéristiques sont données dans le tableau II.

TABLEAU II.

Pression du poinçon en kg	Course du poinçon en mm	Poids de l'appareil	Force à appliquer au levier pour une pression de 15 t
15.000	180	50 kg	30 kg
20.000	220	80 kg	50 kg

Enrailleurs.

Mécamine exposait à Paris des enrailleurs pour la remise sur rails du matériel roulant (locomotives, berlines, etc.) (fig. 34).

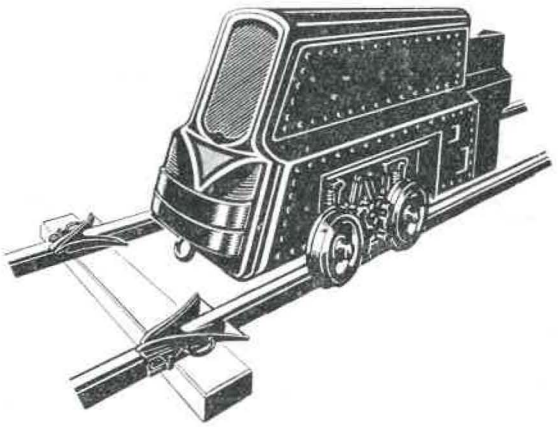


Fig. 34. — Position des enrailleurs à placer devant le véhicule déraillé.

Cet appareil est fixé aux rails devant les deux roues avant du véhicule déraillé. Il est profilé de façon à faciliter la montée des roues du véhicule déraillé jusqu'au niveau des rails. En poussant le véhicule en avant, les bourrelets des roues gravissent un petit plan incliné jusqu'à hauteur du bourrelet du rail, puis retombent de l'autre côté (fig. 35).

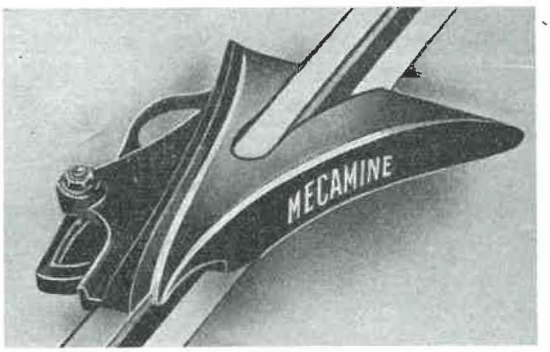


Fig. 35. — Enrailleur Mécamine.

L'enrailleur est serré sur le rail par une came excentrique de profil tel que le serrage augmente à mesure que l'appareil est poussé vers l'avant. Il ne glisse pas sur le rail. Il se décale facilement par un léger coup donné vers l'arrière.

Il s'adapte aux types de rails les plus couramment employés, de 9,5 à 30 kg/m.

BERLINES

Accouplement des berlines G.H.H

L'accouplement automatique G.H.H. (système Müthing) (fig. 36) est constitué par un étrier articulé autour d'un axe placé sous le butoir de la berline et tenu en position horizontale « avant » (fig. 36) (extrémité de l'étrier en avant du butoir)

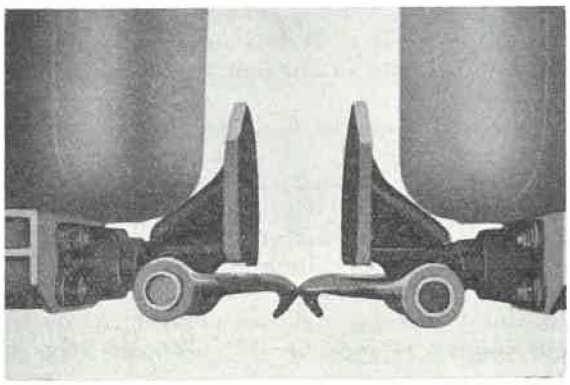


Fig. 36. — Accouplement automatique de berlines G.H.H. (système Müthing). — Etrier en position horizontale « avant ».

ou « arrière » par un fort ressort (fig. 37) (extrémité de l'étrier en arrière du butoir).

L'étrier porte à son extrémité un crochet dirigé vers le bas lorsqu'il est en position « avant ».

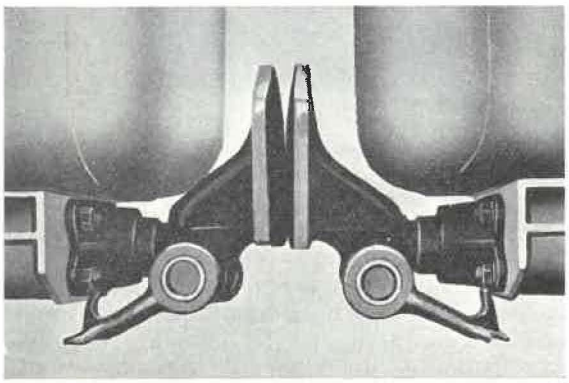


Fig. 37. — Etrier en position horizontale « arrière ».

Une pression exercée de haut en bas à l'aide du pied, sur des tenons placés latéralement à l'étrier et faisant corps avec lui, permet de le faire passer de la position « avant » à la position « arrière » et vice-versa.

Pour l'attelage automatique, les étriers sont placés en position avant (fig. 36). Les deux berlines se rapprochant, un des étriers glisse sur l'autre

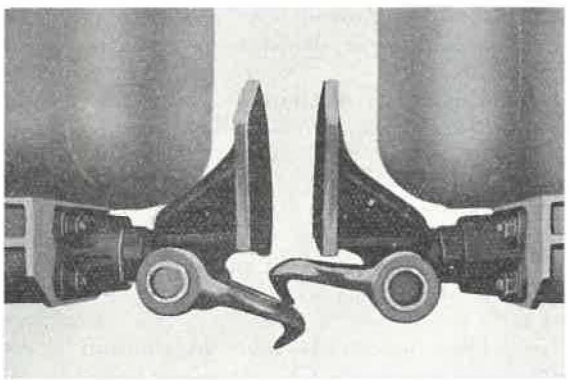


Fig. 38. — Mouvement des étriers pendant l'attelage automatique.

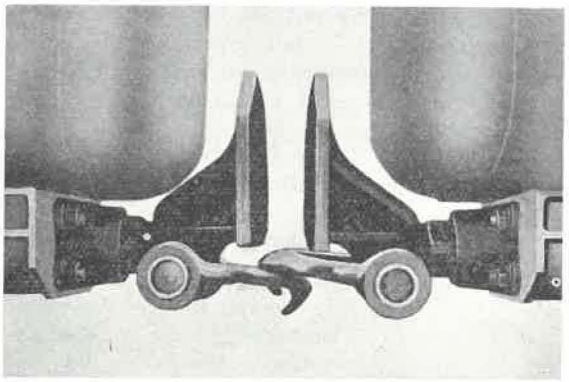


Fig. 39. — Attelage réalisé.

qui s'abaisse sous la pression du crochet (fig. 38) jusqu'au moment où celui-ci tombe dans l'étrier (fig. 39). L'attelage est ainsi réalisé automatiquement.

Pour découpler les berlines, on les amène en contact et on appuie avec le pied ou un levier de manœuvre sur les tenons de l'étrier inférieur pour le ramener dans sa position arrière.

A attelage tendu, les butoirs sont distants de 80 mm. Ce jeu et la forme courbe de la face frontale de l'étrier permettent une inscription facile des berlines en courbe.

Voitures pour le transport du personnel dans le fond de la mine.

Vu l'éloignement des chantiers et l'allongement des transports souterrains, de nombreuses mines organisent le transport du personnel, non seulement pour réduire les temps morts et la fatigue des ouvriers, mais aussi dans certains cas pour réduire au minimum les temps d'arrêt du transport des produits entre les postes. En effet, ces transports doivent être arrêtés pendant la circulation du personnel dans les galeries. Or, avec la mécanisation actuelle, on réalise parfois des concentrations au chantier telles que le transport dans certaines directions peut être saturé.

De nombreuses firmes construisent des voitures à personnel. La firme G.H.H. construit des voitures pour 12, 16 et 20 personnes. La voiture pour 20 personnes était exposée à Essen en 1954 (fig. 40). Montée sur boggies, elle est divisée en 5 compartiments de 4 personnes. Chaque comparti-

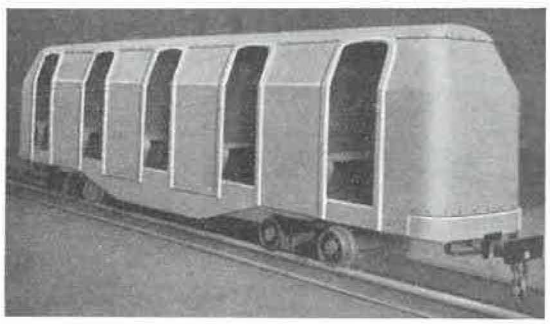


Fig. 40. — Voiture G.H.H. pour le transport de 20 personnes.

ment comporte deux entrées de façon à accélérer l'embarquement et le débarquement. La voiture est couverte et cloisonnée au mieux de façon à protéger le plus possible le personnel des courants d'air.

Le tableau III donne les mesures d'encombrement des différentes voitures.

TABLEAU III.

Voitures	Longueur sans butoir mm	Largeur mm	Hauteur au dessus du rail - mm
Pour 12 personnes	3630	900	1600
» 16 »	4830	900	1600
» 20 »	6030	975	1600

CULBUTEURS

Culbuteur rotatif « Möninghoff » avec cylindre courbe à air comprimé.

Après le culbuteur élévateur hydraulique à cylindre courbe présenté à l'Exposition d'Essen en 1954 (3), la firme Möninghoff construit un culbuteur rotatif à cylindre courbe commandé par l'air comprimé.

Le type BKS est prévu pour des postes de culbutage fixes (fig. 41). Il comporte un châssis en fers U, supportant 4 galets à axes fixes montés sur roulements à rouleaux. Le berceau de culbutage, formé de deux cercles en cornières entretoisés, repose sur les galets. Il est immobilisé par un dispositif de retenue au moment de l'introduction de la berline.

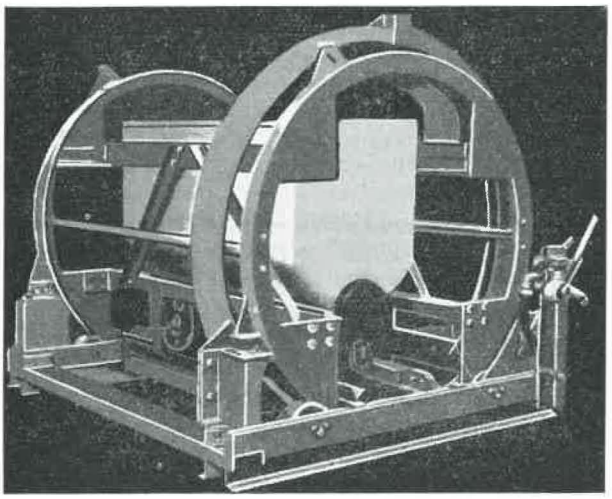


Fig. 41. — Cylindre rotatif Möninghoff avec cylindre courbe à air comprimé.

Un cylindre courbe à air comprimé, fait d'un tube étiré et coudé sur une machine spéciale garantissant une courbure régulière ainsi qu'un alésage constant, est fixé au châssis. Un piston, dont la tige est articulée et reliée au berceau, peut se déplacer dans le cylindre courbe. L'air comprimé admis dans le cylindre refoule le piston qui entraîne le berceau dans un mouvement de rotation jusqu'à la position de culbutage (fig. 42).

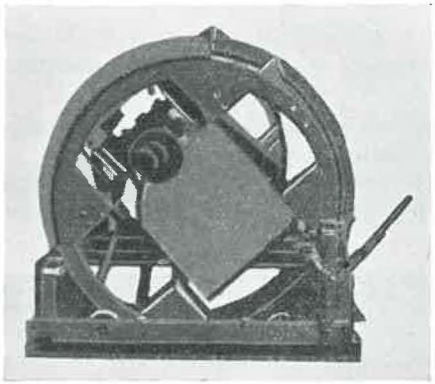


Fig. 42. — Culbuteur rotatif Möninghoff avec cylindre courbe en position de culbutage.

Par suite du déplacement du centre de gravité, le berceau revient automatiquement à la position de repos. Il peut être arrêté au moment où la berline est à peu près horizontale, par un cliquet de retenue pour permettre le nettoyage de celle-ci.

Le déblocage du cliquet de retenue se fait au moyen du levier à main. Le berceau reprend de lui-même sa position de repos. Le choc est amorti en fin de course par des amortisseurs métalliques.

Le type BKV est déplaçable. Le châssis en fers U est remplacé par un cadre posé sur les rails. Des rails de raccordement sont prévus pour permettre l'introduction de la berline dans le berceau.

Ces appareils permettent le culbutage d'un ou même de deux wagonnets de capacité normale. Il existe également un type pour wagonnets de grande capacité.

Ils sont très simples étant donné qu'il n'y a pas de dispositif de transmission intermédiaire et que l'effort est appliqué directement dans le sens de la rotation.

Ils permettent d'atteindre actuellement une cadence de 240 wagonnets à l'heure.

FORATION

Foreuse double pour trous de grande section.

La firme Nüsse et Gräfer présentait, à l'Exposition de Paris, une foreuse double pour la foration de trous de 800 × 500 élargis à 1500 × 500 en charbon dans des panneaux réglés de plus de 40° de pente.

Foreuse : L'engin est en principe constitué par l'accolement de deux sondeuses NGP IV/6.

Le groupe moto-réducteur de rotation a reçu deux moteurs de 6 CV attaquant chacun une réduction de 1/80. Pour assurer la synchronisation des rotations des deux lignes de tiges, les roues de première réduction de chacun des réducteurs

(3) Bultec « Mines » Inichar, n° 46, p. 915.

ont été disposées pour engrener ensemble (fig. 43). Le moteur roto-air d'avance, type PIV/6, développe 2,5 CV. L'ensemble rotation-avance, très

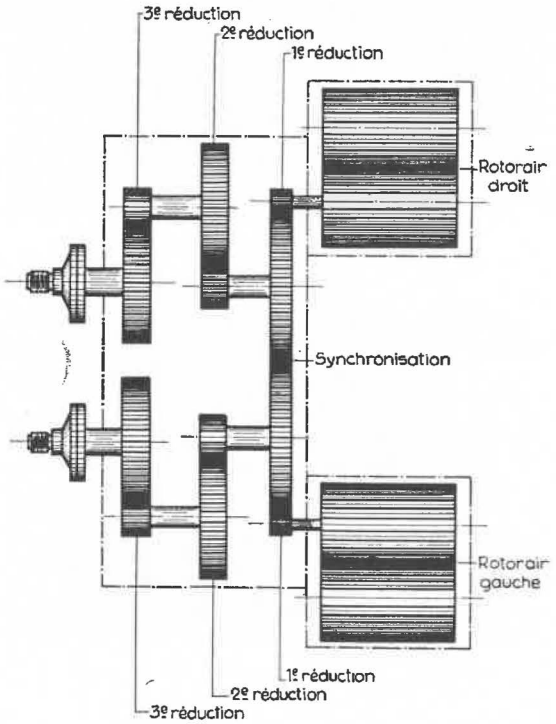


Fig. 43. — Dispositif utilisé pour assurer la synchronisation des rotations des deux lignes de tiges.

ramassé, présente un encombrement réduit (fig. 44) et l'étude des tuyauteries a permis de disposer les commandes de rotation et d'avance très près l'une de l'autre et de rendre les manœuvres particulièrement rapides et aisées.

Le desserrage des tiges a été rendu plus facile et l'encombrement latéral de la foreuse diminué, par le remplacement de la commande mécanique type IV/6 par une commande pneumatique.



Fig. 44. — Foreuse double installée dans une galerie.

Les cotes d'encombrement de la foreuse double sont :

Hauteur : 0,375 m
Longueur : 2,540 m
Largeur : 0,650 m

Les tiges d'entraînement ont une longueur de 1,40 m et un diamètre de 52 mm. Leur section est suffisante pour le travail en charbon, mais il est vraisemblable qu'il sera ultérieurement nécessaire d'améliorer leurs raccords, et pour cela, de passer au diamètre de 60 mm en essayant de conserver une élasticité comparable à celle des tiges de 52 mm.

Guides de lignes de tiges.

Pour assurer le guidage mutuel de deux lignes de tiges et leurs centrages respectifs dans l'axe des deux têtes de forage, des guides avec antifriction à sec avec jeu de 1 mm ont été réalisés. Avec des tiges de 52 mm, le guidage toutes les trois tiges

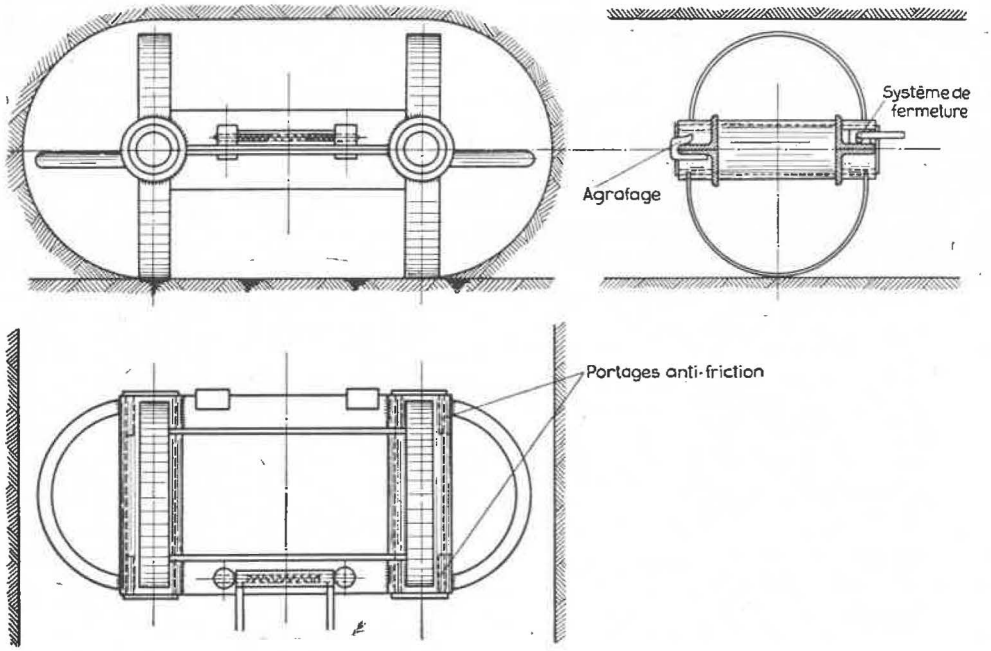


Fig. 45. — Guides des tiges.

(4,20 m) est suffisant. Chaque guide représenté figure 45 est composé de deux demi-carcans embrassant les tiges. Une simple bague d'arrêt, placée sur le carré de desserrage de chacune des deux tiges prises par le guide, assure la liaison guide-tige (fig. 46).

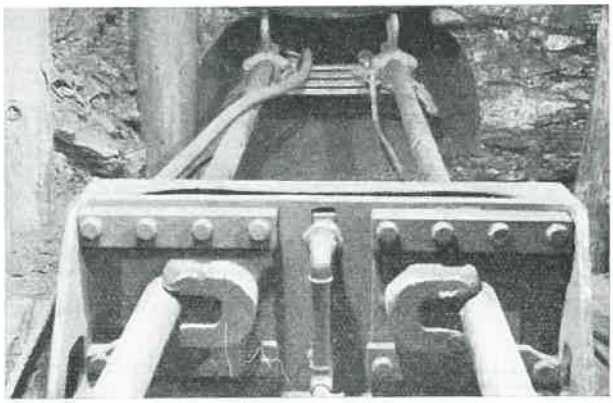


Fig. 46. — Vue des guides en place dans un trou en creusement.

Tête de forage.

Elle comporte deux outils simples avec fleuret pilote suivi d'un éclateur et pourvu d'une couronne carottière de 400 mm de ∅ ; ils sont placés à 400 mm d'entraxe et supportés par deux roues porteuses assujetties rigidement au châssis porte-outil. Quatre vérins, deux dits de « pointe haut » et deux de « pointe bas », travaillent sur la traverse avant par l'intermédiaire d'une balance articulée (fig. 47 et 48).

Selon le sens d'action des vérins, cette balance fait monter ou descendre les roues de l'outil et par réaction fait descendre ou monter l'outil (fig. 49).

Chaque avancée de l'outil, correspondant à une longueur de tige, est réalisée de la façon suivante :

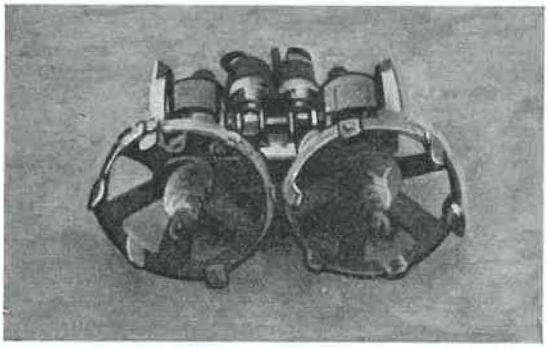


Fig. 47. — Outil double vu de face.

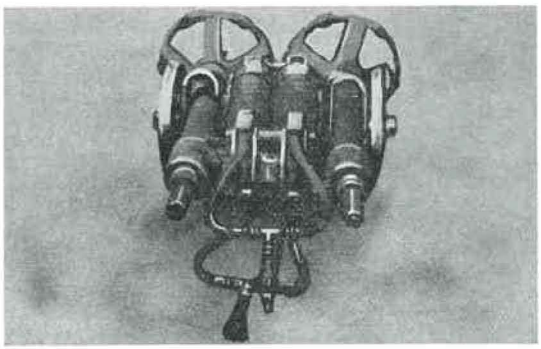


Fig. 48. — Outil double vu de l'arrière.

1°) Course de pointage « haut » (vérins bas alimentés) : L'outil monte progressivement dans la veine par rapport à la direction qu'il suivrait s'il n'avait pas de vérins. Il ne risque donc pas d'entamer le mur de la veine : grande vitesse de rotation et grande vitesse d'avance.

2°) Course de recul de l'outil : de toute la longueur de tige.

3°) Course de pointage « bas » (vérins haut alimentés) : L'outil a tendance à descendre. Dès le début, il est très fortement appuyé au mur de la

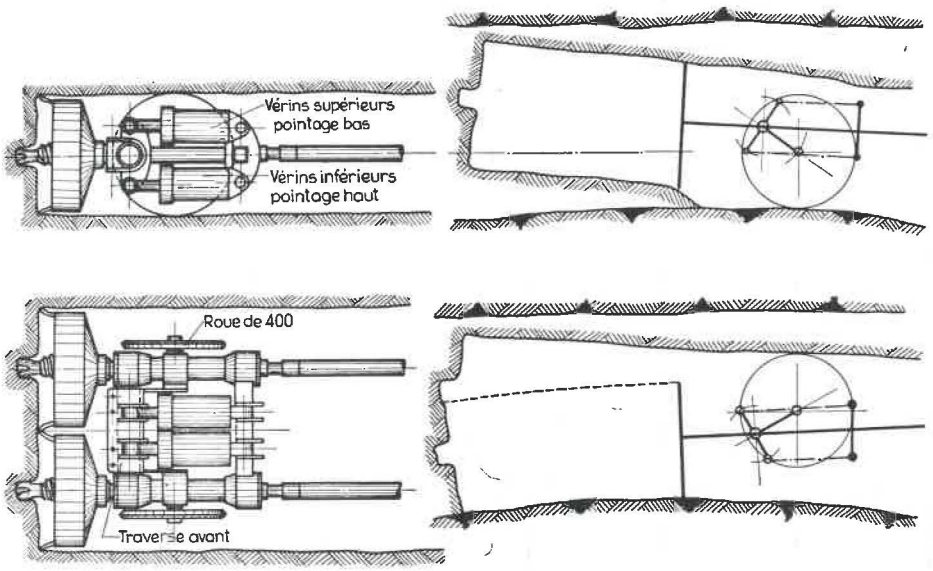


Fig. 49. — Mode d'action des vérins.

veine. Tournant lentement et avançant rapidement, il fait sauter la gaillette laissée au mur, en utilisant le plan de décollement charbon-roche, sans entamer le mur de la veine.

Si le mur monte, l'outil monte ; au contraire, si le mur descend, il tend à en suivre le mouvement.

Les résultats obtenus à une vitesse d'avance de 18 à 20 m/h sont plus que satisfaisants.

Tête d'élargissement.

Lorsque le trou double débouche dans la voie de tête, on utilise la puissance disponible sur les lignes de tiges pour l'aléser. On enlève les pilotes, les éclateurs et les couronnes carottières des outils et on adopte une tête quadruple comme indiqué figures 50 et 51.

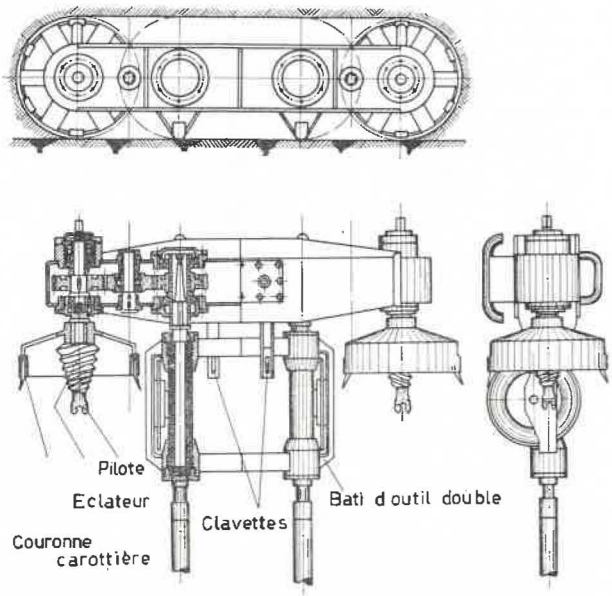


Fig. 50. — Schéma de la tête d'élargissement.

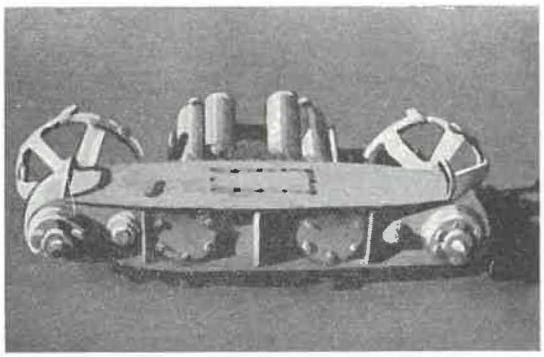


Fig. 51. — Vue de la tête d'élargissement.

Cette tête est constituée d'un carter dans lequel se trouvent deux trains d'engrenage transmettant la puissance, prise sur les arbres porte-outils de l'outil double, à deux arbres placés à une distance d'entraxe d'environ le double de l'entraxe des arbres de l'outil double. Pilotes, éclateurs et couronnes carottières sont placés sur les deux arbres extrêmes de façon à élargir le trou en retirant les

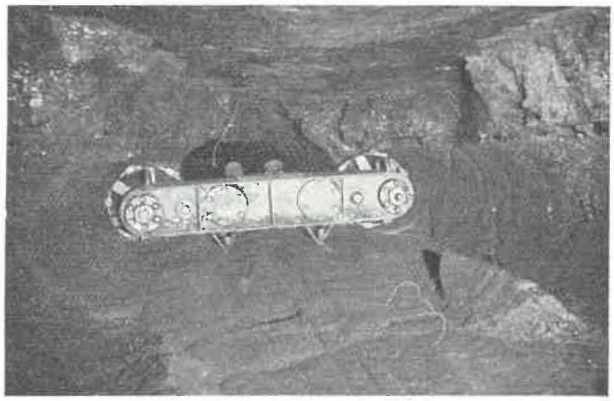


Fig. 52. — Photo montrant l'alésage du trou réalisé avec la tête d'élargissement et la section du trou primitif.

tiges (fig. 52). L'élargissement des trous doubles se fait à une vitesse à peu près égale à celle du retrait des tiges sans abattage.

Résultats d'essai.

Cette foreuse a été mise au point par M. Binaut, Ingénieur divisionnaire au Groupe de Douai des Houillères du Bassin du Nord et du Pas-de-Calais.

Dès maintenant, il est établi que l'outil double montant et descendant suit fidèlement le mur de la veine (fig. 53), qu'il ne l'entame pas et que sa

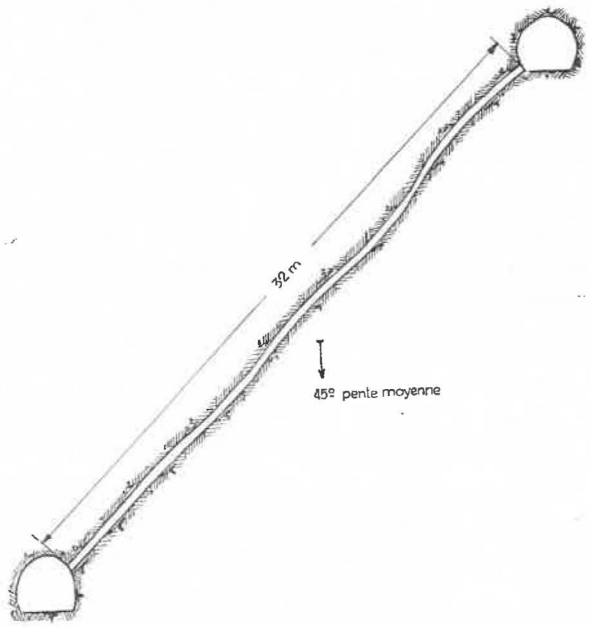


Fig. 53. — Coupe par l'axe d'un trou foré.

vitesse d'avancement peut atteindre 18 à 20 m/h.

Le parallélisme des premiers trous forés n'était pas très réussi mais, depuis la mise en place sur le bloc moto-réducteur de rotation de la foreuse d'un dispositif de visée, très simple, par rapport à une lampe placée dans la voie, il est considérablement amélioré (± 20 cm pour 32 m de relevée).

Possibilités de foration.

Le passage de l'outil double n'est pas limité aux seules veines réglées. Tenant compte de l'élasticité

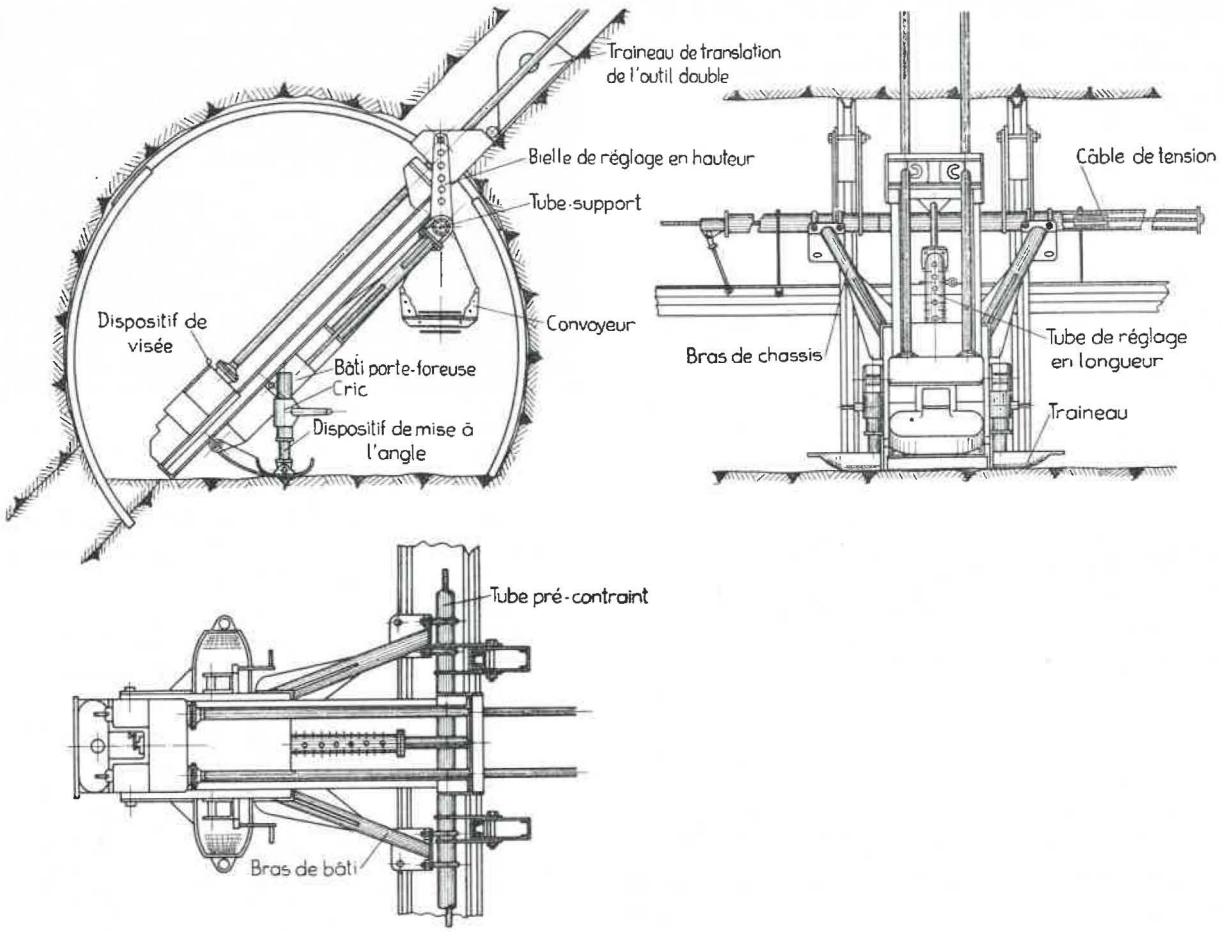


Fig. 54. — Schéma de l'installation de la foreuse.

naturelle des lignes de tiges, on pense que ce passage est possible, en veine à mur de qualité courante et à ouverture à peu près régulière, pour des couches :

1) A variation de pente constante
— positive dans la limite de 1° par tige (30° pour 40 m) ;
— négative dans la limite de 1° par tige à condition que la pente ne devienne pas inférieure à 40°

2) A ondulations d'amplitude égale à 2 à 3 fois l'ouverture de la veine, suivant des rayons de courbure supérieurs à 8 m sous la même condition de pente.

Le passage de petits relais est également possible dans la limite de 20 cm correspondant à la somme des courses de montée ou de descente de l'outil double (+ 10 — 10 cm).

La longueur de foration pourrait atteindre 60 m avec la machine actuelle. Au delà de cette longueur, il sera nécessaire d'augmenter la puissance des moteurs de rotation et d'avance.

Installation de la foreuse.

La foreuse est installée sur un affût disposé comme indiqué sur les fig. 54 et 55. Le principe de cet équipement en voie cadrée T.H. est de fixer un gros tube le long de la voie à hauteur du mur de la couche et le long duquel se déplace le châssis porte-foreuse.

Ce tube est soutenu par des étriers spéciaux entourant les montants de cadres.

La face arrière de l'étrier est constituée par un gros bloc métallique, posant sur le mur et les branches latérales par des bielles articulées à leur point d'attache avec le bloc métallique et embrassant le tube à l'autre extrémité. Celui-ci est constitué d'éléments emboîtés les uns dans les autres et maintenus en position par un câble de précontrainte, mis en tension au moyen d'un cric.

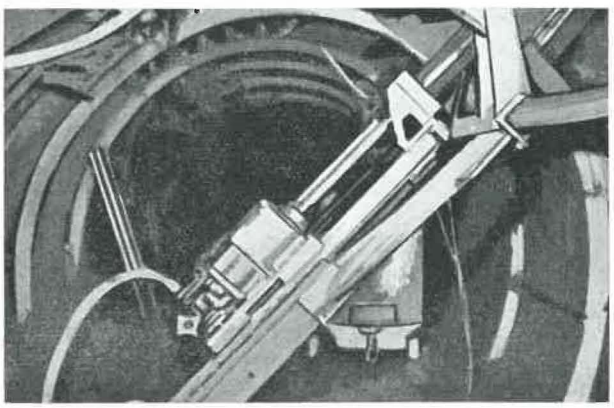


Fig. 55. — Vue de la foreuse dans la voie.

Un bâti porte-foreuse est actuellement accroché à ce tube par des bras terminés par des étriers en U. On envisage à l'avenir de munir les extrémités des bras de galets qui rouleraient à l'intérieur du tube fendu longitudinalement, ce qui ferait gagner beaucoup de temps. Le bâti reçoit, à sa partie arrière, un platelage articulé formant traîneau, dont la position angulaire est réglable au moyen de deux crics à manivelle. Il porte, à sa partie avant, un tube à broche dans lequel s'engage un tube solidaire de la foreuse et destiné au réglage de position en longueur de celle-ci par rapport au bâti, la foreuse coulissant dans une glissière disposée sur la face supérieure de ce bâti.

L'ensemble permet d'obtenir aisément et rapidement

1) la mise à l'angle de la foreuse ;
2) la mise à hauteur convenable des tiges par rapport au mur de la veine ;
3) le déplacement latéral de l'ensemble à chaque nouvelle position de foration.

Cette installation est complétée par un platelage monté sur patins, placé sur le mur de la couche et destiné à recevoir l'outil double lorsqu'on le désolidarise des lignes de tiges à chaque changement de position de la foreuse. La translation de ce platelage, parallèlement à l'axe de la voie, s'obtient aisément.

Le tube porte-châssis supporte également un convoyeur à courroie glissant sur tôle, très léger, de 25 m de longueur, qui évacue les produits abattus vers l'arrière pour le chargement en berlines.

Dans la marche actuelle à une seule foreuse :

le changement de position de la foreuse demande	30 mn
la présentation de l'outil double . .	15 mn
la correction de position par visée . .	15 mn
la foration de 32 m de relevée . . .	2 h
la mise en place de la tête quadruple .	15 mn
la foration d'élargissage	2 h
la mise en place de l'outil double sur son traîneau pour son déplacement latéral	15 mn
au total	5 h 30 mn

soit un poste de 3 hommes pour une surface déhouillée de 48 m².

L'exécution du trou montant en ouverture de 0,55 m donne : 26 berlines de 800 litres, celle du trou d'élargissage : 30 berlines de 800 litres. Soit une production possible de 18 berlines à l'homme/poste.

Ce résultat n'est pas négligeable, mais pour obtenir dans un panneau déterminé une production suffisamment concentrée, il serait nécessaire de disposer plusieurs unités travaillant à partir de la même voie de base.

Emploi de la foreuse double pour l'exploitation.

En dehors de cas d'application courants : creusement de montages, chambres ou recoupes sur pentes ou obliques, creusement de niches sur voie de base d'exploitations mécanisées, il est un cas d'application très intéressant pour l'exploitation des veines minces en dressant sans remblai ni soutènement (fig. 56).

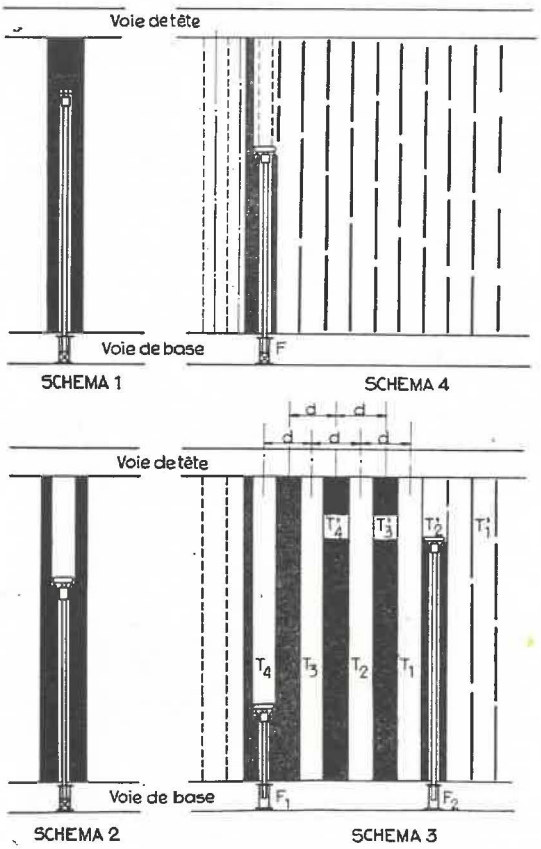


Fig. 56. — Méthode d'exploitation bi-rabattante.

Cette exploitation rabattante peut se concevoir de la façon suivante. Supposons qu'une foreuse double F_1 exécute une série de trous doubles T_1, T_2, T_3, T_4 creusés à des distances égales d tous les 3,20 m environ. Supposons également qu'une foreuse F_2 en arrière sur la précédente exécute à son tour une série de trous doubles T'_1, T'_2, T'_3, T'_4, suivant les axes des stots laissés entre les trous T_1, T_2, T_3, T_4.

Il ne reste plus à ce moment, puisque l'élargissement des trous se fait à 1,50 m environ, qu'un stot de 20 cm destiné à tenir le toit pendant quelques heures. Le convoyeur à courroie cité ci-devant peut évacuer facilement la production des deux foreuses.

Dans le cas où le toit ne permet pas, au moment de la fin de l'élargissement sur F_2, un « découvert » de 3 m sur la voie de base, la marche à une seule foreuse peut être plus indiquée.

Dès maintenant, si l'on considère la foreuse double simplement comme un auxiliaire de l'exploitation, il est certain qu'elle peut contribuer largement à la mécanisation des montages dans de nombreux panneaux en dressant.

Les prochains essais consisteront :

1) à essayer d'atteindre facilement une longueur de foration de 60 m de façon à réduire le nombre

de voies — 60 m correspondent environ à 1/2 hauteur d'étage.

Pour cela, il sera nécessaire d'augmenter la puissance des moteurs de rotation et d'avance et le diamètre des tiges, tout en leur conservant une souplesse suffisante ;

2) ce problème résolu, à faire un essai d'exploitation de couche très mince au moyen de la foreuse double. On opérerait comme indiqué plus haut, mais on abandonnerait un pilier de charbon de 1,50 à 2 m tous les 12 ou 15 m. On pourrait ainsi remblayer tout le panneau exploité et éviter un affaissement en masse du toit. Le trou suivant serait alors foré derrière le stot de charbon. La perte de gisement se chiffrerait à environ 15 à 20 %.

Le jackdrill.

La firme Ingersoll-Rand vient de mettre sur le marché un marteau perforateur avec béquille, dénommé « The Universal Jackdrill » et représenté figure 57.

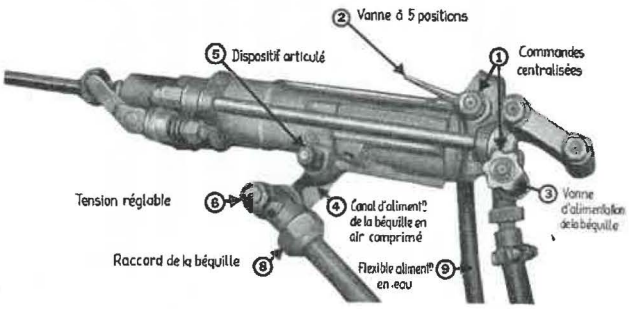


Fig. 57. — Marteau perforateur Jackdrill.

Sa principale caractéristique est l'admission d'air comprimé pour la béquille par le marteau perforateur lui-même. Ceci permet de réunir toutes les commandes près de la poignée du perforateur et de supprimer le flexible d'alimentation en air de la béquille.

La vanne n° 2 peut occuper 5 positions (fig. 58) :

A — Position de soufflage. L'air comprimé passe directement à travers le fleuret ;

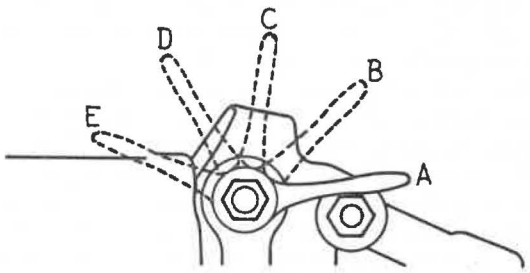


Fig. 58. — Différentes positions de la vanne de commande.

B — Position d'arrêt. L'air comprimé est coupé ;

C — Position d'alimentation de la béquille. Il y a de l'air comprimé sur la béquille, mais pas sur le marteau ;

D — Position d'attaque. L'eau de curage est admise automatiquement et une petite quantité d'air est admise sur le perforateur ;

E — Position de forage. La pression totale d'air est admise sur le perforateur.

Le réglage de la quantité d'air admise sur la béquille se fait au moyen de la vanne 3 (fig. 57) disposée près de la poignée.

Un dispositif articulé 4 permet de placer le perforateur dans la position d'équilibre désirée. La tension à l'articulation entre le perforateur et la béquille est réglable au moyen de l'écrou 6.

Il suffit de dévisser l'écrou 8 pour libérer le perforateur de la béquille pour la foration de trous plongeants.

La position du flexible d'alimentation d'eau améliore l'équilibre du perforateur et n'encombre pas l'opérateur.

La béquille est doublement télescopique. Une béquille de 90 cm permet une extension de 1,80 m. Le perforateur et la béquille de 3 pieds ne pèsent en tout que 43 kg. Un homme les porte aisément.

SIGNALISATION ET TELECOMMANDE

LE CABLE A CONTACTS NPC-JEUMONT

Il s'agit d'un procédé nouveau permettant de résoudre certains problèmes de sécurité et de télécommande.

La câblerie de Jeumont fabrique un câble contenant deux conducteurs susceptibles d'être mis manuellement en contact par action directe sur sa gaine en n'importe quel point de son parcours (fig. 59). Il permet d'agir à distance sur un relais et peut remplacer très avantageusement la ligne équipée avec de nombreux boutons-poussoirs.

Pour qu'une installation avec boutons-poussoirs soit réellement efficace, il importe :

1°) de multiplier le nombre de boutons-poussoirs branchés en dérivation sur la ligne, à deux conducteurs, qui aboutit au relais ;

2°) que la ligne à boutons-poussoirs passe aussi près que possible de la victime ou des témoins de l'accident ;

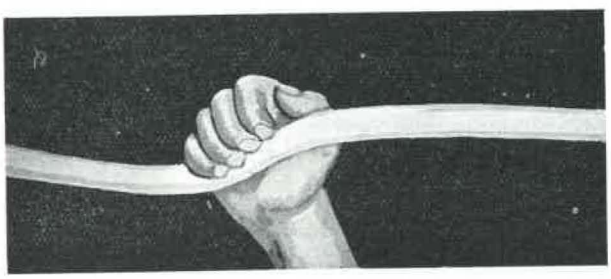


Fig. 59. — Mise en contact des deux conducteurs du câble par compression avec une seule main.

3°) que les boutons-poussoirs n'aient pas de défaillance ;

4°) que la ligne elle-même ne soit pas sujette à des dérangements qui provoquent des solutions de continuité.

Le câble à contacts évite ces difficultés en supprimant les boutons-poussoirs et les boîtes de dérivation correspondantes. La ligne est d'installation facile et peut passer partout, le contact peut être établi en n'importe quel point et, une fois établi, il peut être interrompu à volonté.

Ce câble très sensible à l'action de la main n'agit pas par suite de contacts intempestifs s'établissant dans les parties sinueuses du parcours. Il admet des rayons de courbure de 5 cm, même si les efforts s'exerçant sur lui dans le sens longitudinal sont importants. En l'absence d'effort notable, il peut être mis en épingle à cheveux, présenter les contorsions les plus variées, être enroulé sans précaution et en très grande longueur sur une bobine, sans produire de déclenchements (fig. 60).

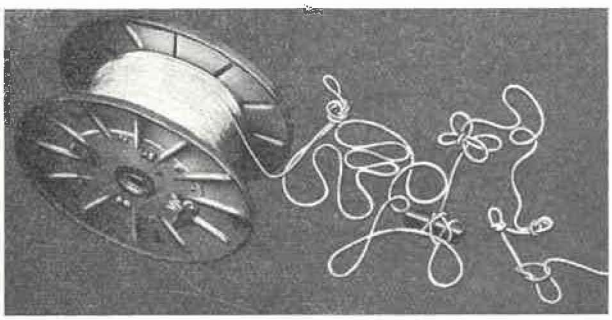


Fig. 60. — L'enroulement du câble sur une bobine et des nœuds comme ceux représentés ci-dessus n'établissent pas le contact.

Il a été expérimenté sur une longueur de 200 m au fond de la mine.

Sur la paroi interne de ce tube, souple et transversalement élastique, sont appliquées deux tresses conductrices dont la composition est mixte : des fils de 20/100 en cuivre étamé sont associés avec des fils de coton. Chacune de ces tresses décrit dans le même sens une hélice identique et les deux hélices distinctes ainsi formées sont décalées d'un demi-pas.

Un effort appliqué transversalement au câble provoque son aplatissement et l'entrée en contact de ces deux hélices de polarisation différente. Le court-circuit s'établit facilement parce que cet aplatissement a pour effet de mettre en contact deux réseaux de conducteurs à polarité alternée, l'un incliné vers la gauche et l'autre vers la droite: il en résulte que les conducteurs d'un des réseaux croisent les conducteurs de l'autre ; les points de croisement entre conducteurs de polarité différente se situent exactement suivant l'axe du câble, étant donné que les hélices originelles étaient équidistantes. Il est intéressant que ces points de croisement se situent suivant l'axe, et non suivant une parallèle, parce que c'est suivant une direction diamétrale que le tube se déforme le plus aisément.

Pour mieux faire comprendre et mettre plus clairement en évidence le mécanisme du contact, deux vues schématiques ont été réalisées figures 61 et 62.

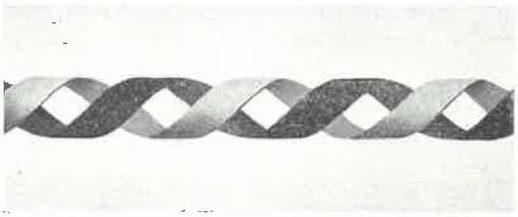


Fig. 61. — Deux hélices de même sens et décalées d'un demi-pas sont enroulées autour d'un tube en verre, pour figurer les conducteurs du câble avant son aplatissement.

A la figure 61, deux hélices décalées d'un demi-pas ont été placées sur un tube de verre. Celui-ci, éclairé par l'arrière et vu par l'avant, montre bien comment les tronçons d'hélices situées à l'avant se présentent par rapport aux tronçons d'hélices situées à l'arrière. Comme l'hélice correspondant à un pôle est de teinte plus foncée que l'hélice correspondant à l'autre pôle, il est facile de voir qu'un aplatissement du tube aura pour effet de croiser tous les tronçons de polarité différente et de les mettre en contact.

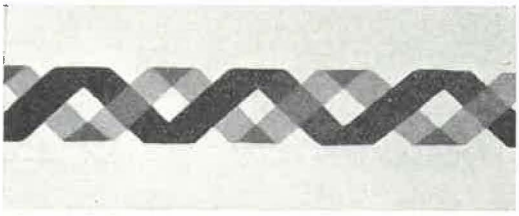


Fig. 62. — Une règlette a été substituée au tube de verre pour figurer le câble aplati.

A la figure 62, pour représenter approximativement le tube à l'état aplati, une disposition analogue a été réalisée en remplaçant le tube de verre par une réglette de verre : on voit que les points de croisement se situent bien suivant l'axe du système.

Le tube étant élastique dans le sens transversal, il reprend sa forme ronde dès cessation de l'effort d'aplatissement.

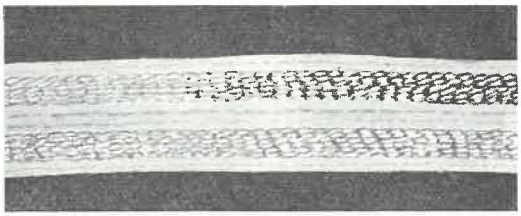


Fig. 63. — Bande porteuse de tresses mixtes cuivre-coton et de tresses intercalaires en coton. Ces tresses sont fixées par couture.

Sur une bande de toile caoutchoutée, on a cousu, côté toile, des tresses conductrices cuivre-coton, alternées avec des tresses coton, suivant la disposition de la figure 63. Les tresses coton empêchent les contacts de tresse métallique à tresse métallique.

Cette bande a ensuite été enroulée jointive, en hélice, les tresses regardant vers l'intérieur et la partie caoutchoutée étant à l'extérieur, comme représenté à la figure 64.

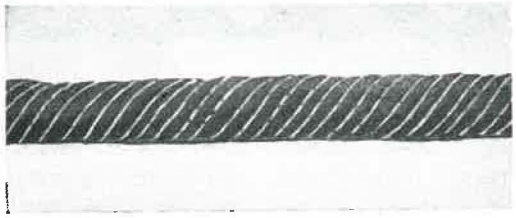


Fig. 64. — La bande porteuse est enroulée en hélice. Les tresses sont à l'intérieur et le caoutchouc non encore vulcanisé, se présente à l'extérieur.

On n'aperçoit plus que les spires correspondant aux coutures. Le diamètre du trou est de 12 m.

Sur cette hélice a été placée une gaine continue en caoutchouc (fig. 65) réalisée à partir de rubans de caoutchouc non vulcanisé. Après cuisson, les rubans de caoutchouc collent de spire à spire, ainsi qu'au caoutchouc sous-jacent non vulcanisé à l'origine, qui recouvrait sur une de ses faces la bande porteuse de tresses.

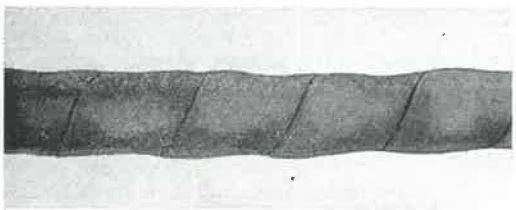


Fig. 65. — Une gaine en caoutchouc a été constituée par rubanage. Le câble a été vulcanisé et la bande porteuse sous-jacente adhère à la gaine étanche en caoutchouc.

Pour améliorer son aspect extérieur et lui conférer un lissé favorable à son nettoyage, on peut le recouvrir d'une gaine assez mince en chlorure de vinyle qui ne modifie pas beaucoup sa souplesse ni la facilité de commande (fig. 66).

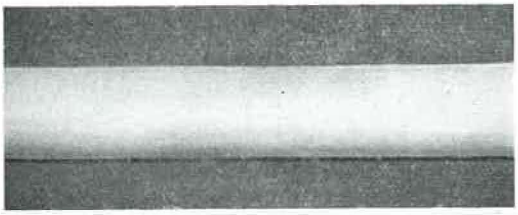


Fig. 66. — Câble protégé par une gaine mince en chlorure de vinyle.

Sous cette gaine en chlorure de vinyle, le câble tubulaire a un diamètre d'environ 22 mm.

Le fait que la tresse métallique comprend pour les 3/4 des fils de cuivre et pour 1/4 des fils de coton, crée un enchevêtrement qui empêche les fils métalliques de faire aiguille sur une grande longueur et de provoquer un court-circuit permanent : si l'un de ces fils se coupe, le tronçon formant aiguille est limité à 2 ou 3 mm, c'est-à-dire à une longueur toujours insuffisante pour un contact avec la tresse voisine.

La tresse métallique elle-même ne peut se détacher de son support parce qu'elle est maintenue en place par deux coutures distinctes : a priori il est exclu qu'une défaillance affecte simultanément ces deux coupures qui sont exécutées séparément.

Les tresses de coton qui séparent les tresses métalliques ont pour objet de constituer une cloison séparatrice entre les tresses, si pour une cause quelconque le support de toutes ces tresses avait une tendance à rétrécir à l'intérieur du câble.

La gaine continue en caoutchouc qui adhère au ruban en hélice porteur des tresses, permet au câble de s'allonger : étant donné les conditions de pose, la tension s'amenuise au fur et à mesure que le câble s'allonge. Dans l'hypothèse où cette tension reste constante, l'hélice porteuse des tresses s'étire en longueur jusqu'à atteindre 140 % de sa valeur initiale pour un effort dépassant 150 kg. Elle retrouve sa forme dès que l'effort cesse.

Cet allongement anormal n'a pas pour effet de désolidariser la bande porteuse des tresses de la gaine.

La tresse mixte cuivre-coton a la double propriété d'être très souple et de résister à un effort important si elle est comprimée suivant son axe. Elle confère au câble l'avantage considérable de pouvoir être plié en épingle à cheveux sans qu'un contact se produise. Les deux hélices métalliques constituent en effet à l'intérieur du tube une carcasse relativement rigide, tandis que l'intervalle hélicoïdal qui sépare chacune des hélices parallèles n'a qu'une faible tenue. Il s'ensuit qu'au pliage, les points de croquage se situent dans l'intervalle qui sépare les hélices dures. Il se forme une succession régulière de petites coques à l'intérieur desquelles les deux conducteurs hélicoïdaux se tiennent à bonne distance et évitent l'indésirable court circuit.

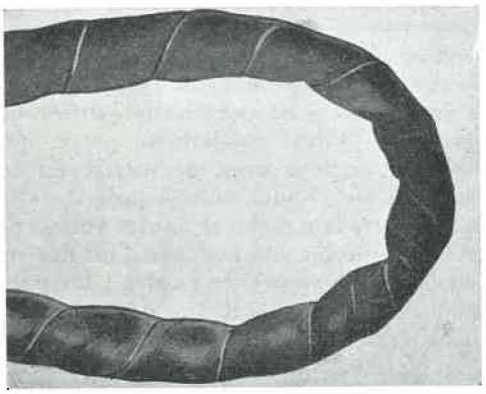


Fig. 67. — Comportement au pliage d'un câble à contacts dépouillé de sa gaine en chlorure de vinyle.

La figure 67 représente le comportement, au pliage, d'un câble dépouillé de sa gaine intérieure au chlorure de vinyle. Elle met en évidence le mécanisme qui vient d'être décrit.

Ce câble étant essentiellement déformable, il convient que les supports soient conçus de telle manière que leur action soit différente de celle de la main.

Quand les points d'attache sont suffisamment rapprochés, la flèche entre supports est faible et l'effort que subit le câble à la sortie des colliers est insignifiant. Des colliers classiques conviennent parfaitement à condition de disposer un intercalaire qui évite toute possibilité de pinçage (fig. 68). En l'absence d'intercalaire, ce pinçage ne risque d'ailleurs d'être dangereux que s'il est vraiment excessif.

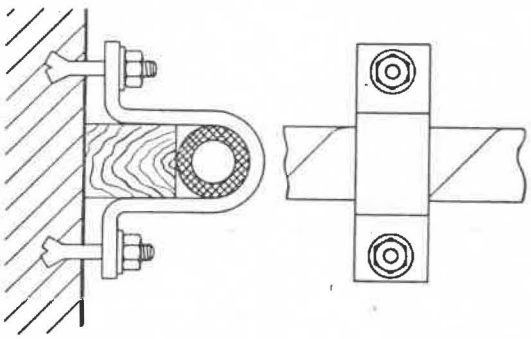


Fig. 68. — Collier simple avec l'intercalaire disposé pour éviter le pinçage du tube.

Il y a intérêt à employer des colliers pour lesquels l'écartement entre les branches est légèrement inférieur au diamètre du câble.

Lorsque les points d'attache sont très éloignés, le câble doit poser sur un élément demi-cylindrique dont le diamètre, relativement faible, est de l'ordre de 90 mm (fig. 69).

Pour empêcher tout glissement sur ce support, il suffit de disposer, à cheval sur le câble et suivant une génératrice du demi-cylindre, un arceau qui présente entre ses branches un écartement égal à environ 80 % du diamètre du câble. En serrant l'écrou qui règle la position en hauteur de cet arceau, on doit veiller à ce que l'étranglement du tube ne dépasse pas 20 %.

Le câble a été soumis à des essais de résistances mécaniques.

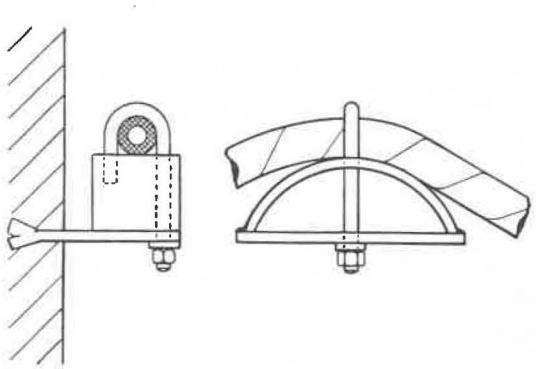


Fig. 69. — Demi-cylindre avec arceau interdisant tout glissement dans le cas de très grandes portées.

La rupture se produit sous un effort de traction qui dépasse 220 kg. Le câble soumis à un effort, qui l'allonge de 25 %, résiste simultanément à un très grand nombre de pliages à court rayon sans que les conducteurs métalliques se détachent de la bande porteuse et sans que l'hélice se resserre sur elle-même pour provoquer un court-circuit.

Le câble s'accommode particulièrement bien des longues portées qui atténuent considérablement la gêne qui pourrait constituer une torsion excessive pendant les opérations de pose ; 500 déclenchements obtenus à partir de la même zone n'ont pas modifié l'intégrité du câble.

Il possède les caractéristiques électriques suivantes :

a) la résistance kilométrique du circuit constitué par les deux hélices est d'environ 23 ohms ;

b) la tension de claquage, pour une durée d'application d'une minute est de l'ordre de 2.500 V pour une éprouvette de quelques mètres immergée dans l'eau avec les extrémités dépassantes. Dans cette hypothèse, la tension est appliquée entre un conducteur et l'autre relié à l'eau ;

c) la tension susceptible d'être maintenue en permanence n'est pas inférieure à 500 volts.

Le fait que le câble peut à volonté être mis en court circuit en n'importe quel point de son parcours permet une localisation rapide et précise des contacts accidentels par des moyens électriques (pont de Wheatstone).

ECLAIRAGE

LA LAMPE DE MINE ELAU TYPE «E»

La Société Elau construit actuellement une lampe de mine à accumulateur à éléments hermétiquement clos (fig. 70). Ils ne nécessitent plus ni nettoyage ni remplissage périodique qui étaient autrefois nécessaires après la charge.

Batterie.

La batterie (fig. 71) comprend trois éléments cadmium-nickel SAFT Voltebloc, d'une capacité nominale de 10 A/h connectés en série et enfermés dans un boîtier en aluminium résistant aux chocs et à l'usure. Les plaques de chaque élément sont en nickel fritté imprégné de matières actives. Les plaques de polarité différente sont séparées les unes des autres par un séparateur en nylon. Chaque groupe de plaques est fortement comprimé dans son bac de manière que la distance séparant chaque plaque soit suffisamment faible pour que l'hydrogène et l'oxygène, qui se forment à leur



Fig. 70. — Lampe Elau type « E ».

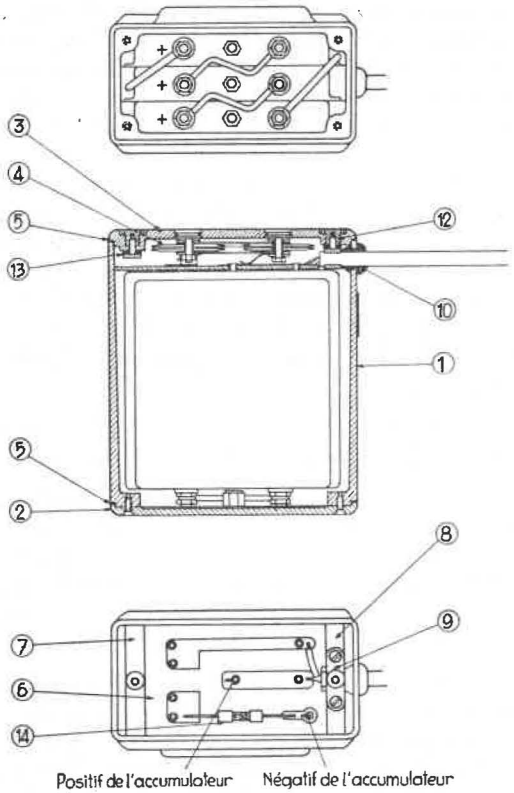


Fig. 71. — Batterie de la lampe Elau type « E ».

1. Batterie d'éléments.
2. Fond de bac.
3. Couvercle.
4. Cellule redresseuse.
5. Joint de couvercle.
6. Plaque à bornes.
7. Barrette de fermeture.
8. Barrette serre-câble.
9. Serre-câble.
10. Passe-câble.
11. Passant de ceinture.
12. Ecrou de fermeture.
13. Rondelle d'étanchéité.
14. Fusible.

surface en fin de charge, se recombinent aussitôt. L'élément ainsi comprimé ne fait donc plus de gaz et peut être, ce qui est extrêmement important, entièrement clos. Chaque élément est isolé de son voisin par une gaine en matière plastique. Un redresseur (sélénium-fer) est incorporé dans le circuit de la batterie. Il empêche la décharge de celle-ci par la mise en court-circuit des plots de charge et est utilisé à la charge pour redresser le courant. Un fusible est fixé sous le couvercle de la batterie. Le couvercle est maintenu en place par deux écrous spéciaux fixés sur deux barrettes. L'une d'elles sert également d'attache-câble.

La batterie ne peut alimenter le projecteur que lorsque le couvercle est en place. Ceci permet de couper facilement le courant lorsqu'une réparation est à faire sur le projecteur ou sur le câble.

Les dimensions du boîtier sont :

longueur : 110 mm
largeur : 55 mm
hauteur : 130 mm

La lampe complète pèse 1.900 g.

Chargeur :

Chaque lampe peut avoir un chargeur individuel (fig. 72 et 73).

La batterie est chargée en glissant le boîtier, couvercle en bas sur son support jusqu'à la mise

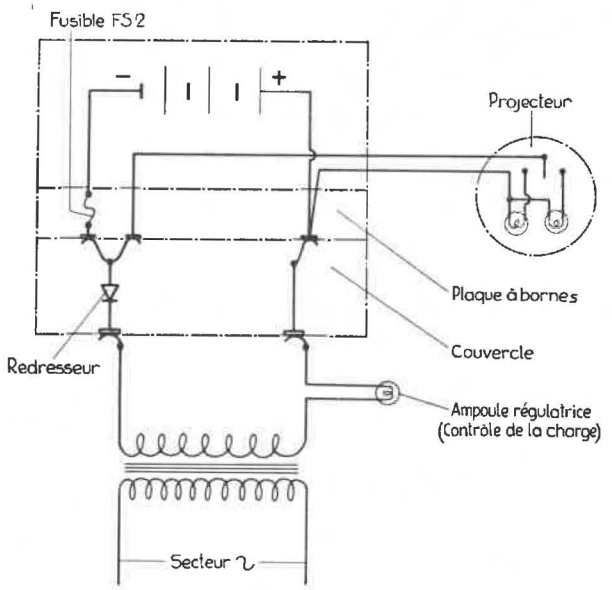


Fig. 72. — Schéma électrique du chargeur et de la batterie.

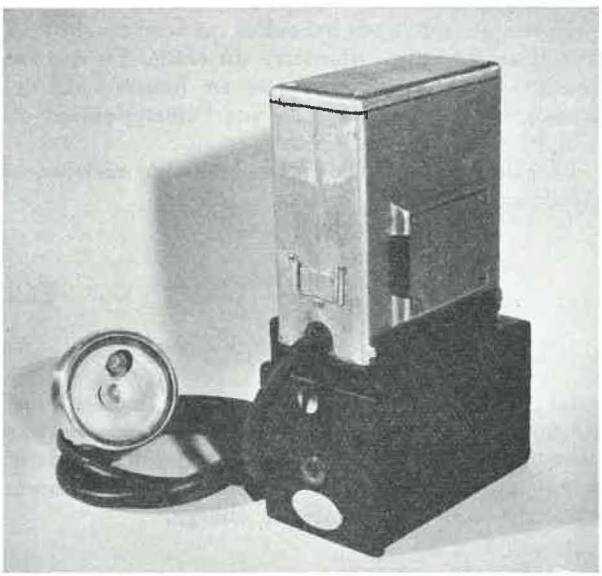


Fig. 73. — Batterie placée sur chargeur individuel.

en contact des plots de charge avec les ressorts du chargeur. Une lampe de signalisation indique que la batterie est en charge.

Le bloc de charge est d'une extrême simplicité puisqu'il ne possède pas de redresseur, celui-ci étant incorporé à la batterie. Le réglage de charge est entièrement automatique, la lampe de signalisation servant en même temps de système régulateur.

Des ensembles autonomes de charge possédant leur propre transformateur peuvent comprendre jusque 6 lampes. Les bancs de charge d'un nombre supérieur de lampes sont réalisés par groupement judicieux de ces ensembles.

Dans la mine, le banc de charge normal comprend généralement 100 lampes, mais il est possible de monter en travées continues des bancs de 100, 200, 300, etc... lampes.

La puissance absorbée par lampe est approximativement de 8 watts.

Utilisation.

La lampe peut être employée de trois façons :

1) l'accumulateur porté à la ceinture et le projecteur fixé au chapeau (lampe au chapeau) ;

2) l'accumulateur porté en bandoulière et le projecteur fixé à hauteur de la poitrine sur la courroie de support (lampe de poitrine) (fig. 74) ;

3) l'accumulateur porté à la main par une poignée mobile fixée sur celui-ci et le projecteur fixé à cette poignée (lampe à main).

Il existe plusieurs types de réflecteurs correspondant chacun à un faisceau lumineux d'ouverture plus ou moins grande. Le choix du réflecteur permet de réaliser un éclairage adapté au travail de l'ouvrier.



Fig. 74. — Accumulateur porté en bandouillère et projecteur fixé à la poitrine.

L'ampoule centrale au Krypton consomme 0,9 A sous 3,75 V.

Des essais de cette lampe, faits dans un charbonnage belge, n'ont pas donné entière satisfaction quant à la durée des batteries. Il semble qu'il y ait une mise au point à faire dans ce domaine.

SAUVETAGE

LUTTE CONTRE LES INCENDIES EN GALERIE

Pendant l'année 1954, le « Safety in Mines Research » a étudié de façon spéciale le mécanisme d'extension des incendies dans les galeries souterraines et les nouvelles méthodes d'extinction sans barrages.

On cherche à réaliser l'extinction du feu au moyen d'un bouchon de mousse entraîné par le courant d'air.

Lutte contre les incendies de galerie avec des bouchons de mousse.

Les méthodes d'extinction utilisées en surface sont souvent inapplicables au fond et, lorsqu'un incendie de galerie a pris une extension telle qu'il se propage plus rapidement du côté retour d'air qu'on ne parvient à le combattre du côté entrée d'air, il n'y a ordinairement plus que la solution du barrage. Les principales difficultés de lutte dans le fond sont la température des roches et de la vapeur, les éboulements et le refoulement des fumées. Des expériences ont été faites récemment à Buxton afin de créer un bouchon de mousse constituée d'air et d'eau, remplissant la section de la galerie et déplacé vers l'incendie par le courant d'air de ventilation normale. L'évaporation de l'eau réduit suffisamment la concentration d'oxygène et provoque un refroidissement suffisant pour éteindre l'incendie.

La mousse est obtenue en arrosant, un filet tendu à travers la section de la galerie avec de l'eau additionnée d'un peu d'agent mouillant et d'un stabilisateur de mousse (fig. 75). Le filet a pour



Fig. 75. — Arrosage du filet tendu au travers de la galerie.

but d'aider à la formation des bulles, celles-ci s'accolent l'une à l'autre pour former un nuage de mousse déplacé vers l'incendie par le courant d'air (fig. 76 et 77). On a créé ainsi, avec des vitesses

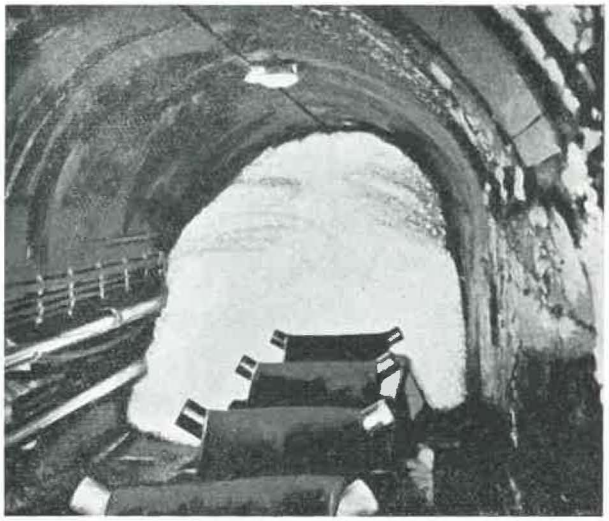


Fig. 76. — Vue du nuage de mousse avançant dans la galerie.

Répartition des gaz de combustion dans une galerie incendiée.

L'altération de l'air de ventilation d'une galerie dans le cas d'un incendie n'est pas bien définie jusqu'à présent.

Par exemple, la variation de pourcentage en oxyde de carbone, la dispersion des fumées au travers et le long des galeries et les effets sur la ventilation de chacun de ces facteurs restent à examiner.

Récemment, à Buxton, une galerie a été garnie de bois sur différents tronçons de 2,50 m de longueur, puis mise à feu. La ventilation est restée inchangée.

Dans chaque section, on a brûlé 150 kg de bois en 1 heure.

Des prélèvements de gaz et des relevés de températures furent faits de façon continue à 100 m de l'incendie, à différents points de la section de la galerie.

A l'endroit où se faisaient les prises, la température et le pourcentage de gaz augmentèrent rapidement du mur au toit, l'altération de l'atmosphère étant aussi forte au toit qu'au mur après 20 minutes. La température maximum enregistrée était d'environ 80° C et les teneurs maxima de CO et CO_2 relevées étaient de 0,06 et 1,5 %. On

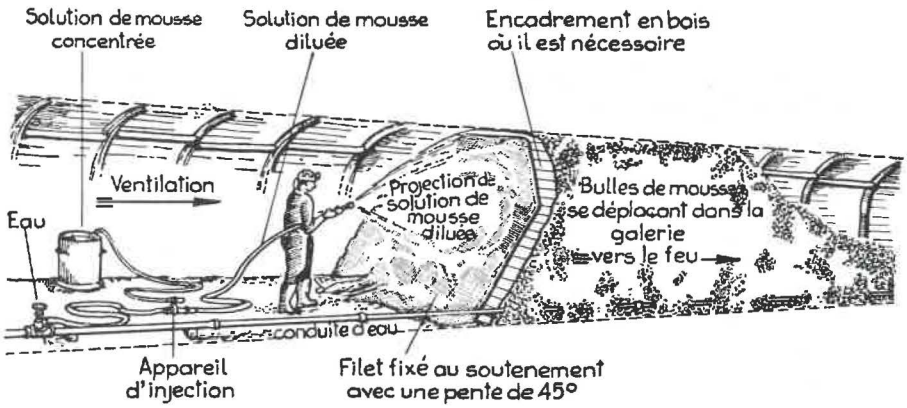


Fig. 77. — Représentation schématique du procédé pour créer le bouchon de mousse.

de courant d'air habituelles, des bouchons de mousse de plus de 100 m de longueur. Celle-ci contourne tous les obstacles et se répand dans toute la largeur de la section. L'eau utilisée représente le 1/1000 du volume de la mousse.

Le personnel qui serait pris dans cette masse de mousse peut y respirer librement.

constata que le pourcentage en CO était le plus élevé dans la demi-heure qui suivit l'extinction des flammes, le feu couvant sous les cendres.

Des expériences sont en cours pour déterminer la variation de l'atmosphère en fonction de la distance du feu et de la vitesse de l'air de ventilation avant et pendant les divers modes d'extinction.

L'Industrie charbonnière belge dans la C.E.C.A.

J. MARTENS,

Inspecteur Général des Mines.

INHOUDSOPGAVE

DEEL I. — Ontginningsvoorwaarden van de kolenmijnen en karakteristieken van de steenkolenmarkt.

1. Afzetting
2. Ontginningsmethoden
3. Samenstelling en evolutie van de productiekosten
   a) Kostprijs van de meerdere ton :
      1) theoretische evolutie in verscheidene veronderstellingen
      2) werkelijke evolutie van de kosten
   b) Marginale kosten
4. Differentiatie der prijzen
   a) prijs vertrek en prijs geleverd
   b) kwalitatieve differentiatie
5. Dispersie en variatie van de ontginningsresultaten
6. Keuze van een steenkolenpolitiek
   a) Samenvatting van de karakteristieken van de ontginning en van de markt
   b) Flexibiliteit der prijzen
   c) Differentiatie der prijzen

DEEL II. — Toepassing van de conventie betreffende de overgangsmaatregelen.

1. Evolutie van de gemeenschappelijke steenkolenmarkt
2. Algemene bepalingen
3. Bizondere bepalingen eigen aan België
   a) De perekwatie
      1) Regels betreffende de heffingen en de deelname der regeringen
      2) Toekenningsmodaliteiten van de fondsen
         Perekwatie A : 1) aanrekeningsbarema
                        2) verkoopsbarema
                        3) toekenningsmodaliteiten
         Perekwatie C
4. De aanpassingen van de perekwatie
5. De aangebrachte hervormingen
   A) Voorstellen van de Gemengde Commissie
   B) Beslissingen van het Hoog Gezag
      1) Aanpassingen van de perekwatie
      2) Affectatie van de gerecupereerde bedragen
      3) Aanbevelingen van het Hoog Gezag

DEEL III. — Toepassing van de beschikkingen van het verdrag betreffende de steenkolen.

A. Voornaamste schikkingen
   1) Prijzenpeil
   2) Flexibiliteit der prijzen
   3) Behoud van de natuurlijke voorraden
   4) De naturalisatie van de ingevoerde steenkolen

B. De Belgische steenkolenmijnen in de definitieve periode
   1. De behoeften aan steenkool
      a) Energiebron
         1. Electrische energie
         2. Andere energievormen
      b) Chemische verwerking
         1. Structurele evolutie
         2. Conjuncturele evolutie
      c) Vermoedelijke evolutie van de vraag naar steenkool
         1. Evolutie op gemiddelde termijn
         2. Evolutie op langere termijn
   2. De voorziening in de behoeften aan steenkool
      a) verkooksbare steenkool
      b) niet verkooksbare steenkool
   3. Aanpassing van de productie aan de behoeften
      a) Wijzigingen in de repartitie van het verbruik
      b) Conjuncturele stocks
      c) Elasticiteit van de productie
         1) Flexibiliteit der prijzen
         2) Verhoging van de elasticiteit van de markt
         3) Heraanpassing van de werkkrachten

SOMMAIRE

Ire PARTIE. — Conditions d'exploitation des charbonnages et caractéristiques du marché charbonnier.

1. Conditions de gisement.
2. Méthodes d'exploitation.
3. Composition et évolution des coûts de production.
   a) Coût de la tonne ajoutée :
      1) évolution théorique dans diverses hypothèses;
      2) évolution réelle des coûts.
   b) Coûts marginaux.
4. Différenciation des prix.
   a) Prix-départ et prix-rendu.
   b) Différenciation qualitative.
5. Dispersion et variation des résultats d'exploitation.
6. Le choix d'une politique charbonnière.
   a) Résumé des caractéristiques de l'exploitation et du marché.
   b) Flexibilité des prix.
   c) Différenciation des prix.

IIme PARTIE. — Application de la convention sur les dispositions transitoires.

1. — Evolution du marché commun du charbon.
2. — Dispositions générales.
3. — Dispositions particulières à la Belgique.
   a) La péréquation.
      1) Règles de prélèvement et de participation des gouvernements.
      2) Modalités d'attribution des fonds.
         Péréquation *a* : 1) barème de compte; 2) barème de vente; 3) modalités d'attribution.
         Péréquation *c*.
4. — Les aménagements de la péréquation.
5. — Les réformes effectuées.
   A) Propositions de la Commission mixte.
   B) Décisions de la Haute Autorité.
      1) Aménagements de la péréquation.
      2) Affectation des sommes récupérées.
      3) Recommandations de la Haute Autorité.

IIIme PARTIE. — Application des dispositions du traité relatives au charbon.

A. — Principales dispositions.
1) Niveau des prix.
2) Flexibilité des prix.
3) Conservation des ressources naturelles.
4) La naturalisation des charbons importés.

B. — Les charbonnages belges dans la période définitive.
La politique charbonnière de la Haute Autorité.
1. Les besoins en charbon.
a) Source d'énergie.
1. Energie électrique.
2. Autres formes d'énergie.
b) Utilisations chimiques du charbon.
1. Evolution structurelle.
2. Evolution conjoncturelle.
c) Evolution probable de la demande de charbon.
1. Evolution à moyen terme.
2. Evolution à long terme.
2. La satisfaction des besoins en charbon.
a) Charbons cokéfiables.
b) Charbons non-cokéfiables.
3. Adaptation de la production aux besoins.
a) Modification dans la répartition de la consommation.
b) Stocks conjoncturels.
c) Elasticité de la production.
1) Flexibilité des prix.
2) Accroissement de l'élasticité du marché.
3) Réadaptation de la main-d'œuvre.

I. — CONDITIONS D'EXPLOITATION DES CHARBONNAGES ET CARACTERISTIQUES DU MARCHE CHARBONNIER

Avant d'entreprendre l'examen de la position de l'industrie charbonnière belge dans la C.E.C.A. et de ses possibilités d'intégration totale dans un marché commun, il paraît nécessaire de rappeler les conditions d'exploitation des charbonnages belges et de ceux du reste de la Communauté, la composition et l'évolution de leurs coûts de production et de leurs recettes, ainsi que les caractéristiques du marché charbonnier.

Conditions de gisement

A l'exclusion de très petits bassins d'origine lacustre, les bassins houillers de la Communauté sont formés de gisements continus et étendus, dont les couches ne présentaient originellement d'autres irrégularités que celle résultant d'une interruption localisée et temporaire de la sédimentation des éléments organiques qui les constituèrent. Postérieurement à leur formation, ces gisements ont été affectés par des accidents tectoniques d'importances très variables; certains ont été transportés sur de longues distances et ont constitué des bassins particulièrement puissants mais dérangés, formés d'un empilage de massifs plissés et charriés; d'autres n'ont subi que des décrochements verticaux, provoquant des discontinuités parfois importantes, mais largement espacées et n'affectant guère la pente des couches.

Les bassins belges diffèrent grandement sous le rapport des irrégularités dues à ces accidents tectoniques; dans les bassins du Sud, les gisements sont en majeure partie charriés et les couches restées en place sont elles-mêmes profondément affectées par les plissements et la fracturation dus aux poussées de charriage; dans le bassin Nord, le gisement n'a subi aucun déplacement latéral, les couches s'y présentent en plateures régulières à très faibles pentes, découpées par un réseau irrégulier, à larges mailles, de failles sub-verticales.

Dans les premiers, la majeure partie du gisement accessible est constituée de couches chiffonnées et fracturées, permettant très rarement le développement continu de chantiers étendus sur toute la hauteur d'un étage; dans ce gisement, le plus dérangé de ceux actuellement exploités dans toute la Communauté, les dislocations et les refoulements des strates ont pour conséquences un dégagement plus intense et souvent instantané de grisou, une fracturation préalable des épontes et une fragilité plus grande du charbon. De ces conditions naturelles défavorables du gisement et des avancements limités et irréguliers qu'elles imposent, résultent une extraction brute fortement détériorée par une proportion importante de stériles et de produits pulvérulents, des coûts de production sensiblement accrus par l'impossibilité de concentrer suffisamment

les chantiers et d'étendre la mécanisation en taille; les résultats d'exploitation sont ainsi doublement affectés par l'élévation des coûts et l'amoindrissement des recettes.

Dans le second, les pressions de terrains sont élevées, par suite de la profondeur des exploitations et de l'épaisseur des morts-terrains meubles et aquifères recouvrant le Houiller; les failles y créent des discontinuités verticales importantes, entraînant — dans un même étage — de grandes variations dans la densité et la teneur en matières volatiles du gisement; par contre, la régularité des couches et leur faible pendage favorisent la réalisation de programmes d'exploitation prévisibles à long terme, comportant le développement de longues tailles mécanisées et une concentration très poussée de l'extraction; la consistance du charbon n'est altérée que par la pression de toit due au déhouillement et celle-ci est plus aisément contrôlable par la possibilité d'accélérer les avancements, grâce à la régularité des veines et à la faible intensité du dégagement de grisou. Les possibilités de concentration et de mécanisation de toutes les opérations d'extraction permettent l'obtention de rendements élevés, tandis que la dureté relative du charbon et la composition plus favorable des veines assurent une extraction de valeur unitaire élevée, comportant une faible proportion de stériles.

Ces profondes différences entre les conditions naturelles des divers bassins belges ont pour conséquences une dispersion considérable des coûts de production et des recettes moyennes par tonne entre les mines extrayant des produits de même catégorie. Tandis que les producteurs de charbons gras de Campine ont des rendements du fond comparables au rendement moyen de la Ruhr, ceux du Borinage ont les rendements les plus bas de toute la Communauté. Des écarts aussi importants existent entre les recettes moyennes des uns et des autres; la recette moyenne d'un producteur campinois est de 15 % plus élevée que celle des producteurs borains de charbons gras; le coût moyen de production de ces derniers est de 30 % plus élevé que celui de la Campine.

Méthodes d'exploitation

En Belgique, comme dans la plupart des bassins de la Communauté, les gisements houillers sont exploités souterrainement, l'accès aux couches se faisant par puits verticaux, d'où partent des galeries en travers-bancs délimitant des étages de hauteur variant de 50 à plus de 100 m et recoupant successivement toutes les couches exploitables; ces dernières sont le plus souvent exploitées par de longues tailles chassantes, progressant des points de recoupe vers les limites du champ d'exploitation du siège ou d'un panneau préalablement tracé.

Dans les plus importants bassins des pays tiers, susceptibles d'affecter le marché de la C.E.C.A., la majeure partie de la production est extraite dans des couches de grandes ou de moyennes puissances, à pente très faible et régulière; elles sont exploitées en partant des affleurements ou de leur point de recoupe par des puits généralement peu profonds; toutes les voies d'accès, de transport et de ventilation desservant une des couches exploitées sont établies entièrement dans cette couche, sans entailler les épontes et en partant d'un même niveau. Le traçage préalable est très fréquent, le déhouillement des panneaux tracés se faisant ensuite, soit par chambres et piliers, soit par des tailles progressant à la suite du traçage ou rabattant vers le point de recoupe après conduite du traçage jusqu'aux limites du champ d'exploitation.

Ces dernières méthodes d'exploitation réduisent notablement l'importance des travaux et du personnel improductifs; elles permettent de réaliser une extraction brute très propre, grâce au maintien de l'intégrité des épontes, lesquelles ne sont pas entaillées par les galeries d'accès et sont moins fracturées par les poussées résultant de la grande portée des vides créés par le déhouillement; la puissance des veines et la richesse des gisements permettent en outre, soit de maintenir au toit une couverture de charbon dur prévenant le délitement de ce dernier et le mélange des terres et du charbon abattu, soit d'abandonner les laies les plus cendreuses des couches exploitées. Ces méthodes permettent ainsi d'obtenir une extraction brute plus propre et moins pulvérulente et de donner à la production une plus grande élasticité en faisant varier l'importance relative des travaux de traçage et en rendant praticables des arrêts prolongés d'activité, grâce à une meilleure tenue du toit et des voies d'accès. Elles ont par contre pour conséquences un écrèmage systématique du gisement, par la concentration des travaux dans les meilleures veines, et un déhouillement incomplet du gisement, résultant de l'abandon de piliers et de l'impossibilité d'exploiter ultérieurement des couches pauvres, après épuisement des plus riches.

Les méthodes couramment pratiquées dans la Communauté, imposées le plus souvent par la structure et la composition des gisements, assurent une exploitation plus complète et plus rationnelle, grâce au déhouillement simultané de plusieurs veines, la compensation de leurs coûts d'extraction et le mélange de productions de qualités et de propretés différentes. Par contre, surtout dans les gisements pauvres ou dérangés, elles ont pour conséquences une extraction brute très riche en stérile, le broyage excessif des charbons mélangés aux pierres au cours des transports et déversements dans le fond, la multiplication des travaux au rocher à avancements réduits, une grande inélasticité de l'extraction.

Composition et évolution des coûts de production

L'importance et la composition des coûts sont fonction de la richesse et de la structure des gisements, des méthodes d'exploitation qu'elles imposent, de la propreté de l'extraction brute réalisée, du coût de la main-d'œuvre et de l'importance des investissements susceptibles de réduire l'intervention de cette dernière.

L'ensemble des dépenses d'une mine, charges financières et amortissements compris, varie suivant

que cette mine est encore en cours de développement structurel ou a déjà atteint son plein développement et est en état de réaliser effectivement et de traiter la totalité de l'extraction prévue.

Dans le premier cas, les dépenses peuvent être classées comme suit :

1) les dépenses fixes, indépendantes du volume de l'extraction et de la mise en état de production des chantiers du fond et devant être engagées avant de tirer la première tonne de la production normale prévue;

2) les dépenses semi-fixes, variant de façon discontinue à mesure que la capacité de production accroît, avant d'atteindre le volume optimum correspondant à la capacité de production économique, ou au tempérament de la mine;

3) les dépenses pratiquement proportionnelles au tonnage effectivement extrait.

Dans le second cas, les dépenses peuvent être réparties comme suit :

1. — celles indépendantes de la production journalière effectivement réalisée, mais qui sont fonction de la capacité de production effectivement réalisable;

2. — celles qui sont proportionnelles à la production réalisée.

Dans les deux cas, à ces charges s'ajoutent les charges spéciales de la mine, résultant de la durée d'utilisation des installations souterraines (puits, galeries et chantiers) et qui sont indépendantes de la production effective réalisée et — dans une large mesure — de la capacité de production réalisable.

1. — Charges fixes ou indépendantes de la production.

Une unité de production, dont le développement structurel est achevé, doit supporter des charges fixes dont l'importance dépend uniquement de la capacité d'extraction réalisable et non de la production effectivement réalisée. Ces charges ne correspondent pas seulement aux dépenses antérieurement consenties en vue du développement structurel de la mine, mais comportent également d'importantes dépenses journalières, qui doivent être engagées avant que la mine ne soit en état de réaliser une extraction.

Elles comprennent ainsi d'importantes charges salariales résultant des services généraux du fond et de la plupart des services de surface, dont le personnel ne peut être modifié sans transformation de la structure de la mine et n'est pas affecté par une variation temporaire de la production ni même par une réduction durable, mais modérée, de celle-ci.

L'incidence d'une réduction de production sur la répartition de ces charges fixes par tonne variera grandement suivant que la réduction de production résulte d'une diminution de l'effectif et ou du rendement du personnel directement productif ou d'une augmentation du nombre des jours de chômage. Dans le premier cas, les charges indépendantes de la production réalisée comporteront effectivement tous les services du fond et de la surface dont l'importance n'est pas affectée par une variation de production; dans le second, elles ne comporteront que les services dont l'activité est nécessaire pendant les jours de chômage de la mine.

Les charges fixes totales peuvent être donc scindées en deux parties : la première groupant celles résultant de la réalisation et de la conservation de la capacité structurelle d'extraction de la mine et qui sont indépendantes de sa mise en état de production journalière effective, la seconde correspondant aux charges nécessaires à cette mise en état de production, mais qui restent indépendantes du volume de l'extraction effectivement réalisée. Dans l'ensemble des mines belges, la première partie de ces charges correspond à environ 30 % du coût moyen de production; l'importance de la seconde varie grandement suivant l'importance de la mine, la nature du gisement exploité et le degré de saturation de la capacité structurelle d'extraction; le pourcentage des charges fixes totales peut ainsi varier de 50 à 70 % du coût total.

Il en résulte que le coût total de production d'une mine sera plus fortement affecté par une réduction de la production journalière que par une réduction de production annuelle ne résultant que d'une augmentation du nombre de jours d'inactivité totale de la mine. Dans le premier cas, une réduction de 10 % de la production aurait pour conséquence un accroissement de $30 \times (10\ \%/90) = 3{,}3\ \%$; dans le second, la même réduction de production pourrait accroître de 7,8 % le coût de production de certaines mines.

2. — Charges semi-fixes.

La capacité d'une unité de production dépend d'une part de celle de ses installations structurelles d'extraction et de traitement et d'autre part, du nombre et de l'importance de ses chantiers du fond; les premières doivent être réalisées avant toute production et leur importance comme les charges qu'elles entraînent sont totalement indépendantes de la production effectivement réalisée et de la capacité de production des chantiers du fond; par contre, les investissements nécessités par ces derniers peuvent être engagés progressivement, tandis que les charges qui en résultent peuvent varier avec l'importance de la production effective, lorsque les variations de celle-ci s'accompagnent d'une modification dans le nombre des chantiers en état de production.

Il en résulte donc que l'incidence de production sur le coût moyen variera suivant la durée et la prévisibilité de cette réduction; si la réduction de production est imprévisible ou de courte durée, le nombre de chantiers ne pourra être réduit et les charges indépendantes de la production seront plus élevées; si au contraire, la réduction de production est d'assez longue durée, les chantiers les moins productifs ou les plus coûteux d'entretien pourront être abandonnés et les charges indépendantes seront réduites. Par contre, si une réduction de la production unitaire de chaque chantier résulte de difficultés de gisement ou d'une diminution du temps de travail, le maintien d'un volume de production satisfaisant imposera l'ouverture de nouveaux chan-

tiers et un accroissement des charges fixes correspondantes.

3. — Les charges spéciales.

Les investissements nécessaires à la réalisation d'une capacité de production sont de deux sortes : des installations de traitement et d'extraction dont le coût doit être amorti sur un temps donné et qui ne diffèrent pas — sous le rapport de leur amortissement — de celles existant dans les entreprises non minières; des travaux de préparation, tels que puits et galeries, dont l'amortissement n'est pas fonction de leur durée, mais bien du volume de gisement dont ils permettent l'exploitation. L'amortissement de ces travaux est ainsi indépendant du volume de la production journalière ou annuelle; par contre les charges résultant de leur entretien sont indépendantes de cette production et du volume du gisement découvert, mais uniquement fonction de la pression des terrains où ils sont établis et de la durée de leur utilisation. Jointes au dépenses d'exhaure et de ventilation, ces charges constituent les charges spéciales de la mine et leur incidence par tonne extraite sera d'autant plus grande ou plus réduite que la durée d'exploitation du gisement correspondant devra être augmentée ou pourra être diminuée.

D'autre part, la tenue des tailles est d'autant meilleure et leur soutènement moins coûteux, que leur avancement est plus rapide, plus régulier et subit moins d'interruption. Tout arrêt dans l'activité des tailles entraîne ainsi des surcroîts de dépenses d'entretien, de réfection et de consolidation de leur soutènement et de leurs installations propres.

Une réduction de la durée d'activité des chantiers aura donc pour conséquence un accroissement des charges spéciales en valeur absolue et plus encore en valeur relative, puisqu'elles devront être réparties sur une production moindre par chantier, même si un accroissement du nombre des chantiers actifs permettait le maintien de la production totale de la mine. Cette augmentation des charges spéciales sera d'autant plus forte que la réduction de la durée d'activité des chantiers entraînera des arrêts plus fréquents ou plus prolongés de l'avancement des tailles.

La notion du coût moyen de production, d'une mine ou d'un bassin, ne permet pas de se rendre compte de l'évolution des coûts en fonction de la variation de la production de cette mine ou de ce bassin. Dans une mine donnée, le surcroît de dépenses, à consentir pour ajouter une tonne nette à une production déjà acquise, est le plus souvent inférieur au coût moyen de production de l'extraction déjà réalisée; il se rapproche de ce coût à mesure que la production approche de la capacité limite de production; cette évolution est continue ou discontinue, suivant la nature et l'importance des moyens nécessaires pour réaliser le supplément de production désiré. Dans un bassin ou un groupe de bassins, à chaque état du marché ou de la conjoncture correspond un volume de besoins assurant la rentabilité d'un certain nombre de mines, dont les coûts de production vont en croissant jusqu'à un coût marginal, égal ou très voisin de la recette moyenne assurée par chaque état de la conjoncture. Chaque variation simultanée des besoins et des prix du charbon, provoque un accroissement ou une diminution du coût marginal correspondant à la limite de rentabilité.

Dans un marché libre et pleinement concurrentiel, peut être considérée comme marginale, toute mine ayant un coût de production égal ou inférieur à la recette moyenne qui lui est assurée dans la conjoncture la plus favorable du marché charbonnier et qui est hors d'état de compenser entièrement les pertes subies en basse conjoncture par les profits réalisés dans les périodes de pénurie. Est inframarginale, une mine dont le coût de productien reste constamment supérieur à la recette moyenne qu'elle peut réaliser dans la conjoncture la plus favorable. Le caractère marginal ou infra-marginal d'une mine ne dépend donc pas seulement des variations conjoncturelles des besoins, mais aussi de la tendance permanente de ceux-ci et des limites qui pourraient être imposées à l'adaptation naturelle des prix aux variations conjoncturelles de la demande.

Si les mines marginales pouvaient indifféremment être mises en activité ou en arrêt prolongé, un accroissement des besoins pourrait être satisfait :

— soit par une augmentation de la production de chacune des mines non-marginales, avec pour conséquence un coût de production croissant des tonnes ajoutées, mais sans accroissement notable du coût moyen;

— soit par la remise en activité de mines marginales, à coûts moyens de production croissant avec l'augmentation des besoins.

Indépendamment du coût moyen de production d'une mine ou d'un bassin, deux notions de coût doivent donc être considérées :

1° le coût de production de la tonne ajoutée à la production d'une mine donnée,

2° le coût moyen de production de la mine marginale dont la remise en activité est nécessaire à la couverture de besoins croissant conjoncturellement ou durablement.

1. — Coût de la tonne ajoutée.

Dans le coût de production d'une mine ou d'une unité de production indépendante, il faut distinguer entre le coût moyen, égal au quotient de la somme des dépenses exposées par le tonnage correspondant, et le coût de la tonne ajoutée à une extraction journalière réalisée; ce dernier est égal au surcroît de charges d'exploitation que la mine doit supporter journellement pour accroître d'une tonne son extraction journalière.

L'évolution comparée du coût moyen et du coût de la tonne ajoutée, en fonction de la production, ne peut être établie que par approximations successives, en déterminant l'évolution des coûts dans certaines hypothèses particulières s'approchant progressivement du cas pratique le plus complet, qui est celui d'une mine à plusieurs sièges, exploitant simultanément — dans un même gisement — plusieurs couches de productivités variables et réalisant

des investissements supplémentaires à mesure du développement structurel de la production.

1re hypothèse.

Si nous nous plaçons dans l'hypothèse d'une mine dont la production varie sans accroissement ou réduction du nombre des tailles actives, par la seule modification du nombre des ouvriers productifs, le coût total de production P peut s'écrire comme suit, en fonction du tonnage total extrait T :

$$P = K + k\,T \qquad (1)$$

dans cette fonction, K et k sont des constantes, dont la première représente le montant global des dépenses fixes et la seconde le montant par tonne des dépenses proportionnelles. Le diagramme de variation du coût total de production en fonction du tonnage peut être figuré par une droite recoupant l'axe des ordonnées (coût de production) à une hauteur K et faisant sur l'horizontale un angle α, tel que $tg\,\alpha = k$ (diagramme I de la fig. 1).

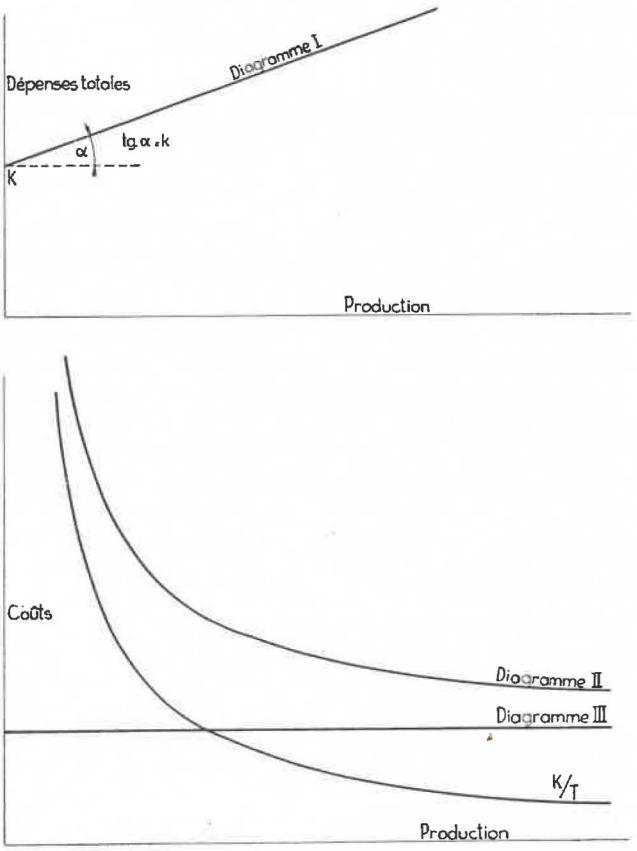


Fig. 1.

Dans les mêmes conditions, le coût moyen p par tonne extraite varierait, en fonction du tonnage, suivant la formule :

$$p = \frac{P}{T} = \frac{K}{T} + k$$

ou bien :

$$p = p' + p'' \text{ dans laquelle } p' = \frac{K}{T} \qquad (2)$$

$$\text{et } p'' = k \qquad (3)$$

La représentation graphique de la formule (2) est une hyperbole, celle de la formule (3) est une droite parallèle à l'axe des abscisses. La somme des ordonnées de ces deux fonctions permet de tracer le diagramme II de la fig. 1, donnant la variation du coût moyen par tonne en fonction du tonnage; ce diagramme est une courbe continue ayant pour asymptote l'horizontale d'ordonnée k; dans ce cas le coût moyen diminue constamment à mesure que la production s'accroît.

Le coût de production A de la tonne ajoutée est la dérivée de la fonction (1) ci-dessus :

$$A = \frac{\Delta P}{\Delta T} = k = p'' \text{ (diagramme III fig. 1)}$$

Pratiquement ces formules ne sont exactes que dans d'étroites limites de variation de T; en fait, une augmentation notable de la production exigera l'ouverture de nouvelles tailles et souvent des immobilisations supplémentaires. Elles seraient toutefois applicables, même pour de grandes variations de T, dans des mines n'exploitant qu'une seule couche, présentant des caractéristiques constantes, exploitable par de petites unités identiques et indépendantes, dont la capacité de production est constamment saturée. Ces conditions exceptionnellement favorables sont presque entièrement réalisées dans certaines mines américaines exploitant par chambres et piliers une seule couche très régulière, où le rapport entre la production en traçage et celle en dépilage peut être maintenu à peu près constant, malgré la variation de l'extraction. Dans de telles mines, tout accroissement d'extraction entraîne donc une réduction du coût moyen de production et le coût de la tonne ajoutée est constamment inférieur au coût moyen.

2me hypothèse.

Dans une mine à siège unique où plusieurs couches très différentes sont simultanément exploitées, une augmentation notable de la production peut exiger la création de tailles supplémentaires, dont la capacité de production ne sera pas immédiatement saturée; ces tailles doivent le plus souvent être ouvertes dans des couches présentant des caractéristiques très différentes et pour chaque chantier existe une constante k qui lui est propre.

Dans l'hypothèse d'un montant constant des frais fixes et de l'exploitation simultanée de n chantiers dont les constantes particulières d'exploitation sont respectivement k^1, k^2 ..... k^n, nous pouvons établir comme suit la formule de variation du coût total en fonction des extractions partielles effectuées dans chacun des chantiers :

$$P = K \times k^1\,T^1 + k^2\,T^2 + \ldots\ldots k^n\,T^n$$

La variation du coût moyen en fonction de l'extraction totale sera donnée par :

$$p = \frac{P}{T} = \frac{K}{T} + k^1\frac{T^1}{T} + k^2\frac{T^2}{T} + \ldots\ldots + k^n\frac{T^n}{T}$$

dans laquelle : $T = T^1 + T^2 + \ldots\ldots + T^n$.

Si les divers chantiers, nécessaires pour réaliser le tonnage T, sont successivement mis en activité complète, c'est-à-dire si le chantier de constante k^e n'est ouvert qu'après réalisation de l'extraction maximum du chantier de constante k^{e-1}, le diagramme de variation du coût total en fonction de l'extraction de la mine est une ligne brisée, formée d'une succession d'obliques sur l'axe des abscisses (diagramme I de la fig. 2).

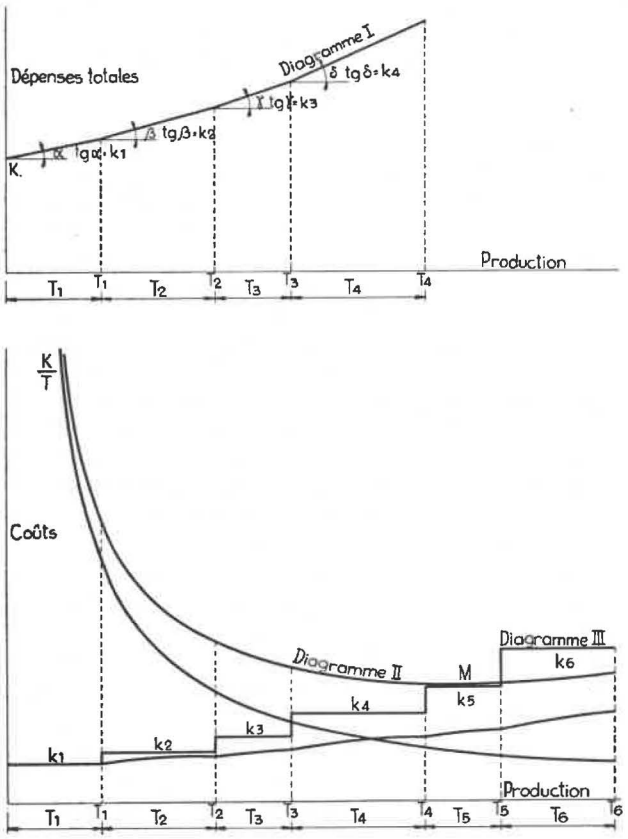


Fig. 2.

Le diagramme de variation du coût moyen est une courbe discontinue, dont l'allure varie à mesure de la mise en activité successive des divers chantiers. Lorsque T varie de zéro à T^1, ce diagramme a la même allure que celui indiqué en II dans la fig. 1; lorsque T varie entre les valeurs T^1 et T^2, on obtient :

$$p = \frac{K}{T} + k^1\frac{T^1}{T} + k^2 + \frac{(T - T^1)}{T}$$

$$= \frac{K}{T}k^2 - \frac{T^1}{T}(k^2 - k^1)$$

Si les divers chantiers sont mis successivement en pleine activité dans l'ordre croissant des constantes d'exploitation, le diagramme de variation des charges proportionnelles par tonne est tout d'abord une horizontale d'ordonnée k^1 suivie d'une série de tronçons d'hyperbole à concavité orientée vers l'axe des abscisses et ayant respectivement pour asymptote les horizontales d'ordonnées k^2, k^3 ..... k^n. Le diagramme du coût moyen total par tonne, résultant de l'addition des ordonnées de l'hyperbole de variation des charges fixes et de la courbe discontinue des charges proportionnelles, est lui-même une courbe discontinue ayant l'allure figurée en II de la fig. 2. Ce diagramme est décroissant jusqu'au palier M, au-delà duquel — par suite de l'accroissement des constantes d'exploitation — on constate un relèvement du coût moyen, dû à la mise en activité de chantiers de moins en moins productifs et à une moindre dégressivité des frais fixes par tonne.

Le diagramme de variation du coût de la tonne ajoutée A est alors une succession de tronçons d'horizontales, ayant respectivement pour ordonnées les constantes k^1, k^2 ..... k^n (diagramme III de la fig. 2); lorsque la constante k^n est relativement très élevée, le coût de la tonne ajoutée devient supérieur au coût moyen.

Les diagrammes de la fig. 2 ne sont pas applicables à une mine devant réaliser des accroissements structurels de sa capacité de production, car ces derniers exigent généralement des investissements supplémentaires provoquant des augmentations des charges fixes, à divers stades de ces accroissements structurels. Ils permettent cependant de suivre l'évolution des coûts en fonction du tonnage, dans une exploitation subissant des contractions conjoncturelles ou accidentelles de son extraction journalière, sans que ces contractions n'influencent le montant total des charges fixes.

Lorsqu'une mine, ayant atteint sa capacité normale de production, doit réduire temporairement cette dernière, soit notamment par suite d'irrégularités dans les taux d'absentéisme de son personnel, soit à cause d'une réduction momentanée de son écoulement, le diagramme II montre qu'il en résulte un accroissement notable de son coût moyen, tant que la mine n'a pas été contrainte de réaliser une part importante de son extraction dans des chantiers à faible productivité, plaçant son coût moyen dans la zone de relèvement (à droite de M) du diagramme II de la fig. 2.

3me hypothèse.

Si l'on veut suivre l'évolution des divers coûts en fonction du tonnage, dans tous les cas de variation de l'extraction, il est nécessaire d'établir des diagrammes qui tiennent compte de tous les éléments de variation des charges directes ou indirectes affectant le prix de revient total d'une unité de production comportant d'importantes dépendances superficielles et desservie par plusieurs puits d'extraction ou de service.

Dans un tel cas, il est nécessaire de distinguer entre les dépenses fixes résultant des amortissements et de certains frais de fonctionnement des installa-

tions de surface et les dépenses et charges fixes du fond.

Les frais fixes de surface sont relativement élevés et indépendants des conditions de gisement et d'exploitation n'affectant pas la propreté de l'extraction brute; ils restent constants, tant que l'accroissement de l'extraction n'exige pas, soit la création de nouveaux puits, soit l'extension ou le remplacement d'installations communes; la majeure partie de ces dépenses est ainsi entièrement indépendante de la production, tandis que le reste varie par sauts brusques et espacés lorsque la production s'accroit dans de larges mesures. Par contre les frais proportionnels de surface sont relativement minimes et affectent peu les divers coûts de production définis ci-dessus.

Les frais fixes du fond varient grandement avec les conditions d'exploitation et particulièrement avec la profondeur, la nature des morts terrains et la densité du gisement; ils varient de façon moins discontinue que ceux de surface, à mesure que le développement de la production exige la création de chantiers, de quartiers, d'étages ou de puits supplémentaires. Les autres frais sont souvent moins exactement proportionnels à la production que dans les hypothèses faites précédemment; la constance des coefficients k^1 ..... k^n des divers chantiers est une hypothèse qui ne correspond pas à la réalité des conditions d'exploitation les plus fréquentes de nos bassins; le plus souvent, le personnel occupé dans un chantier ne croît pas proportionnellement au tonnage, mais son rendement individuel augmente assez rapidement à mesure que la production se rapproche de la capacité d'extraction normale; il en est de même d'un certain nombre de dépenses non-salariales, dont l'incidence par tonne diminue d'autant plus rapidement avec l'accroissement de production que le chantier est plus fortement mécanisé.

Dans ce cas, la variation du coût total de production d'une mine peut s'écrire comme suit :

$$P = Ps + Pf, \text{ dans laquelle}$$

$$Ps = cT + C' + C'' + ...$$

$$Pf = K^1 + k^1 T^1 + K^2 + k^2 T^2 + ... K^n + k^n T^n$$

Les termes C', C'' ..... et K^1, K^2 ..... sont des constantes intervenant à divers stades de l'accroissement structurel de la production; k^1, k^2 ..... ne sont plus constants, mais décroissent lorsque T croît, tant que la production du chantier correspondant n'a pas atteint un volume voisin de sa capacité normale.

Dans ces conditions, le coût moyen de production devient :

$$p = ps + pf$$

$$ps = c + \frac{C'}{T} + \frac{C''}{T} + ...$$

$$pf = \frac{K^1}{T} + \frac{k^1 T^1}{T} + \frac{K^2}{T} + \frac{k^2 T^2}{T} + ... + \frac{K^n}{T} + \frac{k^n T^n}{T}$$

Si les chantiers sont mis successivement et complètement en activité dans l'ordre croissant des indices de productivité, le diagramme de variation des charges fixes par tonne est une courbe discontinue, constituée d'une succession de fragments d'hyperbole; après une période de dégressivité continue, les ordonnées de ce diagramme croissent par saccades chaque fois qu'un accroissement de T entraîne une augmentation des charges fixes du fond ou de la surface. Le diagramme des charges proportionnelles du fond diffère aussi de celui de la fig. 2, par suite de la variation des indices k^1 ... k^n en fonction de la production; l'horizontale k^1 constituant la première partie du diagramme correspondant de la fig. 2 est remplacée par une courbe à concavité orientée vers le haut, puisque k^1 diminue à mesure que la production croît de zéro à T^1, les tronçons de la courbe discontinue, correspondant à la variation de l'extraction de T^1 à T^n, sont les résultantes de la différence des ordonnées de courbes analogues à la précédente et de courbes à concavité orientée vers le bas. Le diagramme de variation des charges dites proportionnelles par tonne peut présenter ainsi de légères ondulations lors de la mise en activité réduite d'un nouveau chantier, mais il a cependant la même allure générale que celui de la fig. 2, car les anomalies résultant de la variation des indices de productivité s'atténuent à mesure de l'accroissement de la production totale et de l'intervention d'un nombre croissant de chantiers à capacité d'extraction saturée; les points extrêmes de chacun des tronçons de cette courbe peuvent être aisément calculés en tenant compte des pourcentages des extractions réalisées dans chaque chantier et de la valeur finale de la constante de productivité de chacun d'eux.

L'allure du diagramme de variation du coût moyen ne diffère donc de celle du diagramme correspondant de la fig. 2 que par les ressauts résultant de l'intervention de nouvelles charges fixes à certains stades de l'accroissement de l'extraction; comme à la fig. 2, on constate que le coût moyen diminue jusqu'au palier M et s'accroît ensuite lorsque l'augmentation de production nécessite l'ouverture de chantiers à faible productivité, entraînant une augmentation des charges proportionnelles supérieure à la réduction des frais fixes par tonne. Ce renversement de la variation du coût moyen se manifeste moins rapidement que dans le cas de la fig. 2; car la dégressivité des charges fixes est fréquemment accentuée par l'intervention de charges nouvelles et compense ainsi l'accroissement des charges proportionnelles dû à la mise en activité de chantiers de moins en moins productifs.

L'évolution du coût de la tonne ajoutée A est influencée par l'intervention de nouvelles charges fixes et par la variation des indices de productivité

des divers chantiers. Pour établir le diagramme de variation pratique de ce coût, il convient de répartir les suppléments de charges fixes sur l'ensemble du surcroît de production qui les rend nécessaires et de tenir compte du caractère irréversible d'une part importante de ce supplément de charges fixes. Lorsque la production croît de T^{n-1} à T^n le diagramme de variation de A aurait ainsi l'allure figurée en III à la fig. 3; il est obtenu en ajoutant à la courbe de variation de l'indice de productivité k^n une constante égale à $\frac{K^n}{T^n}$. Lorsqu'au contraire l'extraction doit *décroître*, après réalisation de tous les investissements nécessaire à une production $\Sigma \frac{1}{n} T$, le diagramme précédent est remplacé par celui figuré en IIIbis, obtenu en ajoutant à la courbe de variation de k^n la part des charges K^n économisable après une réduction de production égale à Tn.

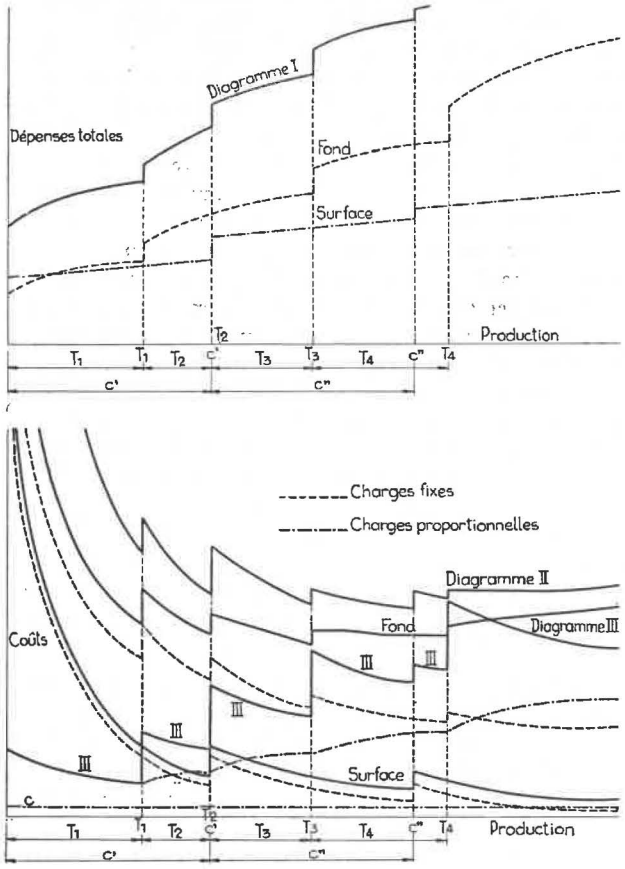


Fig. 3.

En fait les diagrammes de la fig. 3 ne sont applicables qu'à une mine réalisant le développement structurel de son extraction, tandis que ceux de la fig. 2 donnent la variation des coûts d'une mine contrainte de réduire sa production ou amenée à réaliser temporairement des surcroîts de production en forçant l'allure de tous ses chantiers, sans effectuer d'investissements supplémentaires.

Evolution réelle des coûts.

Pour l'établissement des diagrammes des fig. 1 à 3, nous avons supposé que les divers chantiers étaient mis successivement et complètement en activité, dans l'ordre croissant des indices de productivité, à mesure que la production totale devait augmenter. En réalité cette pratique ne peut que rarement être suivie dans les mines exploitant simultanément plusieurs couches, de puissances et de qualités différentes, dans des gisements plus ou moins dérangés. Certaines exigences commerciales, ainsi que la nécessité de répartir les chantiers entre les couches les plus et les moins rentables et de maintenir une extraction régulière malgré la rencontre de dérangements tectoniques, obligent d'ouvrir simultanément plusieurs chantiers dans des couches de productivités très inégales et de développer simultanément leurs productions. Par contre, le souci de réaliser une concentration favorable au rendement limite le nombre des chantiers et impose de porter leurs extractions au minimum compatible avec le fonctionnement économique des moyens mécaniques d'abatage et d'entretien.

Afin de concilier ces exigences contradictoires, le développement structurel de l'extraction d'une mine ne peut toujours être effectué dans les conditions répondant le mieux à la réalisation des coûts de production minima. Le plus souvent, les dépenses fixes nécessitées par des accroissements structurels de production interviendront de façon progressive dans le coût moyen, ce qui atténuera l'allure saccadée du diagramme d'évolution des charges fixes de la fig. 3. Le développement simultané de plusieurs chantiers de productivités différentes aura pour conséquence de réduire l'allure montante du diagramme d'évolution des charges proportionnelles et de modifier celui du coût de la tonne ajoutée.

Si une mine est en développement structurel de production, le diagramme de variation du coût de la tonne ajoutée A est tout d'abord une courbe régulièrement descendante, tant que l'accroissement de l'extraction n'impose pas d'autres investissements que ceux effectués avant la première phase de production normale; les chantiers sont simultanément développés dans la plupart des couches découvertes et il en résulte une diminution progressive de A, à mesure de la saturation simultanée de la capacité de production de ces chantiers. Avant la mise en activité de nouveaux quartiers ou étages, la mise en exploitation des couches les moins rentables, dans le gisement déjà découvert, provoque un brusque relèvement de la courbe de variation de A. Ultérieurement l'ouverture de nouveaux groupes de chantiers, entraînant des charges fixes supplémentaires, va provoquer une montée par ondulations successives de la courbe; cette augmentation de A résulte plus de l'intervention de nouveaux frais fixes que de l'accroissement des indices de productivité des chantiers, les couches nouvellement exploitées ne différant généralement pas des précédentes et l'augmentation des charges proportionnelles — due uniquement à un éloignement ou à un approfondissement des chantiers — étant relativement peu importante. Ce n'est que lorsque la mine a atteint son complet développement structurel et que tous les investissements nécessaires ont été réalisés, qu'un accroissement de production ne peut plus résulter que de

l'ouverture des chantiers les moins rentables, dans l'ensemble de la mine; ceux-ci sont ouverts successivement dans l'ordre croissant des indices de productivité et la courbe de variation de A prend alors l'allure de celle de la fig. 3.

Cette évolution de A n'est toutefois pas réversible, car une réduction de la production suit un processus différent de celui indiqué ci-dessus et n'entraîne pas une réduction corrélative de toutes les charges fixes intervenant à certaines étapes de l'accroissement structurel de l'extraction. Lorsqu'une mine est obligée de réduire son extraction, la réduction affecte d'abord les chantiers les moins productifs correspondant à l'extrémité droite de la courbe III de la fig. 4. Elle s'étendra ensuite aux chantiers les moins productifs de tous les quartiers ou étages, jusqu'au moment où la production de l'un d'eux aura atteint un minimum en dessous duquel l'incidence croissante des charges fixes propres à ce quartier rend son abandon complet plus avantageux qu'une réduction de la production de certains autres. La réduction de production entraîne alors l'abandon complet des quartiers et étages les plus éloignés et les moins rentables; elle s'achèvera par l'arrêt progressif des chantiers les plus exploitables du quartier le plus rentable. La courbe de variation IIIbis, de A', c'est-à-dire de la réduction de dépenses correspondant à l'abandon d'une tonne de production, sera la même que celle de A dans la partie m — n, correspondant à l'ouverture des chantiers les moins productifs, mais où la valeur de A n'est pas affectée par la répartition de charges fixes supplémentaires. Par la suite A' diffère de A, du fait de la permanence des frais fixes intervenant dans ce dernier et parce que la réduction de production affecte préalablement les chantiers les moins productifs de chaque quartier. Tant que la réduction de production se fait dans l'ordre décroissant des indices de productivité, la courbe de variation de A' aura l'allure descendante en dents de scie, figurée de m à l; entre l et g, l'arrêt complet de certains quartiers entraîne l'abandon de chantiers plus rentables que certains de ceux maintenus en activité dans d'autres quartiers plus accessibles, il en résulte une allure plus irrégulière et moins descendante de la courbe IIIbis, laquelle peut recouper la courbe III au point g, correspondant au tonnage extrait dans les meilleurs chantiers du premier quartier mis en exploitation et n'ayant nécessité aucun investissement propre; à gauche de g, la courbe IIIbis suit la même allure que celle qu'aurait suivie A, si les premiers chantiers avaient été successivement et complètement mis en activité dans l'ordre croissant de leurs indices.

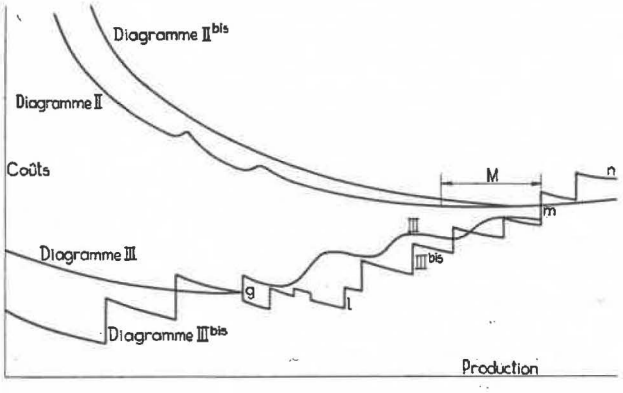


Fig. 4.

La variation du coût moyen est également différente dans le cas d'un accroissement structurel de production ou d'une réduction de celle-ci.

Dans le premier cas, le diagramme de variation a l'allure figurée en II de la fig. 4; elle est comparable à l'allure générale de la courbe II de la fig. 3, les discontinuités et redents de cette dernière s'atténuant ou disparaissant par suite de la progressivité dans l'intervention de nouvelles charges fixes et du développement simultané de chantiers de rentabilités très différentes; la courbe de variation II recoupe celle de variation de A au voisinage d'un palier M, à droite duquel le coût moyen doit s'accroître, par suite de l'ouverture des chantiers les moins productifs dans tous les quartiers de la mine.

Dans le cas d'une réduction de production, n'entraînant pas de réduction notable des frais fixes, la courbe IIbis de variation du coût moyen a une allure comparable à celle de la fig. 2, correspondant à la variation de production d'une mine où toutes les dépenses fixes ont été réalisées avant la phase de production normale. Les courbes II et IIbis se confondent dans la partie des diagrammes située à droite du point m; la courbe IIbis s'écarte ensuite progressivement du diagramme II et reste constamment au-dessus de ce dernier.

* * *

On constate donc :

1° que le coût moyen d'une mine en développement structurel diminue moins rapidement qu'il ne s'accroît lorsque la production doit être réduite;

2° qu'après leur phase descendante, les courbes de variation du coût moyen se confondent progressivement le long du palier plus ou moins large, correspondant au « tempérament » et à la capacité optimum de production de la mine; la largeur de ce palier donne la mesure de l'élasticité économique de la production, puisque cette dernière peut varier, dans les limites de ce palier, sans modification de son coût moyen; ce « tempérament » sera d'autant plus large que le rapport entre les charges fixes et les charges proportionnelles sera réduit et que le gisement sera plus homogène sous le rapport des facteurs d'exploitabilité;

3° que dans certaines mines le coût moyen de production peut s'accroître faiblement lorsque la production ne peut plus être augmentée que grâce à l'ouverture de chantiers à très faibles productivités; inversement ce coût diminue dans la même mesure, lorsque la réduction de l'extraction impose l'arrêt de ces chantiers;

4° la tendance générale de l'évolution du coût de la tonne ajoutée est montante; ce coût reste toutefois inférieur au coût moyen, tant que ce dernier ne se situe pas dans la partie horizontale ou montante de son diagramme de variation;

5° le coût de la tonne ajoutée peut devenir « marginal » et excéder notablement le coût moyen correspondant, sans entraîner un relèvement notable de ce dernier, car l'exploitation rationnelle et économique d'une mine ne permet pas d'accroître notablement la proportion de l'extraction réalisée à coût élevé de la tonne ajoutée et ainsi susceptible d'excéder la recette correspondante dans l'éventualité d'une réduction conjoncturelle ou structurelle de la demande.

En dehors des rares mines dont les coûts évoluent suivant les diagrammes de la fig. 1, il existe pour chaque unité de production un degré de développement structurel permettant de réaliser un coût moyen minimum; l'extraction permise à ce stade, dans les chantiers exploitables sans majoration excessive du coût de la tonne ajoutée, est celle qui correspond à l'extrémité droite du palier M des diagrammes d'évolution du coût moyen (fig. 2, 3 et 4), soit au point de rencontre des diagrammes d'évolution du coût moyen et du coût de la tonne ajoutée; on peut en effet obtenir comme suit le coût moyen p' de la production T + 1 :

$$p' = \frac{Tp + A}{T + 1}$$

dans laquelle p est le coût moyen de la production T et A la dépense supplémentaire nécessaire pour produire une tonne de production ajoutée à T. On obtient ainsi :

$$T\,(p' - p) = A - p' \text{ d'où}$$

$$p' > p \text{ si } A > p'$$

il en résulte que puisque A est plus grand que p' à droite du point de recoupe, on a aussi p' plus grand que p à droite de ce point et que le coût moyen croît d'autant plus fortement que A s'accroît.

Dans un marché pleinement concurrentiel, où les prix ne sont fonction que des rapports entre l'offre et la demande de charbon, la recette moyenne par tonne peut devenir égale — et parfois même inférieure — au coût moyen minimum de la mine la plus favorisée par ses conditions de gisement et d'exploitation. Afin de pouvoir s'adapter constamment aux prix du marché et réaliser en tout état de celui-ci la rentabilité la plus élevée, toute mine doit donc pouvoir adapter progressivement son coût de production aux fluctuations de sa recette et doit ainsi développer structurellement sa production, jusqu'au niveau correspondant au coût minimum permis par la densité et la qualité de son gisement.

Cette production doit pouvoir être réalisée par l'exploitation des seuls chantiers nécessaires à une suffisante concentration des travaux et à une satisfaisante rentabilité des travaux de préparation à long terme, à l'exclusion de chantiers d'appoints à faibles rentabilités, dont le surcroît de charges d'exploitation est supérieur à la réduction de l'incidence des charges fixes des quartiers ou des étages où ils sont ouverts et entraîne ainsi un accroissement du coût moyen du fond. Indépendamment d'un développement suffisant des travaux du fond, la réalisation d'une telle production nécessite la disposition de puits et d'installations de surface ayant une capacité effective de production égale ou supérieure à l'extraction optimum nécessaire.

Une mine ainsi développée pourra, suivant le volume de la demande et le niveau de sa recette moyenne par rapport à son coût moyen minimum, réaliser une production égale ou supérieure à sa production optimum; un accroissement de cette dernière est en effet possible — grâce à des chantiers d'appoints — lorsque la capacité des puits et installations de surface excède celle requise par l'extraction optimum, ce qui est réalisable, dans une limite restreinte, sans accroissement notable du coût moyen.

Lorsque la conjoncture n'impose pas la réduction de la production à un niveau égal ou inférieur à la production optimum définie ci-dessous, une mine peut être exploitée suivant l'une des méthodes ci-après :

1° en ne réalisant effectivement que la production assurant le coût moyen minimum, ce qui correspond au bénéfice maximum par tonne mais n'assure pas la plus complète utilisation du gisement disponible et pourrait avoir pour conséquence une réduction du bénéfice total, si la capacité d'extraction et le volume de la demande permettaient un accroissement de production sans accroissement excessif du coût moyen;

2° en réalisant un surcroît de production dans des chantiers d'appoint, dont le coût de la tonne ajoutée va en croissant jusqu'à atteindre le coût marginal, égal au montant de la recette moyenne assurée par ces chantiers par les conditions du marché; l'importance de ce surcroît de production variera avec le nombre et l'exploitabilité des couches d'appoint disponibles; il en résultera une réduction du bénéfice par tonne et une augmentation du bénéfice total, puisque les dépenses supplémentaires nécessaires sont inférieures aux surcroîts de recette réalisés; cette méthode favorise en outre une plus complète utilisation du gisement et un meilleur amortissement des frais de préparation des quartiers et des étages;

3° en réalisant une part importante de la production dans des couches à faibles rentabilités, dont le coût de la tonne ajoutée peut être supérieur à la recette moyenne et excède ainsi le coût marginal; ce surcroît de production à coût élevé peut théoriquement atteindre un volume correspondant à une rentabilité nulle, ce qui n'est économiquement concevable que dans une mine ne disposant plus que de très faibles réserves de gisement, dont l'exploitation complète est nécessaire à un amortissement satisfaisant d'installations non récupérables;

4° en adoptant une répartition de la production intermédiaire soit entre la première et la deuxième méthode ci-dessus, soit entre la deuxième et la troisième; la première de ces combinaisons s'indique lorsque la capacité d'extraction ne permet pas d'accroître la production jusqu'au coût marginal de la tonne ajoutée; la seconde peut notamment être adoptée lorsqu'un mécanisme de compensation limi-

te temporairement la part de *bénéfice* laissée à la disposition de l'entreprise.

En pratique, les surcroîts de production réalisables au-delà de la production optimum seront toujours limités par la capacité effective d'extraction des puits et des installations de surface; en effet, lorsque la production réalisée est voisine de la capacité nominale de ces derniers, il en résulte des irrégularités d'extraction qui grèvent lourdement les coûts moyens de la totalité de la production et rendent ainsi indirectement très onéreux les suppléments de production réalisés. Lorsque la réduction du bénéfice ou l'économie du gisement doivent être temporairement recherchées et que la capacité d'extraction est insuffisante pour permettre un accroissement de production, le tonnage réalisable dans les conditions correspondant au coût minimum peut être réduit jusqu'à l'extrémité gauche du palier M; la différence d'extraction correspondant à la longueur de ce palier peut alors être réalisée à des coûts plus élevés, dans les conditions ci-dessus exposées. Dans ces conditions, la courbe d'évolution du coût moyen s'écarte du palier M et se relève à mesure que le coût de production des chantiers d'appoint grandit.

L'application des diverses méthodes ci-dessus dépend de la disposition — en toute conjoncture — d'une main-d'œuvre suffisante; le plus souvent la pénurie de cette dernière ne permettra pas l'accroissement de la production, laquelle devra ainsi être réalisée dans les conditions assurant le coût moyen minimum.

2. — Coûts marginaux.

Ainsi qu'il a été établi ci-dessus, chaque mine doit pouvoir réaliser une production optimum, correspondant à un coût moyen minimum. Lorsque, dans un marché donné, la demande et le prix d'un même produit vont en croissant, le nombre d'unités de production extrayant ce produit va également s'accroître à mesure que la production des premières unités devient insuffisante pour satisfaire la demande et que la hausse du prix assure la rentabilité de mines à coûts de production croissants. Si toutes les mines pouvaient être exploitées à des coûts constants, indépendants du volume de l'extraction, le développement d'un bassin ou d'un groupe de bassins — alimentant un marché en un même produit — se réaliserait par la mise en exploitation complète et successive des unités de production, dans l'ordre croissant de leurs coûts moyens. Dans un tel cas, la hausse du prix ne se manifestera que lorsque la demande excède la capacité limite de production de la dernière mine nécessaire; la hausse sera égale à l'écart existant entre le coût de production de cette dernière mine et celui de la mine qui la suit dans l'ordre croissant des coûts.

La structure des coûts de production de la plupart des mines, lesquels comportent une part importante de charges fixes et des charges proportionnelles croissantes, rend nécessaire la distinction entre le coût moyen de production et le coût de la tonne ajoutée. Lorsque ces deux coûts évoluent suivant les diagrammes des fig. 2, 3 ou 4, une mine peut économiquement intervenir sur le marché, tandis qu'une ou plusieurs autres peuvent encore accroître leur production sans réduire leurs bénéfices.

Lorsqu'une demande en expansion commence à pouvoir être satisfaite par un groupe de mines ayant déjà réalisé tous les investissements et préparations nécessaires à leur exploitation normale, l'intervention d'une de ces mines sur le marché sera économiquement possible dès que le prix du marché devient égal au surcroît de dépenses que cette mine doit consentir pour extraire les tonnes les plus économiques permises par son gisement, c'est-à-dire lorsqu'il atteint le coût le plus bas de sa tonne ajoutée. La première mine capable d'intervenir économiquement sur le marché sera celle dont ce coût sera le plus petit de toutes les unités en état de produire et aucune nouvelle variation de prix ne se manifestera tant que la demande restera inférieure à la production réalisable à ce coût; dès que le volume de la demande aura atteint cette production, tout accroissement nouveau aura pour conséquence une hausse du prix, lequel devra être porté au niveau du coût de la tonne ajoutée, le plus voisin de celui précédemment atteint; si ce coût est le coût minimum d'une autre unité de production, cette dernière interviendra sur le marché avant que la précédente soit en état d'accroître économiquement sa production. La variation du prix en fonction de la demande et l'intervention sur le marché des diverses mines en état de produire ne sont donc déterminées que par l'évolution des coûts de la tonne ajoutée de ces mines et non par l'évolution de leurs coûts moyens.

Une augmentation de la demande peut donc être satisfaite, successivement ou alternativement :

— soit par un accroissement de la production de certaines mines déjà en activité, cet accroissement étant économiquement réalisable, dès que le prix du marché devient égal au coût de la tonne ajoutée d'une partie de la production de l'une ou l'autre de ces mines et que ce coût est inférieur au coût minimum de la tonne ajoutée d'une mine supplémentaire;

— soit par la mise en production partielle d'une unité de production supplémentaire, laquelle est économiquement réalisable, dès que le prix du marché devient égal au coût de la tonne ajoutée de ses chantiers les plus rentables.

Une mine interviendra ainsi d'une façon discontinue dans la satisfaction de besoins croissants; elle ne cessera d'accroître sa production que lorsque le prix aura atteint le coût de la tonne ajoutée le plus élevé, correspondant à la capacité maximum de production réalisable dans les conditions de développement assurant un coût moyen minimum.

Lorsque le prix du marché s'élève d'une façon continue dans les limites de variation du coût de la tonne ajoutée d'une même unité de production, celui-ci présente ainsi deux valeurs marginales, que l'on peut qualifier de coûts marginaux d'intervention sur le marché; ces deux coûts sont les suivants :

1° le coût marginal d'intervention déficitaire qui est le coût de la tonne ajoutée le plus réduit des diagrammes II ou IIbis des fig. 2, 3 et 4; ce coût est

ici qualifié de « déficitaire » parce qu'il est inférieur au coût moyen correspondant et que la production qu'il rend économiquement possible est ainsi vendue à un prix ne couvrant pas les charges fixes d'exploitation, soit avec une perte égale à la différence des ordonnées des diagrammes II et III, correspondant à la production réalisée; lorsque le prix du marché coïncide avec ce coût, l'unité de production peut commencer à intervenir économiquement dans la couverture des besoins, avec une production maximum correspondant à ce coût; à mesure que le prix s'élève au dessus de ce coût, la perte par tonne diminue jusqu'à l'équilibre des résultats;

2° le coût marginal d'intervention bénéficiaire, égal au coût de la tonne ajoutée correspondant à la production maximum réalisable lorsque la mine a atteint un degré de développement structurel correspondant au coût moyen minimum; il peut être qualifié de « bénéficiaire », puisque — lorsque le prix de marché est égal à ce coût — la production réalisable par la mine peut être vendue avec un bénéfice par tonne, égal à la différence du coût de la tonne ajoutée et du coût moyen correspondant; tant que le prix de vente est inférieur à ce coût, la production de la mine peut s'accroître; dès qu'il lui est supérieur, la limite de production est atteinte, mais le bénéfice réalisé s'accroît, avec des coûts de production constants.

Si l'on connaît les diagrammes de variation du coût de la tonne ajoutée de toutes les mines approvisionnant totalement un marché, il est possible d'établir — en fonction de la variation du prix — l'ordre d'intervention de ces diverses mines dans l'approvisionnement de ce marché, ainsi que l'ordre dans lequel ces mines atteignent successivement la production correspondant à leur capacité maximum d'extraction. Il est également possible d'établir le diagramme d'évolution de la production économiquement réalisable dans l'ensemble de ces mines, en fonction de l'évolution du prix de ce marché. Ce diagramme est constitué par une succession de paliers; la largeur de chacun d'eux est égale à la production partielle réalisable avec un coût de la tonne ajoutée égal au prix du marché correspondant à l'ordonnée de ce palier. On obtient ainsi le diagramme I de la fig. 5, dans lequel il n'est tenu compte que de l'évolution du coût de la tonne ajoutée correspondant à une réduction de l'extraction, car ce diagramme doit surtout servir à établir la variation de la production en fonction de variations alternatives de la demande et des prix, tant vers la hausse que vers la baisse; il ne peut en effet exister une différence dans l'évolution du coût de la tonne ajoutée que lorsque l'accroissement de la demande coïncide avec un développement structurel de la production et non lorsqu'il s'agit d'une reprise de la demande après une régression de celle-ci. Il n'est pas non plus tenu compte des ondulations du diagramme de variation du coût de la tonne ajoutée, car celles-ci n'influencent pas l'instant d'intervention dans le marché de la production correspondante; cette intervention se produira toujours lorsque le prix aura atteint la valeur minimum d'une de ces ondulations.

Sur le diagramme I de la fig. 5 peuvent être repérés les deux coûts marginaux d'intervention de chaque mine et les productions correspondantes; il permet ainsi de déterminer l'incidence, sur la production du bassin et sur celle de chaque mine, d'une variation de la demande provoquant une variation du prix, dans l'hypothèse d'un fonctionnement correct et économique du mécanisme du prix, tant en fonction de la demande que dans son action sur la production.

Le caractère marginal des productions situées entre les limites des variations les plus fréquentes du prix, peut cependant être affecté par le fait qu'elles proviennent de mines déficitaires ou bénéficiaires; dans le premier cas, la mine sera hors d'état de résister — sans une aide extérieure — à l'action d'une réduction de prix, tandis que dans le second elle peut aisément résister à cette pression et maintenir des productions coûteuses, en entamant la marge bénéficiaire qui lui est assurée par la position favorable de son coût moyen par rapport au prix.

Le caractère marginal d'une production partielle ne dépend donc pas seulement du coût de la tonne ajoutée correspondant, mais aussi de la position — par rapport au prix — du coût moyen de la mine où elle est réalisée. En maintenant temporairement sur le marché une partie de sa production, même extraite à des coûts très supérieurs au prix, une mine bénéficiaire peut ainsi accentuer la baisse de prix provoquée par une réduction de la demande et forcer une mine marginale déficitaire à supporter une part plus importante de cette réduction.

La situation marginale d'une mine dans un marché dépend donc principalement de la position de son coût moyen minimum par rapport au prix; une mine restera bénéficiaire tant que ce prix sera supérieur à son coût moyen minimum; elle deviendra déficitaire dès que sa production devra être réduite en dessous de celle correspondant à l'extrémité gauche du palier M des diagrammes des fig. 2, 3 et 4; elle sera d'autant plus affectée par les variations de la demande et des prix, que son coût sera plus élevé et son palier M plus étroit; il convient de rappeler ici l'évolution différente du coût moyen, lorsqu'une mine est en développement structurel ou lorsqu'elle subit des variations alternatives de sa production : dans le premier cas le palier M est toujours plus large que dans le second.

Comme celui de la tonne ajoutée, le diagramme de variation du coût moyen d'une mine présente — par rapport au prix — les deux valeurs particulières suivantes :

1° un coût moyen correspondant à la rentabilité marginale, égal au coût minimum moyen; dès que la production ne peut être maintenue au niveau correspondant à ce prix, la perte va en augmentant à mesure que le prix se détériore; lorsque le prix est inférieur à ce coût, la mine est hors d'état de résister à la pression du marché;

2° un coût moyen correspondant à la capacité maximum de production; ce coût est supérieur au précédent si la mine peut réaliser des surcroîts de

production à des coûts de la tonne ajoutée supérieurs au coût moyen; c'est ce coût qui détermine le bénéfice de la mine, lorsque le prix du marché lui est supérieur et que la production maximum est réalisée.

Les coûts moyens de rentabilité marginale sont portés sur la fig. 5, sous forme du diagramme II, dans l'ordre croissant et en tenant compte des productions maxima correspondantes, de manière à établir leur influence sur la production d'un bassin soumis à des variations de la demande et des prix.

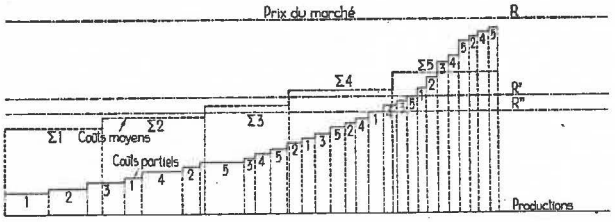


Fig. 5.

Si sur la fig. 5, nous traçons une horizontale d'ordonnée R, correspondant au prix le plus élevé atteint sur le marché, nous constatons que toutes les mines nécessaires à l'approvisionnement de ce marché sont bénéficiaires; si une réduction de la demande provoque une baisse de prix entraînant les abandons successifs, dans l'ordre décroissant de leurs coûts, de toutes les productions partielles non nécessaires à la couverture des besoins en réduction, le prix du marché va s'établir au niveau R' égal au coût de production des tonnes les plus coûteuses, nécessaires à la satisfaction de la demande minimum. Dans un tel état du marché et de la répartition de la production, les mines reprises sous les numéros 4 et 5 deviennent déficitaires, tandis que les trois autres restent en bénéfice; les deux premières réalisent encore un profit important, leur permettant éventuellement de maintenir leurs productions partielles déficitaires; s'il en était ainsi, les autres mines devraient réduire d'autant leur production et le prix du marché descendrait jusqu'au niveau R", rendant déficitaire une troisième mine et réduisant notablement le bénéfice des deux autres.

Les diagrammes de la fig. 5 font ainsi apparaître deux caractéristiques d'une production charbonnière soumise à des variations de la demande et des prix : son élasticité et le caractère marginal de certaines mines.

L'élasticité de production d'une mine est d'autant plus grande que sa production peut — sans rendre son exploitation déficitaire — s'accroître ou se contracter dans une plus forte mesure sous l'effet d'une variation de la demande et du prix; elle peut être formulée sous la forme Tv/Tm, dans laquelle Tm est la production optimum qui est une caractéristique technique de la mine et Tv est la production qui peut être supprimée sous la pression d'une baisse du prix, sans rendre l'exploitation déficitaire; cette élasticité est également une caractéristique technique de la mine et est indépendante du marché, car Tv est égal à la production maximum réalisable diminuée de la production minimum correspondant au coût moyen le plus bas.

L'élasticité du marché est différente de la précédente et présente deux caractéristiques distinctes : l'une qualitative qui est le rapport $\Delta T/\Delta R$, dans lequel ΔT est l'accroissement de production réalisable à la suite d'une augmentation ΔR du prix du marché; l'autre quantitative qui est le rapport T'v/T'm, dans lequel T'v est la production variant avec le prix du marché, tandis que T'm est la somme des productions optima de toutes les mines approvisionnant ce marché. Si toutes les mines avaient les mêmes caractéristiques d'exploitation, on aurait

$$\frac{T'v}{T'm} = \frac{Tv}{Tm}; \text{ on aurait } \frac{T'v}{T'm} = \frac{\Sigma\, Tv}{\Sigma\, Tm}$$

si toutes les mines, bien que d'élasticités différentes, avaient les mêmes coûts moyens minima. Lorsque ces derniers diffèrent — comme dans le cas de la fig. 5 — la production des mines à coûts réduits est complètement développée avant celle des autres et est moins affectée par une variation du prix; l'élasticité du marché ne dépend plus que des mines à coûts les plus élevés; la production susceptible de varier avec le prix comprendra toutes les productions partielles dont les coûts de la tonne ajoutée sont compris dans les limites de variation du prix, y compris une part de la production Tm des mines marginales, c'est-à-dire de celles dont le coût moyen minimum se situe dans les limites de variation du prix.

Dans un marché en constante expansion, la mine marginale est l'unité la moins rentable, dont la production est nécessaire pour satisfaire une demande croissante, dont l'action haussière a porté le prix à un niveau égal à son coût moyen de production.

Dans un marché soumis à de fréquentes fluctuations de la demande et des prix, les mines marginales sont celles qui ont leur coût moyen minimum situé entre les limites de variation du prix de ce marché; elles contribuent ainsi à accroître l'élasticité du marché et à réduire l'amplitude des variations de prix; elles ne peuvent toutefois subsister que si les variations de rentabilité, résultant des fluctuations du prix, permettent une compensation satisfaisante des pertes et des bénéfices enregistrés au cours d'un cycle normal d'évolution du marché.

La notion de marginalité dépend donc essentiellement du marché et de la rentabilité qu'il permet; celle-ci n'est pas seulement fonction des coûts techniques de production mais aussi de la dispersion du marché, de la composition et de la valorisation de la production et de l'évolution différente de la demande et des prix des diverses sortes qui la constituent. Avant d'entreprendre l'examen des mines marginales et de la variation de la production en fonction des prix, il est donc nécessaire d'établir la variation des résultats d'exploitation en fonction de tous les éléments susceptibles d'affecter les coûts et les recettes.

* * *

Différenciation du prix

L'évolution de la production en fonction du prix, telle qu'elle est exposée ci-dessus, est basée sur deux

hypothèses : l'une est le fonctionnement correct du mécanisme du prix, l'autre la limitation à un seul produit de l'extraction de toutes les mines et l'établissement d'un prix unique de ce produit dans toute l'étendue du marché approvisionné par ces mines, tant chez les producteurs que chez les utilisateurs.

La seconde de ces hypothèses n'est jamais réalisable dans un marché charbonnier, car toutes les mines ne sont jamais placées dans des conditions identiques par rapport aux centres de consommation, particulièrement de ceux où les accroissements de la demande se manifestent préalablement ou de façon prépondérante; d'autre part, la production des mines comporte des produits très divers, soumis à des variations différentes de la demande et des prix.

Prix-départ et prix-rendu.

Lorsque le *marché est stable*, les différences entre les coûts de transport créent des différences entre les prix d'un même produit, soit dans les divers centres de consommation, soit dans les diverses unités de production.

1°. — *1er cas.* Lorsqu'un unique centre de production alimente plusieurs lieux de consommation, le prix payé par le consommateur, ou prix-rendu, est la somme d'un même prix-départ, accru du coût de transport; le prix-rendu varie ainsi avec la distance virtuelle existant entre le centre de production et chaque centre d'utilisation.

2°. — *2me cas.* Lorsque plusieurs centres de production alimentent un unique centre de consommation, il existe un seul prix-rendu, tandis que le prix-départ varie avec le coût de transport; il existe — par rapport à ce centre de consommation — un prix de parité égal à la différence entre le prix-rendu et le coût de transport du centre de production ayant le coût de transport le plus réduit; dans un tel cas, aux écarts entre les coûts de production, résultant des différences entre les conditions de gisement, s'ajoute un facteur supplémentaire de différenciation des résultats d'exploitation, dus aux écarts de parité, c'est-à-dire aux différences entre le prix de parité et les divers prix-départ.

3°. — *3me cas.* Lorsque plusieurs centres de production alimentent concurremment plusieurs centres de consommation et qu'aucune mesure n'est prise pour corriger les différences existant entre les coûts de transport, il existe un prix-rendu pour chaque centre de consommation, puisque c'est dans ce centre que se manifestent la demande et l'offre qui déterminent ce prix; chacun des centres de production a une aire économique de dispersion dont l'étendue est fonction des coûts de transport vers les divers centres de consommation et des différences existant entre son coût de production et ceux des autres centres de production; par rapport à chaque centre de consommation, il existe un prix de parité établi comme ci-dessus. Chaque centre de production va répartir son extraction entre les centres de consommation pour lesquels son prix-départ est maximum, c'est-à-dire entre ceux pour lesquels la différence entre le prix de parité et l'écart de parité est la plus élevée; si toute sa production ne peut être écoulée au prix-départ maximum, il devra consentir des rabais de zone sur ce prix-départ, de manière à avoir accès sur des centres de consommation moins avantageux. Dans un même centre de production, il peut ainsi exister plusieurs prix-départ, établis en fonction des prix et écarts de parité des divers centres de consommation nécessaires à l'écoulement de la production économiquement réalisable. Chaque centre de production peut être ainsi scindé en plusieurs centres partiels, ayant chacun un prix-départ et un centre de consommation qui lui sont propres; chaque centre de consommation est ainsi approvisionné par des centres complets ou partiels et forme avec ceux-ci un marché particulier analogue à celui du 2me cas ci-dessus.

Lorsqu'une *variation de la demande* se manifeste, elle affecte préalablement le prix-rendu de chaque centre de consommation et les effets de cette variation se manifestent différemment dans les divers centres de production.

1° Dans le *1er cas*, si la variation du prix a la même amplitude relative dans tous les centres de consommation, son effet sur la production est le même que celui exposé ci-dessus dans l'examen des coûts de production. Si l'amplitude de la variation de la demande diffère dans les divers centres de consommation, il se produit une modification dans la répartition de la production entre ces centres. L'effet de l'accroissement de la demande peut se limiter à cette modification; dans ce cas la production de la mine est inchangée, mais sa marge bénéficiaire est accrue; si une différence dans la répartition ne suffit pas au rétablissement de l'équilibre de l'offre et de la demande, la production devra être accrue, mais dans une mesure moindre que s'il n'y avait qu'un unique prix de marché, agissant sur la production suivant le mécanisme exposé plus haut, notamment à la fig. 5.

2° Dans le *2me cas*, la variation de la demande affectera différemment les divers centres de production, suivant les différences existant entre leurs écarts de parité et leurs degrés d'élasticité; son action serait comparable à celle reproduite à la fig. 5, si les coûts des productions partielles et les coûts moyen minima y étaient accrus de l'écart de parité du centre de production correspondant.

3° Dans le *3me cas*, l'action d'une variation de la demande, ayant la même amplitude relative dans tous les centres de consommation, est analogue à celle exposée au 2° ci-dessus, puisqu'elle n'entraîne aucune modification des aires de dispersion et qu'ainsi chaque centre de consommation peut être considéré comme agissant isolément sur les centres partiels de production qui l'alimentent. Si au contraire les amplitudes des variations sont différentes, leur action sur la production sera comparable à celle exposée au 1°; il se produira ainsi des modifications dans la répartition des productions entre les différents centres de consommation; ces transferts affecteront la répartition du marché entre les centres partiels d'un même centre et entre les centres de production eux-mêmes.

La différenciation entre les prix-départ et les prix-rendus, n'altère donc pas le mécanisme de l'action d'une variation de la demande et du prix sur

la production des mines, tel qu'il est exposé dans les commentaires de la fig. 5; il est toutefois nécessaire de tenir compte, dans les divers coûts, de l'écart de parité de chaque centre de production par rapport à son centre de consommation et d'un éventuel fractionnement d'une unité technique de production en unités partielles d'écoulement.

L'intervention des écarts de parité peut réduire ou accroître la dispersion des coûts de production ainsi modifiés et fait surgir un facteur de marginalité supplémentaire, car le caractère marginal d'une mine dans un marché ne dépendra plus seulement de son coût moyen minimum, tel qu'il a été défini ci-dessus, mais aussi de son éloignement relatif des centres de consommation et des modifications que les fluctuations du marché imposeront à la répartition de sa production — à des prix-départ différents — entre divers centres de consommation.

Différenciation qualitative des prix.

Ce qui détermine la rentabilité d'une mine et l'intervention économique de sa production sur un marché, ce n'est pas seulement ses coûts de production, même modifiés comme dit ci-dessus par les écarts de parité, mais aussi la recette nette par tonne qu'elle peut obtenir d'un ensemble de produits, très divers sous le rapport des qualités, des usages et des prix.

Dans la plupart des bassins de la Communauté, le coût de production et la valeur de celle-ci ne dépendent pas de la nature de l'extraction brute, mais d'une production nette résultant du triage et de l'épuration de celle-ci et en fonction de laquelle sont établis tous les éléments du coût et de la recette par tonne. Toutefois, la composition de l'extraction brute aura une incidence indirecte marquée sur la valeur de la production nette, car la propreté et la granulation de celle-ci dépendront principalement de la teneur en stérile du brut et du broyage provoqué — au cours de toutes les manutentions du brut — par la présence dans ce dernier d'une proportion plus ou moins élevée de pierres dures et de gros calibres.

La valeur d'une production dépendra ainsi du rapport existant entre les extractions brute et nette, lequel tend à s'accroître :

1° dans les gisements les plus pauvres, dans lesquels une part importante de l'extraction doit être réalisée dans des couches sales ou minces;

2° dans les gisements les plus dérangés ou les plus profonds, où les pressions de terrain sont élevées et provoquent la dislocation des épontes au voisinage des fronts d'abatage;

3° dans les exploitations les plus mécanisées, où un abattage sélectif des houilles et des stériles d'une même couche est difficile et où un triage immédiat des produits abattus est moins réalisable.

La valeur de la production nette dépendra de sa répartition suivant les catégories et les sortes; dans les bassins belges, la catégorie dépend de la teneur en matières volatiles du produit; la sorte est déterminée soit par sa granulation, soit par la nature et l'importance de sa teneur en matières inertes. Pour certaines sortes le prix est établi en fonction d'un prix de base, correspondant à la valeur d'un produit type, ayant des teneurs en cendre et en eau déterminées; la valeur de vente d'un produit quelconque de cette sorte est égale à ce prix, corrigé par une « réfaction »; cette réfaction est une réduction de prix lorsque les teneurs réelles sont supérieures à celles indiquées au barème des prix; elle majore le prix lorsque les teneurs réelles sont inférieures à ces dernières; le taux de réfaction est différent pour l'eau et pour la cendre, il peut aussi varier avec l'importance de la teneur en cendre.

Suivant la teneur en stériles de ses produits partiels ou sortes, la production nette peut être scindée en deux parties :

1° les produits marchands, comprenant tous les charbons triés ou épurés, ainsi que certains produits bruts à faibles teneurs en cendre;

2° les bas-produits, comprenant des produits bruts cendreux, les mixtes à fortes teneurs en cendre ou en eau, obtenus au cours des opérations d'épuration et certains résidus de ces opérations, tels que les schlamms.

De par leur qualité, les premiers sont constamment vendables sur un marché étendu, même à grande distance des mines; le marché des seconds — moins économiquement transportables — est plus restreint; lorsqu'ils constituent un pourcentage notable de l'extraction, leur écoulement régulier n'est assuré qu'en période de pénurie.

La valeur par tonne de ces diverses sortes et l'amplitude des fluctuations de leurs prix, varient suivant leur nature, leur calibre et leurs utilisations. Sous ce rapport, il est nécessaire de distinguer entre les utilisations exclusives de certaines sortes et l'utilisation générale ou indifférente de toutes les sortes.

Les utilisations exclusives sont celles exigeant des propriétés particulières qui ne se rencontrent que dans un nombre limité de sortes; telles sont notamment l'utilisation domestique dans certains types de foyers ne pouvant être alimentés qu'au moyen de classés maigres ou 1/4 gras et la carbonisation en vue de l'obtention du coke sidérurgique, exigeant des charbons ayant — entre autres propriétés — une teneur en matières volatiles comprise entre certaines limites et un pouvoir agglomérant satisfaisant.

L'utilisation générale est celle où le charbon intervient comme source d'énergie, dans des conditions n'imposant qu'un certain pouvoir calorifique utile, mais ne posant aucune exigence sous le rapport des catégories ou des sortes.

Lorsqu'une utilisation exclusive crée une demande correspondant au volume de toute la production des sortes qu'elle exige, le prix de ces sortes est uniquement fonction de cette demande; il peut ainsi s'établir à un niveau sensiblement plus élevé que celui des prix des autres sortes et est pratiquement indépendant de ces derniers; tel est le cas de certains calibres maigres. Lorsqu'au contraire, le besoin correspondant à une utilisation exclusive est réduit par rapport à la production des sortes correspondantes, les prix de celles-ci ne sont pratiquement pas affectés par l'existence et les variations de

ce besoin, mais dépendent de la demande créée par l'utilisation générale. Dans ce cas, le prix s'établit en fonction de cette utilisation prépondérante, c'est-à-dire sans égard à la catégorie et au calibre, mais en tenant compte de la teneur en matières inertes.

La carbonisation est une utilisation particulière moins exclusive, mais plus importante, que celle de certains calibrés maigres; sa demande subit de grandes variations conjoncturelles, dont les accroissements ne peuvent être satisfaits qu'en recourant à d'autres sortes que celles normalement utilisées; ces autres sortes peuvent être, soit de la même catégorie que la fine à coke standard mais de plus gros calibres et devant être concassées avant enfournement, soit d'autres catégories utilisables après mélanges préalables.

Suivant leurs utilisations — exclusives ou générales — les diverses catégories et sortes de charbon peuvent être classées en trois groupes principaux :

1° Les produits n'ayant pas d'utilisations exclusives prépondérantes et principalement utilisables comme source d'énergie dans des centrales thermiques; tels sont notamment les bas-produits de toutes les catégories, ainsi que les fines non cokéfiables et non agglomérables pour usages domestiques; étant donné l'évolution probable de l'utilisation énergétique du charbon, les produits calibrés n'ayant plus d'utilisations exclusives rentreront progressivement dans ce groupe et perdront de plus en plus les avantages de prix qu'ils détenaient anciennement par rapport aux produits fins ayant un même pouvoir calorifique utile; les prix des sortes ressortissant à ce groupe deviendront ainsi étroitement dépendants les uns des autres et s'aligneront sur celui de la sorte prépondérante, avec des écarts variant suivant les différences de teneurs en inertes, la nécessité éventuelle d'un concassage et les facilités de transport ou de manutention.

La demande créée par cette forme d'utilisation dépend de la demande totale d'énergie, laquelle est soumise à des variations qui sont les résultantes d'une tendance permanente vers l'accroissement des besoins et de fluctuations conjoncturelles de ces derniers. Ces fluctuations sont relativement peu importantes, mais portent principalement sur les besoins de charbons, tandis que — jusqu'à présent — les accroissements durables ont été principalement satisfaits par des produits de substitution du charbon, tels que certains produits pétroliers, les gaz naturels et l'énergie hydraulique; prochainement s'ajoutera à ces derniers l'énergie thermo-nucléaire. La concurrence croissante de ces formes d'énergie réduit fortement les hausses de prix que devraient normalement provoquer les accroissements conjoncturels ou permanents de la demande tandis que la tendance constante à l'accroissement de celle-ci atténue les baisses de prix provoquées par une réduction conjoncturelle des besoins. Il en résulte que les produits de ce groupe sont soumis à de moindres fluctuations conjoncturelles des prix, mais que ces derniers subissent une très forte pression des produits de substitution; jusqu'à présent, les prix de ces sortes ont cependant pu suivre — dans une assez large mesure — le mouvement ascendant de ceux des autres produits, ces hausses étant compensées par les réductions des consommations spécifiques dans les principaux secteurs d'utilisation énergétique.

A mesure que ces réductions rapprocheront les consommations spécifiques de leurs limites techniques et économiques et que l'évolution des besoins réduira l'importance des utilisations exclusives de certains de leurs produits, les mines extrayant principalement des charbons de ce groupe pourront de moins en moins s'adapter aux accroissements des coûts, résultant inéluctablement de la détérioration progressive de leurs gisements et de la hausse relative des charges salariales, éléments affectant moins les produits concurrentiels dans le domaine de la génération d'énergie; elles ne pourront donc s'adapter aux conditions nouvelles du marché et des coûts que par des améliorations techniques, réduisant l'importance relative des charges les plus affectées par des hausses permanentes ou conjoncturelles; ne subsisteront ainsi que les mines dont les conditions de gisement favorisent une grande concentration des chantiers et une mécanisation intensive des travaux; l'élimination des mines inadaptables sera d'autant plus rapide que, dans un tel marché, le maintien d'un certain nombre de mines marginales se justifie moins que parmi les producteurs dont les sortes subissent d'importantes variations conjoncturelles de la demande; par contre, la valeur de leurs produits ne dépendant principalement que de leur pouvoir calorifique, ces mines bénéficieront entièrement des réductions réalisables de leurs coûts de production, ces dernières n'étant pas compensées par une détérioration de la valeur de certains produits, résultant fréquemment de la mécanisation des opérations d'abattage et de transport.

2° Les calibrés maigres et 1/4 gras et certains agglomérés maigres peu cendreux, principalement consommés dans des foyers domestiques où ils ne sont pratiquement pas remplaçables par d'autres types de combustibles.

Ces produits sont en pénurie constante sur le marché de la Communauté et leur demande n'est pratiquement pas affectée par des variations conjoncturelles. Leurs prix sont assez stables et relativement très élevés; la recette moyenne de leurs producteurs est ainsi fonction de la proportion de ces sortes dans leur extraction nette; ces producteurs pourront mieux s'adapter à l'aggravation progressive de leurs coûts par un accroissement de leurs prix, plutôt que par des améliorations techniques des opérations d'extraction, susceptibles de détériorer la granulation de leur production, réduisant ainsi leurs recettes dans une mesure plus forte qu'elles ne réduisent leurs coûts. Par suite de la pénurie d'une part importante de leurs produits, ces mines peuvent constamment être exploitées dans les conditions les plus favorables à la réalisation des coûts minima et des profits maxima; la stabilité relative de la demande réduit le nombre des mines marginales nécessaires.

3° Les charbons cokéfiables, qui comprennent, non seulement les catégories et sortes convenant le mieux et normalement utilisées à la cokéfaction, mais aussi tous les produits techniquement et éco-

nomiquement susceptibles d'être enfournés, soit directement, soit après un traitement ou des mélanges appropriés. Leur utilisation est ainsi moins exclusive que celle des produits du groupe précédent, mais la concurrence des produits de substitution du charbon y est pratiquement inexistante, tant qu'elle correspond aux besoins en coke sidérurgique.

Dans ce groupe, la demande est fonction d'une tendance permanente à l'accroissement — peu affectée par une réduction des consommations spécifiques — et d'importantes variations conjoncturelles; les accroissements des besoins, qui résultent d'une action conjuguée de ces mouvements, sont élevés; ils ne peuvent être satisfaits que par des accroissements de production ou des transferts de consommation, exigeant des hausses de prix dont l'importance varie suivant l'élasticité de production des mines et les besoins d'autres secteurs industriels, recevant — en vue d'autres utilisations — certains produits cokéfiables. Par contre la réduction conjoncturelle des besoins aura pour conséquence une baisse des prix d'autant plus forte que les transferts antérieurs de consommation — le plus souvent irréversibles — auront été importants. La fréquence et les amplitudes de ces variations conjoncturelles, jointes à l'évolution de l'utilisation à des fins énergétiques, auront progressivement pour effet de constituer une classe de producteurs, dont les produits marchands seront presque exclusivement réservés à la cokéfaction. A mesure que cette évolution approchera de son terme, les variations de la demande exigeront le maintien en activité d'un nombre croissant de mines marginales, c'est-à-dire de mines dont la limite de rentabilité se situera dans le champ de variation des prix de leurs produits; par contre, la recette moyenne de cette classe de producteurs dépendra moins du pourcentage de produits calibrés, ou de leur rendement en gros, mais principalement de la propreté des produits fins et de l'efficacité des moyens d'épuration, notamment de la possibilité de réduire la production des bas-produits résultant de leur utilisation; il sera ainsi possible d'améliorer techniquement les rendements et les coûts, sans affecter la valeur moyenne de la production, et d'accroître l'élasticité de l'extraction par un surcroît de mécanisation, rendu économiquement réalisable en cas de pénurie simultanée de charbon et de personnel.

* * *

A cette répartition des sortes en trois groupes principaux — créant une certaine indépendance dans la formation et la fluctuation des prix — correspond donc un classement des mines, dont la netteté ira en se précisant à mesure de l'évolution probable des diverses utilisations du charbon et de l'aggravation des coûts résultant à la fois de la détérioration des gisements et de l'amélioration progressive du niveau de vie.

Les mines dont la recette est déterminée par les sortes n'ayant pas d'utilisations exclusives ou particulières, bénéficieront moins que les autres des hausses de prix que pourraient provoquer les accroissements conjoncturels ou permanents de la demande, les besoins nouveaux d'énergie étant en majeure partie satisfaits par des produits de substitution; elles devront donc compenser une part importante des hausses des éléments principaux de leurs coûts, par des améliorations de rendement, facilitées par la nature de leur production prépondérante. Les producteurs de charbons maigres à usages domestiques, ayant une proportion suffisante de produits classés, pourront ajuster leurs recettes aux variations de leurs coûts. Les mines produisant des charbons cokéfiables subiront d'importantes variations de leurs résultats d'exploitation, mais le libre jeu de la demande et des prix peut assurer à tous les producteurs, nécessaires à l'approvisionnement du marché, une recette suffisante pour équilibrer leurs résultats, malgré les hausses des coûts de production.

L'évolution très différente de la demande et des prix des diverses sortes de produits influencera donc différemment la rentabilité moyenne d'une mine et l'économicité d'une de ses productions partielles. L'intervention d'une de ces dernières sur le marché ne dépendra pas seulement de son coût particulier de la tonne ajoutée, même complété par un éventuel écart de parité, mais aussi de la valeur propre de cette production, laquelle pourra différer de la valeur moyenne de la production totale de la mine. Avant de réaliser — dans une catégorie de produits — une production supplémentaire nécessitée par l'accroissement des besoins, il importe donc de rapprocher le coût supplémentaire de cette production, du montant réel du supplément de recette ainsi réalisé.

La conduite économique d'une mine n'exige donc pas seulement la connaissance des coûts moyens et partiels, mais aussi une évaluation suffisamment précise de la valeur de la production des divers chantiers ou des diverses couches. La connaissance de cette valeur est d'autant plus nécessaire que les chantiers supplémentaires, ouverts à la suite d'un accroissement temporaire de la demande, sont généralement entrepris dans des couches d'appoint, où de tels chantiers n'exigent pas d'investissements supplémentaires, mais donnent une production très différente de celle déjà réalisée.

La rentabilité d'une mine et son adaptation aux fluctuations du marché et des prix, tant des produits vendus que des éléments du coût de production, ne dépend pas seulement de l'adaptation de ses coûts de production, mais aussi de modifications dans la répartition de sa production entre les sortes et d'une meilleure valorisation de certains produits extraits; il en résulte qu'une réduction de production ne doit pas nécessairement avoir pour conséquence la fermeture des chantiers dont les coûts de la tonne ajoutée sont les plus élevés, mais doit aussi être réalisée en tenant compte de la valeur nouvelle acquise par les productions partielles, à la suite de la modification du marché, et d'une éventuelle facilité de stockage que présentent les sortes prépondérantes dans certaines de ces productions. De même l'adaptation à une réduction des prix de certaines sortes — résultant notamment d'une modification de leurs utilisations exclusives — doit être recherchée dans la valorisation de certaines autres, plutôt que dans une difficile

réduction des coûts ou d'irrémédiables abandons des gisements les moins rentables.

A la grande dispersion des coûts moyens de production des mines — résultant des conditions très différentes de leurs gisements — la diversité qualitative des extractions nettes ajoute une dispersion — plus grande encore — des recettes moyennes par tonne ainsi que des différences dans la régularité des écoulements et l'adaptation aux variations conjoncturelles du marché.

* * *

Dispersion et variation des résultats d'exploitation

La dispersion des résultats d'exploitation — différences entre les recettes et les coûts totaux d'une tonne des diverses productions totales ou partielles — est la résultante de la dispersion de ces recettes et de la dispersion de ces coûts, ces derniers étant éventuellement complétés par les écarts de parité des productions vendues dans des centres de consommation éloignés des mines. Le plus souvent ces écarts de parité atténuent la dispersion des coûts, tandis que les dispersions des coûts et des recettes compensent ou conjuguent leurs effets sur la dispersion des résultats, suivant la nature et les utilisations des productions des diverses mines.

L'évolution des coûts et des recettes et leurs effets compensatoires ou cumulés sur la marge de dispersion des résultats d'exploitation variant fortement avec la nature des productions prépondérantes, il est nécessaire de classer les mines en tenant compte de ces dernières et d'examiner, dans chaque groupe ou sous-groupe, l'importance de la dispersion, ses effets et ses variations en fonction des besoins et des prix.

Si nous réunissons dans un sous-groupe toutes les mines soumises aux mêmes conditions de marché et ayant une même recette moyenne — due à une répartition semblable de la production entre les sortes — nous pouvons établir des diagrammes comparables à ceux donnés à la fig. 5, montrant la répartition de la production en fonction des coûts de la tonne ajoutée et des coûts moyens minima et permettant ainsi de suivre l'évolution de la production et de la rentabilité en fonction des prix. Ces diagrammes diffèreraient cependant de ceux de la fig. 5 sur deux points : les coûts tiendraient compte d'éventuels écarts de parité, tandis que le prix du marché serait la résultante des prix des diverses sortes; ces modifications pourraient provoquer des déplacements dans l'échelonnement des productions partielles, mais n'affecteraient pas l'allure des diagrammes, laquelle serait identique à celle de ceux de la fig. 5.

Les divers diagrammes ainsi établis comme ci-dessus pour plusieurs sous-groupes distincts, tous identiquement affectés par les variations du marché mais ayant des recettes moyennes ou partielles différentes, peuvent être groupés en déduisant des divers coûts les écarts existant entre la recette minimum R et les diverses recettes des productions partielles ou totales correspondantes; les coûts fictifs ainsi obtenus permettraient de classer les productions suivant leur rentabilité et de préciser celle-ci en fonction de la recette minimum R et de l'évolution de cette dernière en fonction de la demande. Le classement des productions totales et partielles indiquées dans les diagrammes de la fig. 5 serait à nouveau modifié, mais l'allure des diagrammes ainsi établis serait identique à celle des précédentes; les diagrammes nouveaux permettraient de suivre l'évolution de la production en fonction des variations de R en se basant non plus sur les coûts, mais sur la résultante des coûts, des recettes et des écarts de parité qui détermine les résultats d'exploitation des diverses productions.

Malgré les différenciations des prix et des coûts indiquées ci-dessus, les conclusions tirées des diagrammes de la fig. 5 peuvent donc être appliquées à toutes les mines également affectées par les variations du marché, c'est-à-dire pratiquement à celles appartenant à l'un des trois groupes définis ci-dessus.

Pour suivre l'évolution de la production et de la rentabilité de ces mines en fonction des variations de prix dues à la conjoncture, il est cependant nécessaire de tenir compte des variations conjoncturelles de la plupart des éléments des coûts de production. Une conjoncture ascendante a toujours pour conséquence des hausses des matériaux de consommation et des salaires qui affectent lourdement les charges proportionnelles et certaines charges fixes. Il en résulte des augmentations notables des coûts moyens et surtout des coûts de la tonne ajoutée de toutes les mines et particulièrement de celles dont les charges proportionnelles sont relativement les plus élevées.

Il importe ici de faire une distinction entre la valeur effective des charges fixes et certaines estimations faites en vue de rendre plus comparables les prix de revient des entreprises; dans ces estimations, on ajoute aux charges proportionnelles et aux charges fixes actuelles de chaque mine, un montant d'amortissement correspondant à des immobilisations anciennes, mais calculé sur base de la valeur du jour à l'état neuf des installations correspondantes; lorsqu'ils sont ainsi établis, les coûts des diverses entreprises sont non seulement plus comparables, mais sont aussi plus également affectés par les variations conjoncturelles des prix; il en résulte que ces dernières ne modifient pratiquement pas la position relative des coûts moyens des différentes productions.

De telles estimations des coûts ne peuvent toutefois pas être retenues pour comparer les possibilités d'adaptation d'une mine, soit à des variations des prix de vente, soit à celles des prix des éléments des dépenses actuelles intervenant dans les coûts. Parmi les dépenses déjà consenties pour le plein développement structurel d'une mine, certaines ne doivent pas être renouvelées avant épuisement complet du gisement et sont pratiquement irrécupérables en cas d'abandon prématuré de la mine avant leur complet amortissement; quelle que soit leur importance, elles n'influenceront donc, ni le moment de l'intervention économique sur le marché d'une production partielle qu'elles permettent ce-

pendant de réaliser, ni les variations conjoncturelles des coûts réels par les fluctuations éventuelles de leur valeur du jour à l'état neuf; même les installations qui doivent être renouvelées ne peuvent être estimées à cette dernière valeur lorsqu'il s'agit de comparer les variations conjoncturelles de plusieurs mines ayant des charges anciennes très différentes, puisqu'il n'est pas certain, ni même probable, que ces renouvellements seront réellement effectués à cette valeur.

Il en résulte que les mines seront différemment affectées par les variations conjoncturelles des coûts, ces dernières pouvant empêcher l'intervention économique de certaines productions sur le marché, malgré la hausse de leurs prix, et pouvant réduire notablement la marge bénéficiaire assurée à certaines mines marginales par une conjoncture favorable.

Les différences dans les variations conjoncturelles des charges proportionnelles d'une part et de certaines charges fixes d'autre part, auront pour effet de modifier l'allure de la courbe de variation du coût moyen d'une unité de production; en conjoncture ascendante, provoquant une hausse des coûts, cette courbe va s'élever et se creuser davantage par réduction de la largeur du palier M; en conjoncture défavorable, ce palier va au contraire s'élargir; l'amplitude de ces mouvements sera d'autant plus grande que les charges proportionnelles seront relativement plus importantes.

Ces mouvements n'affecteront pas profondément les courbes des variation des coûts ou des résultats d'exploitation des mines d'un même groupe, en fonction de la demande et des prix. Compte tenu des modifications résultant des écarts de parité et des différences de recette par tonne, les productions soumises à des mêmes variations de prix évolueront encore suivant des diagrammes ayant la même allure que ceux de la fig. 5; toutefois un accroissement conjoncturel des coûts aurait pour effet d'accentuer le redressement de la partie droite du diame I de la fig. 5, correspondant aux productions partielles les plus coûteuses et par suite les plus fortement affectées; il provoquerait aussi un relèvement plus prononcé des coûts moyens minima des mines les moins avantagées par les conditions naturelles de leur gisement et ayant ainsi une part plus importante de charges influencées par les hausses conjoncturelles.

Lorsqu'un accroissement de la demande de charbon ne peut être satisfait que par une augmentation de production nécessitant une hausse de prix, cette dernière sera ainsi d'autant plus forte que l'accroissement conjoncturel des coûts sera plus important, puisqu'elle doit avoir pour conséquence de porter le prix du marché au-dessus des coûts — les plus fortement accrus — de productions partielles de plus en plus coûteuses. Par contre, en cas de réduction de la demande coïncidant avec une forte récession économique, la réduction éventuelle des coûts accentue la baisse du prix, tout en facilitant l'adaptation des mines aux conditions nouvelles du marché.

Les diagrammes de la fig. 5, modifiés comme dit ci-dessus, permettent donc de suivre l'évolution de la production et des résultats d'exploitation, dans un marché pleinement concurrentiel, où aucune mesure ne vient entraver la libre adaptation du prix aux variations de la demande. Leur examen permet ainsi de constater que la position du coût moyen fictif de rentabilité marginale, par rapport à la recette R ou R', place certaines mines dans une position marginale, tandis que d'autres conservent une marge bénéficiaire importante, due uniquement aux avantages naturels de leur gisement — influençant favorablement et simultanément la modicité de leurs coûts et l'élévation de leurs recettes — ou à leur situation géographique favorable par rapport aux principaux centres de consommation; l'importance et la permanence de cette marge bénéficiaire, constituant la rente foncière de la mine, dépendent — dans une large mesure — de la nécessité de maintenir en état de production un certain nombre de mines marginales, nécessaires à l'approvisionnement régulier du marché et dont le nombre sera d'autant plus élevé — et par suite les écarts de rentabilité plus grands — que les fluctuations conjoncturelles des besoins seront plus importantes.

Les mines dont les coûts moyens minima se situent à l'extrémité montante du diagramme de ces coûts peuvent être classées en deux groupes :

1° les mines *infra-marginales*, dont le coût moyen minimum reste constamment au-dessus du prix R, atteint dans les conditions les plus favorables du marché, ou se situe en dessous de ce prix mais à un niveau trop élevé pour réaliser, en conjoncture très favorable, des bénéfices suffisants pour compenser les pertes subies au cours des autres périodes; lorsqu'elles ont atteint leur plein développement structurel, ces mines ne peuvent être maintenues en activité sans une aide extérieure, si un accroissement probable des besoins ou une ultérieure amélioration des conditions d'exploitation ne permettent pas d'espérer une amélioration durable de leur rentabilité; l'activité de certaines de ces mines reste toutefois possible, pendant une durée limitée, lorsqu'elles ne nécessitent plus aucune dépense d'investissement ou de renouvellement de leurs installations et que leur coût effectif de production ne comprend plus ainsi aucune charge d'amortissement ou de maintenance;

2° les mines *marginales*, dont le coût moyen minimum se situe entre les limites de variation du prix et qui sont à même, grâce à cette variation, d'équilibrer leurs résultats d'exploitation ou de réaliser un bénéfice pendant la durée d'un cycle économique; ces mines sont ainsi nécessaires à l'approvisionnement régulier du marché et les fluctuations du prix résultent de la nécessité de permettre, à la moins favorisée d'entre elles, de compenser ses profits et ses pertes pendant la durée du cycle; le nombre et l'importance de ces mines marginales varieront avec l'amplitude des fluctuations de la demande et des prix, c'est-à-dire suivant le groupe de producteurs, lorsque ceux-ci sont classés en tenant compte des utilisations prépondérantes de leurs produits.

A l'autre extrémité du même diagramme se situent les mines bénéficiant d'une rente foncière élevée; toutes les mines étant supposées pleinement

développées et exploitées dans les conditions réalisant le coût moyen minimum, cette rente n'est due qu'à des avantages naturels, indépendants de la gestion et de l'équipement des entreprises.

* * *

Le choix d'une politique charbonnière

Toute politique charbonnière doit tenir compte de caractéristiques géologiques, techniques et économiques qui peuvent être résumées comme suit :

1. — Dans toute la Communauté, la nature des gisements ainsi que les méthodes d'accès et d'exploitation permettent de faire varier — dans d'assez larges limites — la qualité et le volume de l'extraction, sans exiger des suppléments importants d'investissements et de charges fixes; il est également possible d'y répartir différemment l'extraction de manière à faire varier fortement l'importance des charges proportionnelles intervenant dans les coûts de production.

2. — L'approfondissement progressif des travaux et l'épuisement relatif de certains gisements ont pour conséquence d'accroître les difficultés d'exploitation et le rapport entre les extractions brute et nette; il en résulte des coûts croissants de production, malgré les améliorations techniques et les accroissements de productivité qui en résultent; cette tendance à l'accroissement des coûts est encore accentuée par la hausse relative des salaires des ouvriers du fond, résultant des difficultés de recrutement dues à une plus grande amélioration des conditions de travail dans les industries non extractives.

3. — Pour être exploitée dans les conditions les plus favorables à sa rentabilité et à son aptitude d'adaptation au marché, une unité de production doit être structurellement développée jusqu'à la réalisation d'une capacité de production optimum, correspondant à son coût moyen minimum; l'importance de cette production et des investissements qu'elle exige varie avec la qualité et la densité du gisement exploité; il existe ainsi une limite économique au développement structurel d'une unité de production et toute réduction de la densité du gisement rendu économiquement exploitable aura pour conséquence de réduire la production optimum.

4. — Les caractéristiques très différentes des diverses couches simultanément exploitées dans une même unité de production ont pour conséquences des différences entre les coûts et les valeurs des productions des divers chantiers; la rentabilité de ces derniers va en décroissant à mesure de la saturation progressive de la capacité de production; lorsque la production optimum doit être dépassée, l'ouverture des chantiers supplémentaires exige des surcroîts de dépenses propres, supérieurs au coût moyen et provoque ainsi le relèvement de ce dernier.

5. — Dans la plupart des unités de production, le coût moyen est la résultante de charges fixes, dont l'incidence par tonne décroît constamment à mesure que la production augmente, et de charges proportionnelles, croissant avec la production lorsque l'augmentation de celle-ci exige l'ouverture de chantiers de rentabilités décroissantes. Le coût moyen diminue ainsi tant que la production s'accroît jusqu'à sa valeur optimum; il reste constant lorsque la production varie dans les limites du palier M (fig. 2, 3 et 4), déterminant le « tempérament » de la mine, c'est-à-dire, l'importance de la variation de production réalisable à coût constant; au-delà de ce palier, le coût moyen s'accroît faiblement, dès que la courbe d'évolution du coût de la tonne ajoutée recoupe celle du coût moyen. Il en résulte que le coût moyen peut s'accroître lorsque la production croît au-delà de la production optimum; par contre, il croît très rapidement lorsque la production doit être réduite en dessous du volume correspondant à l'origine du palier M.

6. — L'élasticité de production d'une mine est d'autant plus grande que sa capacité limite d'extraction excède sa production optimum et que son « tempérament » est plus large. L'élasticité de production d'un marché n'est pas la résultante des élasticités de toutes les mines qui l'alimentent, mais bien de celles dont les productions totales ou partielles sont les plus coûteuses; la valeur qualitative de cette élasticité — rapport de la variation de production à la variation de prix qui la provoque — est d'autant plus réduite qu'une variation conjoncturelle du prix est accompagnée d'une plus grande variation conjoncturelle des coûts; sa valeur quantitative — rapport de l'accroissement total de production à la production totale optimum — pourrait être considérablement accrue si les variations de production affectaient uniformément toutes les mines, sans égard ni à leur caractère marginal, ni à l'importance de leur rente foncière. L'élasticité réelle d'une production résulte moins des caractéristiques techniques des mines et de la flexibilité des prix du marché, que de la flexibilité dans l'importance et la répartition des effectifs de la main-d'œuvre du fond.

7. — La valeur moyenne de la production d'une mine est fonction de la répartition de cette production entre des catégories et des sortes de valeurs intrinsèques et de valeurs économiques très différentes; la valeur économique d'une sorte dépendra de ses utilisations principales et des possibilités de substitution; suivant les utilisations prépondérantes de leurs productions, les mines peuvent être réparties en trois groupes :

1° celles dont les produits ne sont utilisables que comme source d'énergie n'exigeant aucune propriété particulière;

2° celles ayant une proportion élevée de produits à petits usages domestiques exclusifs;

3° celles produisant principalement des charbons cokéfiables.

8. — Les profondes différences existant entre les gisements et les conditions d'exploitation et d'écoulement des diverses mines d'un même bassin, ou entre les divers bassins de la Communauté, ont pour conséquences des écarts entre les coûts et les recettes, provoquant une grande dispersion des résultats d'exploitation des diverses entreprises dont les produits ont les mêmes utilisations prépondérantes.

9. — Cette dispersion des résultats a pour conséquence l'existence de mines marginales, exploitées à la limite de rentabilité moyenne, et de mines à rentes foncières élevées; la capacité de production

de ces mines marginales et l'importance de ces rentes foncières varient suivant la nature des utilisations prépondérantes des diverses productions; elles sont les plus grandes dans le groupe des mines produisant des charbons dont la demande est soumise aux plus grandes variations conjoncturelles et peut être moins satisfaite par des produits de substitution du charbon.

10. — Dans chaque groupe de produits ou de producteurs, la capacité d'extraction et la production effective des mines doivent s'adapter aux variations de leur écoulement, résultant à la fois des fluctuations des besoins et du taux d'intervention de ces mines dans la couverture de ces besoins. Il y a lieu de distinguer entre une adaptation structurelle des mines à l'évolution à long terme des besoins qu'elles doivent couvrir et une adaptation de la production aux variations conjoncturelles de ces besoins. Dans le premier cas, la recette moyenne assurée à chaque producteur par le marché, sur toute la durée d'un cycle économique, doit être égale ou supérieure à son coût moyen minimum, compte tenu des variations conjoncturelles de ce coût. Dans le second cas, le prix du marché doit être égal ou supérieur au coût de la tonne ajoutée de la production partielle la plus coûteuse nécessaire à la couverture des besoins; le coût à considérer est celui dont il est tenu compte pour l'établissement de la courbe d'évolution réversible du coût de la tonne ajoutée.

11. — Parmi les capacités nouvelles d'extraction réalisables dans un bassin, il est nécessaire de distinguer entre celles dont les coûts seront inférieurs à ceux des mines existantes et celles dont les coûts seront voisins de ces derniers; le développement structurel des premières sera possible indépendamment du marché, puisque leurs productions pourront se substituer à celles déjà réalisées à des coûts effectifs plus élevés; les secondes ne pourraient être réalisées que si un accroissement durable des besoins les rend nécessaires et détermine un prix couvrant leurs coûts moyens de production, compte tenu des amortissements et des charges financières qu'elles entraînent.

12. — Dans les limites permises par l'élasticité technique de la production et les mouvements des stocks, l'élasticité conjoncturelle du marché charbonnier n'est concevable que si le prix peut s'adapter constamment au coût de la tonne ajoutée des productions marginales nécessaires, compte tenu des variations conjoncturelles de ce coût. La flexibilité de ce prix devrait ainsi être d'autant plus grande que la variation des coûts est plus accentuée et que l'importance des rentes foncières de certaines mines leur permettrait de résister plus longtemps à la pression exercée par la baisse du prix sur leurs productions partielles les plus coûteuses. L'élasticité du marché sera donc d'autant plus grande et l'amplitude des variations de prix plus réduite, que ce marché sera alimenté par un plus grand nombre de mines marginales, contraintes de faire varier leur extraction dans de plus larges limites que les mines dont le coût moyen reste constamment inférieur au prix du marché.

13. — La flexibilité du prix n'a pas seulement pour effet de faire varier la production des mines qui en sont le plus rapidement affectées, mais aussi de modifier la répartition de la consommation entre les divers secteurs d'utilisation et d'assurer une meilleure répartition de la production entre les besoins les plus économiquement nécessaires.

14. — Une bonne répartition de la production entre les besoins n'impose pas seulement une flexibilité des prix dans le temps, mais aussi une différenciation des prix-départ en fonction des distances existant entre les divers centres de production et de consommation.

15. — L'adaptation des mines aux conséquences des variations structurelles ou conjoncturelles des besoins et des prix rend aussi nécessaire une transformation dans la structure et la valorisation de la production, en tenant compte d'une éventuelle modification des utilisations exclusives de certaines sortes.

* * *

Flexibilité des prix.

La politique charbonnière qui paraît le mieux s'adapter aux exigences du marché, tout en tenant compte des caractéristiques de l'exploitation, est celle ne limitant aucunement le libre jeu du marché et la pleine concurrence entre les entreprises; elle permet en effet une constante adaptation de l'offre et de la demande, tout en assurant constamment les prix les plus bas compatibles avec les nécessités de la production; elle provoque l'élimination des productions devenues trop coûteuses par suite de l'épuisement des gisements et permet ainsi la pleine expansion des mines les plus rentables et les mieux à même de satisfaire les besoins; elle exerce une pression constante sur la réduction des coûts, la sélectivité la plus économique des gisements exploités et la meilleure utilisation d'une main-d'œuvre de plus en plus rare et d'investissements de plus en plus coûteux.

Cependant les industries extractives — particulièrement une industrie charbonnière disposant de gisements d'exploitabilités très différentes — s'adaptent moins à une telle politique que les industries transformatrices, plus indépendantes de la localisation géologique ou géographique de leurs entreprises.

Dans une industrie transformatrice, l'action du marché et des prix, en période de dépression, conduit à l'élimination nécessaire des unités de production les moins rentables et permet ainsi le développement de celles les mieux placées pour satisfaire les besoins dans les conditions les plus économiques et les plus favorables à l'amélioration du niveau de vie, lequel ne peut être réellement relevé que par une répartition la plus rationnelle de la production des entreprises transformatrices au niveau de la productivité le plus élevé; une telle répartition ne peut qu'être favorisée par la disparition des unités les moins rentables, la tendance vers l'égalisation des marges bénéficiaires et l'accroissement des capacités de production. Dans une industrie transformatrice, il n'existe en effet aucune limite technique au développement des unités de production, ni de

nécessité économique à la conservation d'unités marginales et au maintien d'une dispersion des résultats d'exploitation, laquelle ne peut que nuire à l'établissement des prix les plus bas en assurant aux entreprises les plus favorisées une marge bénéficiaire excessive et non justifiée. Dans la mesure où elle est favorable à l'économicité des coûts, la concentration des entreprises ne pourrait avoir de conséquences dommageables que sur le niveau de l'emploi dans certaines régions particulièrement défavorisées par une modification profonde dans la répartition géographique de la production; l'importance de tels dommage peut justifier des mesures tendant à différer certaines concentrations, mais ne pourrait les empêcher sans nuire plus gravement encore aux intérêts durables des régions ainsi affectées.

Dans une industrie charbonnière, développée dans des régions où toutes les ressources naturelles sont connues et largement entamées et où elle constitue la base de l'activité industrielle, le libre jeu du marché peut avoir des conséquences dommageables plus graves et plus durables, sans réaliser aussi complètement la réduction des prix et l'adaptation de la production aux besoins. Il existe en effet une limite technique, imposée par le gisement, à la capacité optimum de production de chaque mine; l'abandon des unités marginales ou infra-marginales — imposé par une forte récession conjoncturelle — ne peut être aussi aisément compensé par l'accroissement ultérieur des capacités de production de celles les plus rentables et a en outre pour conséquence la perte — le plus souvent irrémédiable — de richesses naturelles pouvant ultérieurement redevenir nécessaires à l'approvisionnement d'un marché en expansion structurelle. La nécessité d'exploiter simultanément plusieurs gisements, présentant des facilités d'exploitation et fournissant des productions de qualités et de valeurs très différentes, a pour conséquence une grande dispersion des résultats d'exploitation qui atténue l'action du prix sur la réduction des coûts et réduit l'élasticité du marché.

Dans une industrie transformatrice, aucun frein ne doit être mis au libre jeu du marché, car il permet à la fois l'obtention des prix les plus bas — en réduisant la dispersion des coûts — et la réalisation des conditions de production les plus favorables — en favorisant la concentration des entreprises et l'expansion de la capacité totale de production. Dans l'industrie charbonnière de la Communauté, il peut être nécessaire d'en atténuer les effets dommageables sur le niveau de production et de réduire l'amplitude des variations de prix qui résulte de la dispersion des coûts dans un même groupe de producteurs; la réduction des coûts moyens — imposée par une forte détérioration du marché — ne peut en effet être obtenue qu'en réduisant dangereusement et de façon irréversible la capacité de production; les fluctuations modérées des prix, tant vers la hausse que vers la baisse, n'affectent qu'un petit nombre de producteurs marginaux dont les coûts de production déterminent les prix et dont l'élasticité de production limite celle du marché.

Plus que toute autre, l'industrie charbonnière a besoin des effets favorables du libre jeu du marché, moins que toute autre elle est en état d'en supporter les excès. Ce qui, sous ce rapport, la différencie des industries transformatrices sont :

1° la lenteur de ses transformations structurelles, tant dans l'accroissement de sa capacité de production que dans la répartition qualitative de celle-ci et que dans l'adaptation de ses coûts à des modifications profondes et durables du marché;

2° le caractère irréversible des réductions structurelles de sa capacité de production;

3° la dispersion des résultats d'exploitation, résultant des différences de gisements et de la nécessité de maintenir en état de production un certain nombre d'unités marginales;

4° la structure de ses coûts de production, comportant à la fois une part importante de charges fixes et une part prépondérante de charges fortement affectées par les variations conjoncturelles des prix, caractérisée en outre par l'intervention d'un coût de la tonne ajoutée croissant avec la production;

5° de grandes variations conjoncturelles de la demande de certains de ses produits.

Il en résulte que les variations de la production ne sont permises ou imposées que par des variations du prix d'autant plus importantes qu'elles doivent s'ajouter à celles qui peuvent être rendues nécessaires par les variations conjoncturelles des coûts. Lorsqu'elles sont excessives, ces fluctuations du prix ont pour effets dommageables des abandons prématurés de moyens de production ou des substitutions irréversibles du charbon par d'autres sources d'énergie.

Toute saine politique charbonnière doit donc permettre une fluctuation du prix en fonction des variations de la demande, mais peut tendre à réduire son amplitude en répartissant ses effets sur un plus grand nombre de productions et peut aussi atténuer la conséquence de la dispersion des coûts sur l'importance du prix moyen.

Dans un groupe de producteurs, ayant des résultats d'exploitation ou des coûts fictifs de production très différents, le jeu du marché a pour effet de fixer le prix au voisinage du coût le plus élevé, assurant ainsi une rente foncière excessive aux producteurs les plus favorisés par leurs conditions naturelles de gisement et d'écoulement. Cette dispersion des coûts a aussi pour effet d'exagérer l'amplitude des fluctuations du prix en fonction de la demande, puisque les premières variations de cette dernière ne peuvent affecter que des productions peu importantes, réalisées aux coûts les plus élevés et que les rentes foncières assurées à certains producteurs permettent à ceux-ci, soit d'accroître leurs stocks, soit de maintenir leurs productions marginales, malgré des coûts de la tonne ajoutée supérieurs aux recettes réalisables.

Lorsque la fixation du prix au niveau du coût marginal peut avoir pour conséquences de compromettre l'activité ou la compétivité de certaines industries consommatrices, ou de rendre nécessaire le remplacement d'une production indigène par de coûteuses importations de charbons ou de produits

de substitution, il s'impose de fixer le prix de base à un niveau intermédiaire entre le coût marginal et le coût moyen d'un groupe de producteurs, en utilisant à des opérations de compensation tout ou partie des rentes foncières des producteurs dont les coûts sont inférieurs à ce coût moyen. Lorsqu'une telle mesure doit être prise, il est toutefois nécessaire de l'appliquer de manière à ne pas affecter une indispensable incitation au maintien de tous les coûts de production à leurs niveaux les plus bas, tout en accroissant, par une plus grande égalisation des marges bénéficiaires, l'importance des productions marginales intervenant dans l'élasticité de la production en fonction des prix.

S'il était possible d'établir, avec une approximation satisfaisante, le montant de la rente foncière de chaque mine — c'est-à-dire de la marge bénéficiaire qui lui est assurée par ses conditions naturelles de gisement et d'écoulement, indépendamment de la qualité de sa gestion ou de la valorisation extérieure de ses produits — on pourrait établir un mécanisme de compensation efficace, n'ayant pas les effets pernicieux des compensations anciennement pratiquées sur base de résultats d'exploitation ne faisant aucune discrimination entre les avantages naturels de chaque entreprise et ceux résultant d'une meilleure gestion. La seule compensation compatible avec une nécessaire incitation à la réduction des coûts est celle basée sur un prélèvement forfaitaire d'une partie de la recette des producteurs bénéficiant d'une rente foncière exactement déterminable; ce prélèvement devrait être proportionnel à l'importance de cette rente et rester fixe tant que cette dernière n'est pas affectée par une altération des conditions naturelles ou par une modification du coût moyen qui en déterminent le montant. La répartition du produit de ce prélèvement devrait être effectuée sur des bases analogues.

Ainsi amendé par une telle compensation, le libre jeu du marché répond à toutes les conditions auxquelles doit satisfaire une politique charbonnière assurant à la fois les coûts et les prix les plus bas et une adaptation — aussi satisfaisante que possible — de la production aux variations des besoins, pour que la compensation — en égalisant les coûts fictifs de production tels qu'ils sont définis plus haut — réalise les conditions les plus favorables à une pression constante du prix sur les coûts de toutes les mines et à l'établissement du prix à un niveau très inférieur aux coûts marginaux; la compensation accroît aussi l'élasticité quantitative du marché en la rendant plus voisine de la somme des élasticités de production de toutes les mines qui l'alimentent.

La production ne doit pas seulement s'adapter à des variations dans le volume total des besoins, mais aussi à des modifications dans la répartition structurelle ou géographique de ceux-ci; il doit donc exister une flexibilité dans la structure des barèmes de prix, qui doit permettre à la production de certaines sortes de s'adapter à une modification structurelle ou conjoncturelle de leurs utilisations principales, et une flexibilité dans la différenciation entre les prix au départ de chaque centre de production, imposée par une modification momentanée ou durable dans la répartition géographique de la production.

* * *

Différenciation des prix.

La pleine concurrence entre les entreprises n'est concevable que si chacune d'elles dispose de la pleine liberté dans la fixation de ses prix. Une complète compensation des rentes foncières étant rendue pratiquement irréalisable par l'impossibilité d'évaluer correctement l'importance de ces rentes, une pleine liberté dans la fixation des prix serait dangereuse pour la sécurité d'approvisionnement d'un marché et pourrait ainsi être plus nuisible que favorable aux utilisateurs; elle permettrait en effet aux producteurs les plus favorisés d'accentuer la pression exercée par la baisse du prix vers l'élimination des producteurs marginaux nécessaires et de bénéficier ultérieurement des hausses plus importantes provoquées par l'action d'une demande croissante sur une production trop réduite.

Dans la différenciation des prix au départ des mines, il convient de distinguer :

1° celle permise par la différenciation dans l'importance et la structure des coûts; elle peut nuire à la bonne régulation du marché et de la production et peut ainsi être atténuée par une fixation arbitraire et plus uniforme des prix-départ;

2° celle imposée par la différenciation entre les écarts de parité; elle est indispensable à la conservation de la production de certains bassins à coûts élevés, mais disposant d'importants centres de consommation assez proches pour leur assurer normalement une protection géographique suffisante; elle pourrait être utile entre mines d'un même bassin, pour égaliser les possibilités d'écoulement de centres de production placés dans des positions très différentes par rapport aux principaux centres de consommation; si dans un tel cas, un même produit est vendu au même prix-départ dans toutes les mines, les productions les mieux placées s'écoulent totalement en toute conjoncture et celles les plus écartées doivent supporter toutes les fluctuations conjoncturelles du marché, même si leurs conditions d'exploitations réduisent considérablement l'élasticité de leur production; il doit donc être tenu compte des écarts de parité, soit par une différenciation des prix, soit par une répartition autoritaire des écoulements par un organisme de vente;

3° celle imposée par les différences de qualité d'une même sorte; dans ce cas une différenciation des prix, ou des primes de qualité, est toujours nécessaire, car à des différences de qualité correspondent souvent des différences de coûts qu'il importe de compenser pour obtenir le volume de production exigé par le marché; de plus une différenciation du prix s'impose pour régulariser les écoulements des mines dont les produits — par suite de qualités différentes — sont inégalement demandés, lorsque leur offre totale excède les besoins.

Une politique charbonnière peut donc écarter les inconvénients que présentent le libre jeu du marché

et la pleine concurrence, mais doit toujours tenir compte :

1° de la flexibilité des prix et de la structure des barèmes, en fonction des variations quantitatives et qualitatives de la demande et des fluctuations conjoncturelles et structurelles des coûts;

2° d'une différenciation des prix-départ, nécessitée par les écarts de parité et les différences de qualité d'une même sorte.

Quels que soient les avantages que peuvent présenter, tant pour les producteurs que pour les utilisateurs, la stabilité, la rigidité ou l'uniformité des prix, il sera toujours nécessaire de tenir compte des exigences de la production et du marché que satisfont les flexibilités et les différenciations ci-dessus. Toute réglementation freinant ou limitant ces dernières ne peut qu'être nuisible si elle n'est pas assortie d'autres mesures en corrigeant les effets. La seule action tendant au freinage ou à la fixité des prix n'aurait pour effet que de réduire la production et de dérégler le marché, aux dépens des intérêts qu'elle voudrait favoriser, si elle n'était pas suivie d'autres mesures autoritaires, tendant à provoquer artificiellement la répartition optimum de la production que réaliserait automatiquement le mouvement des prix dans un marché libre. De telles mesures ne peuvent être prises adéquatement, sans une estimation exacte des possibilités de chaque entreprise et de l'évolution probable du marché; leur action serait d'ailleurs plus incomplète que celle de la flexibilité des prix, car elle n'affecterait que la production, tandis que le mouvement du prix assure également la meilleure répartition et l'utilisation la plus économique de la production.

La situation critique et anormale de l'économie charbonnière britannique résulte moins d'une politique de production défectueuse que d'une fixation arbitraire des prix à un niveau ne créant pas une incitation suffisante à la bonne utilisation de la production et à la répartition la plus avantageuse de celle-ci.

(A suivre).

Aspect particulier des constituants pétrographiques dans certains charbons très évolués des bassins de Liège, de Herve et de Campine

par R. NOEL,
Dr. en Sciences, attaché à INICHAR.

Dans un récent travail (1), le Professeur E. Stach a entrepris de mesurer systématiquement le pouvoir réflecteur d'un constituant pétrographique très important du charbon : l'exinite (spores et cutícules).

Jusqu'à présent, les mesures de pouvoir réflecteur ont été réalisées sur la vitrinite, dont les grandes plages microscopiques se prêtent mieux à la mesure. Ce travail sur l'exinite a été rendu possible grâce à l'utilisation d'un nouveau microscope de la firme Leitz, spécialement adapté. Les principaux résultats de ces nombreuses mesures (350 sur l'exinite et 195 sur la vitrinite) sont résumés dans le diagramme de la figure 1, reproduit avec l'autorisation de l'auteur.

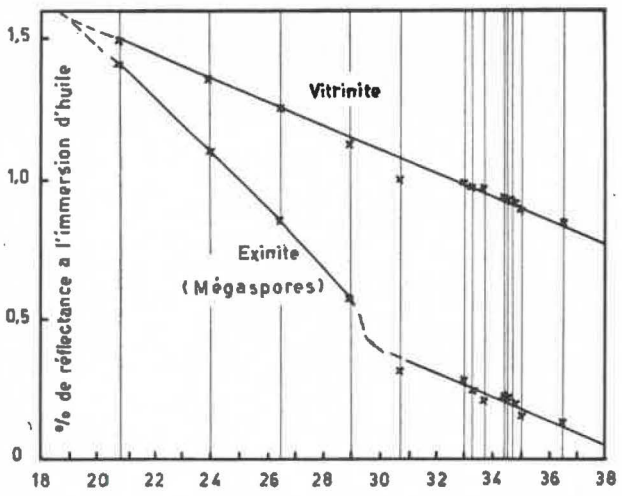


Fig. 1.

Tous les charbons étudiés proviennent du bassin de la Ruhr et de couches situées entre la veine P 1 (à 600 mètres au-dessus du niveau Quaregnon-Catarina) et la veine Wasserfall (au niveau de Steinknipp-Sonnenschein) (*). Le diagramme présente, en abscisse, le rendement en matières volatiles des charbons utilisés, choisi comme paramètre de leur degré d'évolution et, en ordonnée, le pouvoir réflecteur, à l'immersion d'huile, de la vitrinite et de l'exinite (mégaspores) de ces charbons.

On constate et on conclut, avec l'auteur, que :

1) dans les charbons peu évolués du bassin de la Ruhr, le pouvoir réflecteur de la vitrinite est nettement plus élevé que celui de l'exinite correspondante;
2) cette différence diminue progressivement pour des charbons de plus en plus évolués et s'annule à partir des charbons à 19 % M.V.;
3) les pouvoirs réflecteurs de la vitrinite, de l'exinite et de la micrinite des charbons à moins de 19 % de M.V. sont identiques et ces trois constituants pétrographiques mélangés constituent une masse optiquement homogène.

Toutefois, dans la région d'Ibbenbüren, dans des charbons très évolués (jusqu'à 9,2 % M.V.), ces trois constituants sont encore nettement reconnaissables (4) et les spores peuvent même être extraites par macération (5).

Dans cette région particulière, l'évolution exceptionnelle des charbons est due à une forte élévation locale de température, provoquée par la venue, en profondeur, d'un massif magmatique (massif de Bramsche).

De ces faits, E. Stach émet l'hypothèse que le facteur principal responsable de l'évolution de l'exinite ne doit pas être la température, mais la pression de plissement, qui rapprocherait les macro-

(*) Les niveaux stratigraphiques sont donnés d'après les travaux de A. Renier et collaborateurs (2) et de E. Humblet (3).

molécules constitutives des membranes externes des macro- et des microspores.

A l'appui de cette hypothèse, il cite, outre les charbons d'Ibbenbüren, une série de micrographies que nous avons effectuées sur des charbons très évolués du bassin de Liège, dans une zone relativement peu plissée, et où l'exinite est nettement reconnaissable.

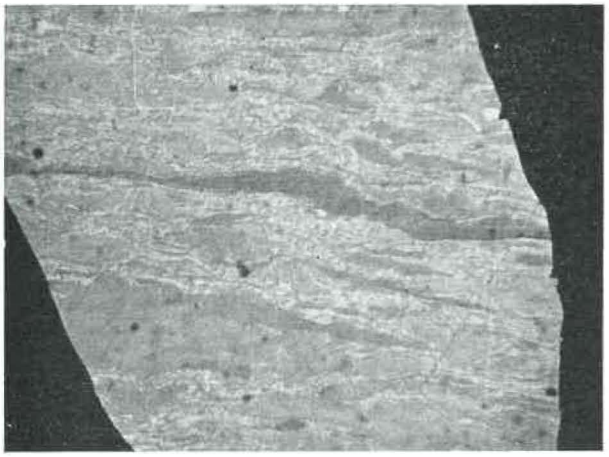


Fig. 2.

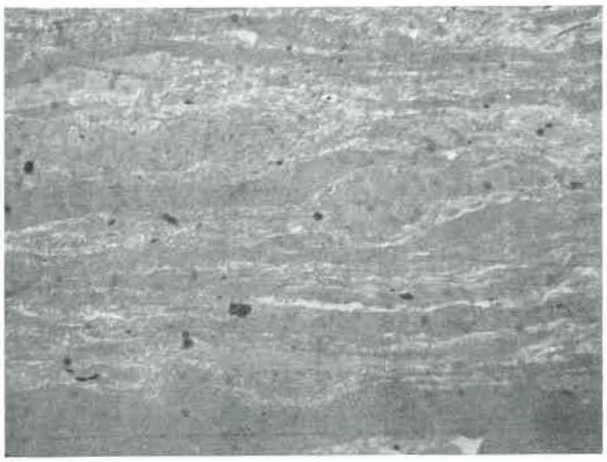


Fig. 3.

La figure 2 se rapporte au charbon de la couche « Inférieure », dont le rendement en matières volatiles est de 7,95 % sur charbon sec, exempt de cendres (***). Il s'agit donc d'un anthracite B, suivant la nomenclature internationale la plus récente.

La figure 3 se rapporte au charbon de la couche « Grande Bovy », 8,22 % M.V., anthracite B également.

La figure 4 se rapporte au charbon de la couche « Grand Maret », 11,09 % M.V., anthracite C, et la figure 5 se rapporte au charbon de la « Grande Veine de Cortil », 13,37 % M.V., anthracite C,

(***) Les analyses chimiques ont été effectuées au laboratoire d'Inichar, sous la direction de L. Coppens, Chef de Laboratoire (6).

Ces micrographies, représentées dans les figures 2 à 5 ont été réalisées, à l'immersion d'huile, sur des surfaces polies d'échantillons en grains, représentatifs de couches en exploitation au charbonnage de la Grande-Bacnure, à Liège (**). Ces couches sont situées dans la même zone stratigraphique que celles de la Ruhr étudiées par E. Stach, mais leur charbon est nettement plus évolué.

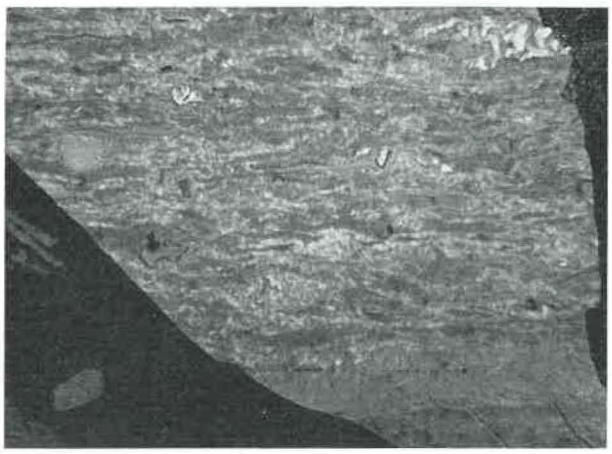


Fig. 4.

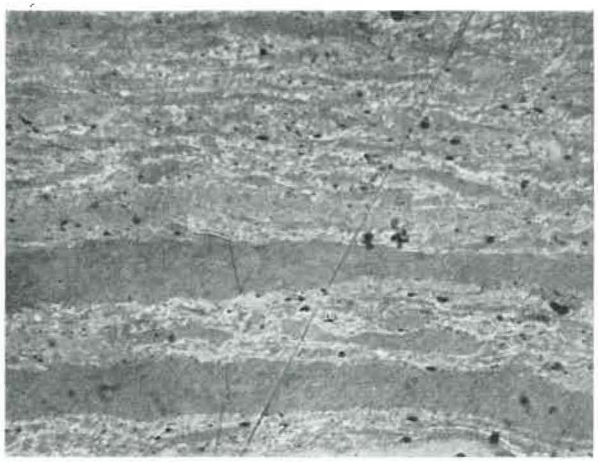


Fig. 5.

plus généralement classé, jusqu'à présent, comme charbon maigre, ½ gras, ou Esskohle, suivant les pays. Ces quatre figures de charbons très évolués représentent des plages de durite, dans chacune desquelles l'exinite (les spores) et la micrinite (constituant granulaire blanc) ont des pouvoirs réflecteurs nettement différents et sont très bien reconnaissables.

Cette constatation ne se limite pas cependant aux charbons du seul charbonnage de la Grande-Bacnure ou du bassin de Liège. Les figures 6 et 7 montrent, en effet, un phénomène analogue dans deux veines du charbonnage de Limbourg-Meuse,

(**) Toutes les micrographies ont été prises au grossissement 300 ×.

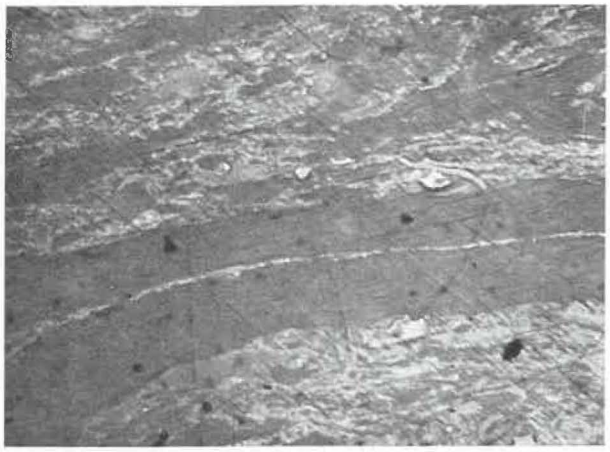


Fig. 6.

dans le bassin de Campine. La figure 6 se rapporte à la veine n° 2, située 135 mètres sous le niveau de Steinknipp-Sonnenschein et donnant 14,48 % M.V.

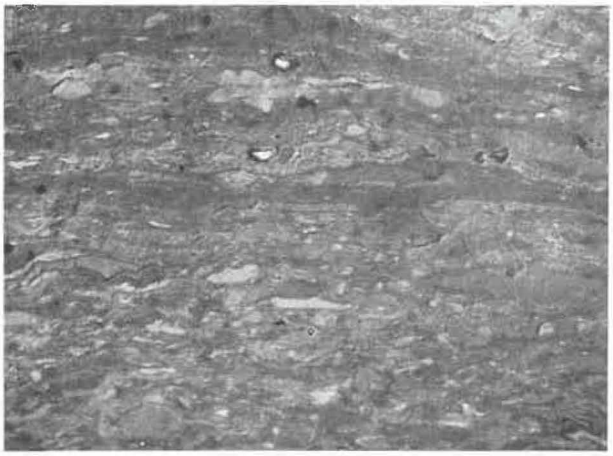


Fig. 7.

La figure 7 se rapporte à la veine n° 4, située 35 mètres au-dessus du niveau de Steinknipp-Sonnenschein et donnant 17,79 % M.V.

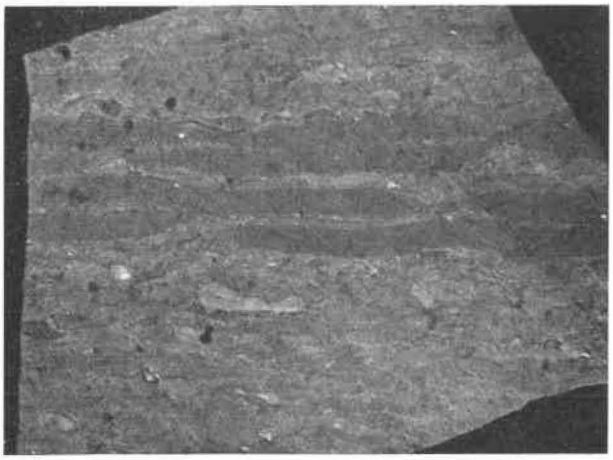


Fig. 8.



Fig. 9.

Enfin, les figures 8 et 9 révèlent encore le même phénomène dans deux veines du charbonnage de Wérister, dans le bassin de Herve.

Il s'agit de la veine « Grande Delsemme » (fig. 8) située à 150 mètres sous le niveau de Steinknipp-Sonnenschein et donnant 12,75 % M.V. et de la « Grande Veine de Nooz » (fig. 9), située au niveau de Steinknipp-Sonnenschein et donnant 13,93 % M.V.

Les micrographies 2 à 8 se rapportent à des échantillons prélevés dans des veines en plateure, dans des zones relativement peu plissées, bien que parcourues parfois par de nombreuses failles, surtout à la Grande-Bacnure. Cette absence de plissement expliquerait, d'après E. Stach, le retard dans l'évolution de l'exinite.

Mais, l'échantillon de la figure 9 a été prélevé dans un dressant d'une couche plissée. Or, la micrinite et même les microspores y sont parfaitement reconnaissables.

Dans ces conditions, on doit se demander si toutes les conclusions tirées par E. Stach, pour les charbons de la Ruhr, peuvent être généralisées aux gisements belges. Seule, une étude systématique du pouvoir réflecteur des constituants pétrographiques des charbons belges est susceptible de donner une réponse satisfaisante.

Comme nous l'avons vu, E. Stach attribue plus particulièrement aux pressions de plissement la cause principale de l'évolution de l'exinite. Or, ces pressions sont extrêmement variables d'un bassin à l'autre et d'un point à l'autre d'un même bassin. En Belgique par exemple, pour des charbons de même âge, appartenant à des faisceaux de veines situées à un même niveau stratigraphique, on trouve des rendements en matières volatiles de 8 à 31 %. On passe donc des anthracites aux charbons à gaz !

C'est ce qu'illustrent les figures 10 et 11, de veines situées toutes deux entre 160 et 200 mètres

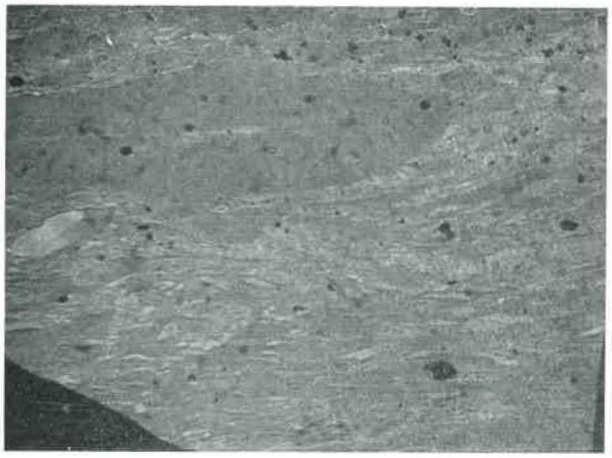


Fig. 10.

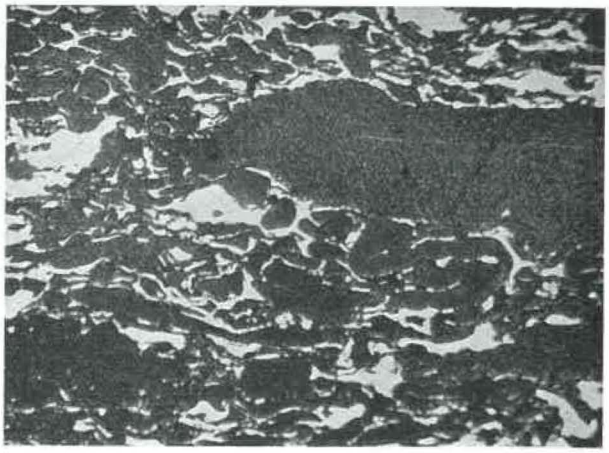


Fig. 11.

sous le niveau de Quaregnon-Catarina. La première est la veine « Grande Doucette » du charbonnage de la Grande-Bacnure, à Liège. Elle livre 8,63 % M.V. La seconde est la veine n° 70 du charbonnage de Beeringen, en Campine: elle livre 30.70 % M.V.

L'évolution différentielle d'une même couche de charbon a fait l'objet, depuis longtemps déjà, de nombreux travaux, notamment des pétrographes, M. Legraye pour la Belgique (7), A. Duparque pour la France (8) et M. et R. Teichmüller pour l'Allemagne (9).

Ces travaux ont donné naissance à des hypothèses et à des théories, souvent controversées, sur les causes de l'évolution des charbons.

En effet, malgré les multiples observations accumulées depuis de nombreuses années, en ordre dispersé, on manque encore des données fondamentales que, seule, pourrait fournir l'investigation systématique d'une même couche sur une grande extension géographique.

Cette investigation devrait porter, non seulement sur les propriétés chimiques du charbon (M.V., cendres, humidité et, mieux encore, teneur en C et rapport C/H), mais aussi sur ses propriétés physiques (densité, réflectance). De plus, le travail de E. Stach et nos micrographies confirment qu'il faut aussi tenir compte de la constitution originelle du charbon et de l'évolution particulière de chacun des constituants pétrographiques.

Les figures 10 et 11, par exemple, illustrent bien un fait mis en évidence par M. Legraye, dès 1932, dans des charbons belges (10), à savoir, la persistance de la constitution originelle des charbons, depuis les charbons à gaz jusqu'aux anthracites.

En effet, la micrographie de l'anthracite (fig. 10) montre encore une structure pétrographique suffisamment nette pour que nous puissions y reconnaître une durite analogue à celle du charbon à gaz, c'est-à-dire une durite riche en exinite (durite-E) avec macro- et microspores.

Cette persistance se révèle aussi bien dans le bassin de Campine que dans ceux de Herve et de Liège où, de plus, la constitution originelle de la plupart des charbons semble relativement analogue.

La mesure du pouvoir réflecteur des constituants pétrographiques des charbons présente aussi un intérêt pratique considérable dans le domaine industriel. Dans les figures 10 et 11, par exemple, on se rend très bien compte que le pouvoir réflecteur des charbons très évolués diffère nettement de celui des charbons peu évolués.

Dans un mélange de ces deux charbons, un examen optique rapide déterminera facilement le pourcentage de ces deux classes de charbons.

Connaissant le pouvoir réflecteur des différentes classes de charbon entrant dans un mélange industriel, le pétrographe peut donc connaître aisément et contrôler à tous moments la composition centésimale de ce mélange en différentes classes de charbons. L'analyse pétrographique complète ainsi utilement l'analyse chimique, qui donne seulement des résultats globaux sur l'ensemble du mélange.

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

1. — E. STACH et H.C. MICHELS. — *Reflexionsmessungen an Kohlenanschliffen mit dem Berek-Mikrophotometer insbesonder am Exinit, der Ruhrkohlenflöze* — Geol. Jb. 71, p. 113-143. Hannover, mai 1955.

2. — A. RENIER, A. DELMER et J.M. GRAULICH — *Echelles stratigraphiques des gisements houillers de la Belgique et de régions voisines* — Composition de A. Renier, 6e état mis à jour par A. Delmer et J.M. Graulich — Ann. des Mines de Belg., novembre 1954, p. 824.

3. — E. HUMBLET — *Le bassin houiller de Liège* — Rev. Univ. des Mines, 27, n° 12, 1941.

4. — J. LEISSER — *Rohstoffliche Untersuchungen des Ibbenbürener Karbons im Rahmen des Flözarchivs* — Brenn. Chem. 34, p. 257/266 et 299/306, Essen 1953.

Kohlenpetrographische Untersuchungen der Ibbenbürener Flöze — Beih. Geol. Jb., p. 71/88, Hannover 1954.

5. — G. KREMP et R. TEICHMUELLER — *Ruhrkarbon und Osnabrücker Karbon* » — Neues Jb. Geol. Paläontol. 8, p. 343/349. Stuttgart 1953.

6. — L. COPPENS et J. VENTER — *Mise au point d'un ensemble de méthodes d'analyses et d'essais des houilles. Première communication : l'analyse immédiate.* — Bulletin technique « Houille et Dérivés », Inichar n° 4, 1951.

7. — M. LEGRAYE — *Etude des charbons du bassin houiller du Nord de la Belgique* — Revue Universelle des Mines, 12, n° 2, février 1936.

Les lignes isovolatiles de la couche Désirée-Bouxharmont dans les bassins houillers de Liège et de Herve. — Ann. Soc. Géol. de Belg. Bull. n° 5, p. 153/160, 1942.

Les variations de qualité des charbons du bassin de Liège et leurs causes. — Ann. Soc. Géol. de Belg. 1942.

Le rôle des failles dans la répartition des qualités des charbons du Bassin houiller de Liège. — Ann. Soc. Géol. de Belg., 66, mém. p. 205/260, 1943.

Les lignes isovolatiles de la couche Dix-Paumes dans le bassin de Charleroi. — Ann. Soc. Géol. de Belg., 67, Bull. p. 176/191, 1944.

8. — A. DUPARQUE — *Les différents types pétrographiques des houilles du Nord de la France* — Rev. de l'Ind. Min., 1er novembre 1934.

9. — M. et R. TEICHMUELLER — *Die stoffliche und strukturelle Metamorphose der Kohle* (suivie d'une vaste bibliographie) — Geol. Rundschau, n° 2, 1954.

10. — M. LEGRAYE — *Note relative à la constitution des anthracites* — Ann. Soc. Géol. du Nord, 57, p. 81, Lille 1932.

La détermination de la charge de rupture des câbles d'extraction

Note sur la relation entre les résultats d'essais de traction sur éprouvettes et les coefficients de perte au câblage

par Y. VERWILST,

Directeur Général de l'A.I.B.

RESUME

Des essais effectués par l'A.I.B. sur des câbles neufs et usagés, de divers types de construction, il ressort que la différence entre les charges de rupture totalisée et effective (perte au câblage) peut varier entre 0 et 43,5 % pour les câbles ronds et 0 à 27 % pour les câbles plats.

La dispersion est très importante. L'article énumère les causes de dispersion et indique comment on peut en éliminer certains facteurs.

Mais une rupture ne se commande pas. Elle se produit, tantôt en pleine éprouvette, tantôt aux amarres, sans que l'on puisse conclure que la perte au câblage sera plus petite dans l'un ou l'autre cas. Dès lors, les ruptures aux amarres peuvent être prises en considération au même titre que les ruptures en pleine éprouvette pour la détermination de la charge de rupture effective, obtenue au banc d'épreuve, que les éprouvettes soient prises directement dans les coins de serrage ou munies de culots à leurs extrémités.

Les résultats obtenus sont d'une grande importance pour la détermination de la section métallique des câbles, section qui exerce une grande influence sur le problème de la commande des câbles et, par le fait même, de l'extraction.

Si l'on se basait uniquement sur la charge de rupture effective, on arriverait à un diamètre de câble inutilement exagéré car le constructeur devrait se prémunir contre tout aléa en tablant sur la perte au câblage la plus forte trouvée aux essais.

Seules, des règles conventionnelles logiques permettent de ramener le diamètre des câbles à des valeurs acceptables : c'est la voie dans laquelle l'Allemagne, la France et la Belgique se sont engagées.

Les essais comparatifs entre la charge de rupture effective et la charge de rupture calculée, qui ont été faits à l'A.I.B., ont conduit aux deux constatations primordiales suivantes :

1) La comparaison doit se faire, non pas sur des résultats obtenus sur éprouvettes prélevées sur câbles neufs, mais bien sur des éprouvettes prélevées sur câbles usagés, encore en bon état, possédant encore leur coefficient de sécurité réglementaire.

2) C'est la perte au câblage la plus petite qui doit être choisie pour un type donné de câble.

Cependant, pour tenir compte de certains facteurs, il est préférable d'utiliser des pertes au câblage moyennes pour chaque type de câble. Ces pertes au câblage moyennes sont données dans un tableau.

Une autre conclusion de la critique des résultats est qu'il n'y a pas lieu de faire la distinction entre câbles neufs et usagés, pour l'application des pertes au câblage moyennes.

SAMENVATTING

Uit de beproevingen die door de A.I.B. uitgevoerd werden op nieuwe en gebruikte staaldraadkabels van verschillende typen van constructie, valt af te leiden dat het kabelingsverlies, zijnde het verschil tussen de getotaliseerde en de effectieve breuklasten, van 0 tot 43,5 % kan variëren voor de ronde kabels en van 0 tot 27 % voor de platte kabels.

Deze spreiding is zeer belangrijk. De oorzaken van die spreiding worden aangehaald, evenals de wijze waarop men zekere factoren kan uitschakelen.

Maar een breuk laat zich niet bevelen. Nu eens doet ze zich voor in het volle proefstuk, nu eens aan de inklemmingspunten, zonder dat men er uit kan afleiden dat het kabelingsverlies kleiner zou zijn in het

ene of het andere geval. Daaruit volgt dat voor de bepaling van de effectieve breuklast door middel van de proefbank, de breuken aan de inklemmingspunten in aanmerking mogen genomen worden ten zelfde titel als de breuken in het volle proefstuk, hetzij dat het proefstuk rechtstreeks in de klemmen gevat wordt of hetzij dat de uiteinden ervan voorzien worden van aangegoten koppen.

De verkregen resultaten zijn van groot belang voor de bepaling van de metaaldoorsnede van de kabels, doorsnede die bepalend is bij de bestelling van een kabel.

Indien men zich uitsluitend zou steunen op de effectieve breuklast, zou men tot een onnodig overdreven kabeldiameter komen, want de fabrikant zou zich moeten beveiligen tegen de mogelijkheid van ontoereikende beproevingsuitslagen door zijn berekeningen op het grootste kabelingsverlies, dat uit de proeven gebleken is, te steunen.

Alleen een logische conventionele regel zal toelaten de kabeldiameters binnen aanvaardbare grenzen te houden. Het is deze weg die door Duitsland, Frankrijk en België werd ingegaan.

De vergelijkende proeven betreffende de effectieve breuklast en de berekende breuklast, uitgevoerd door de A.I.B., leidden tot de volgende primordiale vaststellingen :

1) De vergelijkende proeven dienen uitgevoerd op stalen genomen uit gebruikte kabels, die nog in goede staat zijn en nog de reglementaire veiligheidscoëfficiënt vertonen en niet op stalen genomen op nieuwe, ongebruikte kabels.

2) Het is het kleinste kabelingsverlies dat moet genomen worden voor een bepaald kabeltype.

Nochtans, om rekening te houden met zekere factoren, verdient het aanbeveling de gemiddelde kabelingsverliezen voor ieder type van kabel te nemen. Deze gemiddelde kabelingsverliezen worden weergegeven in een bijgevoegde lijst.

Als verdere gevolgtrekking uit de resultaten der vergelijkende proeven dient aangestipt dat er, voor wat de kabelingsverliezen betreft, geen onderscheid dient gemaakt tussen nieuwe of gebruikte staaldraadkabels.

1. — Une récente circulaire interprétative du Directeur Général de l'Administration des Mines de Belgique sur les essais des câbles d'extraction apporte des directives sur la façon de déterminer la charge de rupture des câbles d'extraction et leur coefficient de sécurité, dont il est question à l'article 22 de l'Arrêté Royal du 10 décembre 1910 sur les voies d'accès, les puits et la circulation du personnel dans les puits.

Cet article spécifie que « tout câble, avant sa mise en fonctionnement, devra subir un essai à la traction » et que « la tension du câble sous la charge maximum d'extraction ne dépassera point 1/6me de la charge de rupture pour les câbles végétaux et 1/8me pour les câbles métalliques »; la circulaire en question du Directeur Général des Mines a pour but de donner des directives sur la façon dont la charge de rupture doit être déterminée.

Elle précise que, pour éviter toute contestation lors de la détermination du coefficient de sécurité d'un câble, la charge de rupture R sera déterminée par application de la formule

$$R = F\ (1 - P)$$

dans laquelle F est égal à la somme des charges de rupture des fils d'une section et P la perte au câblage établie par l'organe visiteur, à la suite d'essais de traction ayant provoqué la rupture dans la partie médiane de l'éprouvette.

Elle spécifie également que la détermination de la charge de rupture d'un câble neuf par essais sur fils ne doit pas faire écarter tout essai direct sur éprouvette entière et que ce dernier essai peut toujours être exigé avant mise en service.

2. — Quand on parle de sa charge de rupture, on peut définir pour un câble une charge de rupture expérimentale, mais aussi plusieurs charges de rupture obtenues par différentes voies de calcul.

Les appellations utilisées pour ces différentes charges de rupture sont données au Tableau II « Appellations utilisées pour les différentes charges de rupture obtenues lors des essais de câbles », dont nous utilisons les termes de la colonne « A.I.B. » dans la suite de la présente note.

On voit par ce tableau que l'on peut caractériser la résistance d'un câble de cinq manières différentes et que chacune d'elles donnera un résultat différent.

3. — Il paraîtrait logique d'obtenir la résistance d'un câble en essayant à la rupture une éprouvette entière prélevée à l'une de ses extrémités. Les résultats que l'on obtient par cette méthode pour les câbles neufs sont cependant a priori incertains quant à la charge de rupture que l'on doit obtenir pour satisfaire à l'article 22 du Règlement, qui exige un coefficient de sécurité de 8 au placement pour les câbles d'extraction.

4. — C'est ce que montre le Tableau I donnant les résultats d'essais obtenus sur des câbles ayant été essayés sur le banc d'épreuves de l'Association des Industriels de Belgique. Il s'agit de câbles ronds neufs et de câbles ronds usagés, de divers types de composition.

TABLEAU I.

Essais de câbles effectués sur le banc d'épreuve de 800 t de l'A.I.B.

Essai n° et millésime	Ø câ. mm	Ø fil mm	Charge de rupture Totalisée en kg	Charge de rupture Effective en kg	P. C. % (1)	R. U. en kg/mm² (2)	Rupture
			Composition : 12 + 6 = 18 torons de (9 + 9 + 1 fils)				
2725 de 51	61	3,05	328.660	256.000	22,1	usagé	
555 de 52	65	3,1	350.580	268.000	23,8	»	
931 de 52	65	3,1	379.220	286.000	24,0	»	
932 de 52	62	3,1	362.470	296.000	18,0	»	
933 de 52	63	3,1	365.720	289.000	20,7	»	
934 de 52	62	3,1	377.500	277.000	26,5	»	
935 de 52	62	3,1	368.210	291.250	20,5	»	
936 de 52	63	3,1	366.030	294.500	19,8	»	
2571 de 54	62,5	3.08	373.760	242.500	34,6	194	6 torons rompus à l'amarre
3562 de 54	66	3,15	372.840	265.000	28,8	usagé	Rupture de fils à 250 t 6 torons de la couche ext. rompus à l'amarre - couche int. romp. en pleine éprouvette
3632 de 54	62	2,96	366.138	260.000	28,7	208	Rupture à l'amar. - couche int. en pleine éprouvette
3944 de 54	62	2,95	352.450	216.000	38,5	usagé	Couche ext. rupt. à l'amarre - Couche int. en pleine éprouvette
3946 de 54	62	2,95	342.860	220.000	35,5	»	Rupt. à l'amarre
3948 de 54	62	2,95	332.910	236.500	28,5	»	Rupt. à l'amarre
3950 de 54	62	2,95	351.800	224.000	36,4	»	Rupt. à l'amarre
3952 de 54	62	2,95	340.810	237.000	30,2	»	Couche ext. : 3 t. romp. à l'amarre couche int. : 9 t. en pleine éprouvette
3954 de 54	62	2,95	345.130	237.500	31,2	»	Rupt. à l'amarre
4084 de 54	58	2,92	280.120	209.000	25,4	»	Rupt. en pleine éprouv.
4086 de 54	58	2,92	279.870	212.000	23,8	»	
4088 de 54	58	2,92	276.000	215.000	22,0	»	Rupt. en pleine éprouv.
4090 de 54	58	2,92	235.570	209.000	11,3	»	Couche ext. : 6 t. romp. à l'amarre. - 2e couche en pleine éprouvette
1303 de 55	64,8	3,1	382.815	240.000	37,0	196	Rupt. à l'amarre
2087 de 55	64,8	3,1	392.990	252.000	35,5	199	3 t. rompus à l'amarre
1922 de 55	62	2,96	380.880	251.000	34	215	2 t. rompus à l'amarre
2107 de 55	65	3,04	362.250	256.000	29	usagé	
2109 de 55	65	3,04	347.400	289.000	16,9	»	
2111 de 55	65	3,1	348.715	281.000	19,0	»	
2113 de 55	63	3,1	347.100	291.000	15,7	»	
2110 de 55	63,8	3,04	369.810	253.000	31	190/200	3 t. rompus à l'amarre
2130 de 55	62	2,9	311.280	245.000	21	180/190	5 t. rompus à l'amarre
2207 de 55	58,5	2,75	291.840	252.000	13	usagé	7 t. couche ext. et toute la couche int. romp. à l'amarre
2209 de 55	58,5	2,75	280.545	249.000	11,3	»	Entièrem. romp. à l'amar.
2211 de 55	61,5	3,08	334.310	310.000	7	»	8 t. couche ext. + toute la couche int. romp. à l'am.
2213 de 55	65,4	3,08	357.330	311.000	13	»	6 t. couche ext. + toute la couch. int. romp. à l'am.

(1) P. C. = Perte au câblage.

(2) R. U. = Rupture unitaire. — Lorsqu'un *nombre* est inscrit dans cette colonne, il indique la charge de rupture unitaire obtenue sur les fils constitutifs. Cette résistance ne se calcule que pour les câbles *neufs*. Lorsqu'il est indiqué « usagé », l'essai a été essayé sur un câble en service ou déposé.

Essai n° et millésime	Ø câ. mm	Ø fil mm	Charge de rupture Totalisée en kg	Charge de rupture Effective en kg	P. C. % (1)	R. U. en kg/mm² (2)	Rupture
2416 de 55	63	3,07	363.930	230.000	36,8	»	2 t. rompus à l'amarre et 2 t. rompus à 10 cm de l'amarre.
2418 de 55	63	3,07	363.930	238.000	34,2	»	Mise sous charge à 150 t, reprise 0,20 m de chaque côté. 2 t. rompus à l'amarre, 1 t. romp. en pl. éprou.
2797 de 55	60	3,02	327.500	260.000	20,4	»	4 t. couche ext. rompus à l'amarre.
2799 de 55	60	3,02	325.920	252.500	22	»	6 t. couche ext. rompus à l'amarre.
2815 de 50	61	2,95	300.855	217.500	27,6	»	
2752 de 50	48	2,5	183.404	133.000	27	»	
784 de 55	43,8	2,24	150.522	121.500	19	192,5	4 t. et l'âme, romp. en pleine éprouv.
1767 de 52	65	3,07	373.020	287.000	23	204	
2484 de 52	63	3,07	375.600	254.000	32,3	201	Couche extér. rompue à l'amarre. Couche int. + l'âme romp. en pl. éprouv.
Composition : 12 + 6 = 18 torons de (12 + 12 + 6 + 1 ou 10 + 10 + 6 + 1 fils)							
3846 de 55	60	2,3	304.760	220.500	27,6	usagé	
3847 de 51	60	2,3	258.580	227.000	12,1	»	
3849 de 51	57	2,3	230.690	229.000	0,8	»	
3850 de 56	57	2,3	237.840	238.500	0	»	
3851 de 51	60	2,3	288.620	227.000	21,3	»	
3852 de 51	60	2,3	245.570	244.000	0,7	»	
3852 de 51	58	2,3	262.570	233.000	11,3	»	
3854 de 51	59	2,3	304.860	222.000	27,1	»	
262 de 52	60	2,4	303.490	263.000	13	»	
2658 de 51	56	2,45	286.390	212.000	26	209	Rupt. des premiers fils à 195 t.
Composition : 12 + 6 = 18 torons de (12 + 6 + 6 + 6 + 1 ou 10 + 5 + 5 + 5 + 1 fils)							
202 de 54	66,7	2,50	376.320	296.000	21,3	190	
1846 de 55	65,3	2,80	371.370	290.000	21,9	190/200	4 t. rompus à l'amarre
1848 de 55	65,6	2,80	371.400	289.000	22,1	190/198	5 t. couche ext. rompus à l'amarre
Composition : 11 + 6 = 17 torons de (9 + 9 + 1 fils)							
225 de 52	61	3,06	317.035	231.000	27,1	usagé	
2730 de 55	61	3,09	339.710	272.500	19,8	»	
Composition : 11 + 6 = 17 torons de (10 + 10 + 6 + 1 fils)							
1492 de 54	60	2,82	322.410	251.000	22,1	196	
2671 de 55	60	2,82	233.332	236.000	0	usagé	En pleine éprouvette
2673 de 55	60	2,82	238.410	239.000	0	»	A l'amarre
2675 de 55	60	2,82	236.135	237.000	0	»	A l'amarre
2677 de 55	60	2,82	285.160	239.000	16,1	»	En pleine éprouvette
2679 de 55	60	2,82	315.485	240.000	23,8	»	A l'am. et en pl. éprouv.
Composition : 11 + 6 = 17 torons de (9 + 3 + 3 fils)							
2047 de 55	56	2,84	232.327	187.000	19,6		

Essai n° et millésime	Ø câ. mm	Ø fil mm	Charge de rupture Totalisée en kg	Charge de rupture Effective en kg	P. C. % (1)	R. U. en kg/mm² (2)	Rupture
			Composition : 17 + 11 + 6 = 34 torons de 7 fils				
1216 de 54	62	3	335.370	265.000	21	usagé	
1218 de 54	62	3	334.390	253.000	24,3	»	
1220 de 54	62	3	344.410	278.500	19,1	»	
1222 de 54	62	3	328.110	251.000	23,5	»	
1224 de 54	62	3	335.680	258.000	23,2	»	
1226 de 54	62	3	341.080	266.500	21,9	»	
2167 de 54	65	3,1	347.983	217.500	37,5	»	Rupture à l'amarre
2169 de 54	65	3,1	358.547	223.000	37,7	»	Rupture à l'amarre
2171 de 54	67	3,1	361.817	204.500	43,5	»	Rupture à l'amarre
2638 de 54	64	3,1	390.644	300.000	23,2	213	1 t. rompu à l'amarre
2640 de 54	64	3,1	384.138	284.000	26	209	8 t. rompus à l'amarre
3958 de 54	64	3,07	355.236	281.000	20,9	190	Rupture à l'amarre
4115 de 54	64,5	3,1	388.507	299.000	23		Rupture à l'amarre
1089 de 55	30	1,4	56.266	37.500	33,4	146	8 t. couche ext. et autres couches romp en pl. épr.
2332 de 55	66	3,1	393.403	301.000	23,5	216	7 t. couche ext. rompus à l'amarre
			Composition : 17 + 11 + 6 = 34 torons de (8 + 8 + 1 fils)				
380 de 50	72	2,85	487.830	358.000	26,6	196	
2721 de 54	68	2,83	530.450	410.000	22,8	217	Rupture à l'amarre
			Composition : 18 + 12 + 6 = 36 torons de 7 fils				
1680 de 51	68	3,1	412.840	244.500	40,7	213	Rupture de fils à partir de 200 t.
			Composition : (8 + 5) et (8 + 4) torons				
2669 de 54	70	2,53	368.170	243.000	34	usagé	Rupture en pleine éprouv.
3979 de 54	78	2,95	509.320	408.320	20	200	4 t. et la couche int. romp. l'amarre
			Composition : 7 + 5 + 4 = 16 torons de (24 + 20 + 7 fils)				
12 de 54	56	—	255.860	201.000	21,5	usagé	Rupture en pleine éprouv.
788 de 55	56	2,48	248.810	215.500	12,7	184	3 t. rompus à l'amarre

Il ressort du tableau I que la « *charge de rupture effective* » (ligne 3 du tableau II) présente, par rapport à la « *charge de rupture totalisée* » (ligne 1 du tableau II), un écart en moins variant de 0 à un maximum de 43,5 %.

L'expérience montre que les dispersions sont moindres pour les câbles plats pour lesquels elles varient de 0 à 27 % maximum.

5. — Quelle est la raison de cette dispersion si considérable pour les résultats d'essai sur éprouvettes entières de câbles et quelle est l'incidence que cette dispersion peut provoquer dans la fabrication et la mise en service des câbles ?

Les facteurs de dispersion principaux pour un même type de construction de câble proviennent :

a) de la fabrication (exécution en corderie);

b) du mode de commettage et de toronnage (Croix, Lang, Seale, Warrington, âme métallique ou en textile, etc.);

c) de la résistance du fil d'acier employé;

d) du diamètre des fils;

e) des précautions plus ou moins suffisantes prises lors du prélèvement de l'éprouvette et du ligaturage des extrémités;

f) de la façon dont l'éprouvette pour essai a été manutentionnée pendant l'expédition;

g) de la façon plus ou moins homogène dont travailleront, au cours de l'essai, les divers éléments dont est composée l'éprouvette;

TABLEAU II. — *Appelations utilisées pour les différentes charges de rupture obtenues lors des essais de câbles.*

	A.I.B.	*France*	*Angleterre*	*Allemagne*	*Remarques*
1	Charge de rupture totalisée R tot.	Résistance totalisée expérimentale		Ermittelte Bruchbelastung	Somme des charges de rupture effectives des différents fils.
2	Charge de rupture calculée R cal.	Résistance totalisée expérimentale, perte déduite			Comme (1) mais en faisant intervenir un coefficient de perte au câblage ou de perte au commettage. Ce coefficient de perte au câblage est égal, en %, à : $\frac{\text{R tot.} - \text{R eff.}}{\text{R tot.}} \times 100$
3	Charge de rupture effective R eff.	Charge de rupture expérimentale	Actual breaking load	Wirkliche Bruchbelastung	Déterminée par essai sur bout entier.
4	Charge de rupture théorique R th.	Résistance totalisée théorique	Aggregate breaking load	Rechnerische Bruchbelastung	Produit de la section portante (= nombre de fils × section des fils) par la résistance unitaire spécifiée pour les fils composant le câble.
5		Résistance totalisée théorique, perte déduite	Estimated actual breaking load		Nombre obtenu en diminuant la résistance totalisée théorique (4) de la perte au commettage admise.

Les appellations néerlandaises pouvant prêter à confusion, nous ne les avons pas notées. En effet, l'expression « berekende breekbelasting » correspond à la charge de rupture théorique (aggregate breaking load). On remarquera que c'est la traduction littérale de ce que nous avons appelé « Charge de rupture calculée », qui est obtenue à partir de la charge de rupture totalisée, affectée de la perte au câblage.

h) des conditions de l'essai et du banc d'épreuves utilisé : de l'amarrage par coins de serrage simples ou différentiels, plats ou ronds, et des fourrures intercalées entre les coins et le câble, ou bien de l'amarrage par extrémités culottées de l'éprouvette et, dans ce cas, de l'exécution des culots coulés et du métal servant au culottage.

Peut-on, dans une certaine mesure, éliminer ou réduire ces facteurs de dispersion ? Pour certains de ces facteurs, la réponse peut être affirmative, comme il ressort de l'examen des statistiques d'essais.

L'expérience montre que l'élimination complète de la dispersion est impossible, car une rupture ne se commande pas. Elle peut se produire en pleine éprouvette ou partie ou en tout dans les amarres, aussi bien avec amarrage direct par coins différentiels qu'avec éprouvettes culottées. Mais cette dispersion joue, tantôt en faveur d'un système et tantôt en faveur de l'autre, ce qui fait que l'on ne peut pas préconiser l'utilisation des coins différentiels pour l'amarrage des câbles à essayer plutôt que le culottage des bouts.

Il ressort, en effet, de la statistique des essais que la perte au câblage est plus petite ou plus grande avec une rupture en pleine éprouvette qu'avec une rupture aux amarres. Les tableaux III, IV et V en font foi.

TABLEAU III. — *Câbles ronds.*

Composition	*Ø câble*	*Rupture*	*Perte au câblage*
18 torons de (8 + 8 + 1) fils	57,3	6 torons rompus à l'amarre	11,3 %
id.	id.	pleine éprouvette	25,4 %
id.	id.	pleine éprouvette	22,0 %
18 torons de (9 + 9 + 1) fils	62,5	entièrement rompu à l'amarre	13,0 %
id.	id.	entièrement rompu à l'amarre	11,3 %
18 torons de (9 + 9 + 1 fils)	65,4	8 torons couche extérieure + toute la couche intérieure rompus à l'amarre	7,0 %
18 torons de (9 + 9 + 1) fils	65,—	6 torons couche extérieure + toute la couche	
id.	id.	intérieure rompus à l'amarre	13,0 %
		2 torons rompus à l'amarre + 2 tor. en pl. éprouv.	36,8 %
		2 torons rompus à l'amarre + 1 tor. en pl. éprouv.	38,0 %
18 torons de (9 + 9 + 1) fils	62,—	4 torons rompus à l'amarre	20,4 %
id.	id.	6 torons rompus à l'amarre	22,0 %
18 torons de (8 + 8 + 1) fils	43,8	pleine éprouvette	19,0 %
34 torons (17 + 11 + 6) d. 7 f.	64,—	1 toron rompu à l'amarre	23,2 %
id.	64,—	8 torons rompus à l'amarre	26,0 %
id.	63,5	Rupture à l'amarre	20,9 %
id.	64,5	Rupture à l'amarre	23,0 %
id.	30,—	8 torons couches extérieures à l'amarre, les autres couches en pleine éprouvette	33,4 %
id.	66,—	7 torons rompus à l'amarre	23,5 %
17 torons de (10 + 10 + 6 + 1)		Pleine éprouvette	0
fils	60,—		
id.	id.	Amarre	0
id.	id.	Amarre	0
id.	id.	Pleine éprouvette	16,2 %
id.	id.	Pleine éprouvette	23,8 %
17 torons de (10 + 10 + 6 + 1)			
fils	59,—	Pleine éprouvette	23,0 %
id.	id.	Rupture à l'amarre	20,9 %
id.	id.	Rupture à l'amarre	16,8 %
id.	id.	Pleine éprouvette	22,7 %
id.	id.	Rupture à l'amarre	12,7 %

TABLEAU IV. — *Câbles clos.*

Câbles clos	*Ø*	*Perte au câblage*	*Rupture*
usagé	40 mm	6 %	pleine éprouvette
neuf	42 mm	25 %	amarre
neuf	45 mm	10 %	pleine éprouvette
usagé	48 mm	16,7 %	amarre
neuf	50 mm	9 %	amarre
neuf	30 mm	13 %	amarre
neuf	41 mm	8 %	amarre
usagé	41 mm	17,4 %	pleine éprouvette

Remarque : Tous les essais signalés ci-dessus ont été obtenus par amarrage entre coins de serrage différentiels sur le banc d'épreuves de 800 t de l'A.I.B.

TABLEAU I.

Essais de câbles effectués sur le banc d'épreuve de 800 t de l'A.I.B.

Essai n° et millésime	Ø câ. mm	Ø fil mm	Charge de rupture Totalisée en kg	Charge de rupture Effective en kg	P. C. % (1)	R. U. en kg/mm² (2)	Rupture
Composition : 12 + 6 = 18 torons de (9 + 9 + 1 fils)							
2725 de 51	61	3,05	328.660	256.000	22,1	usagé	
555 de 52	65	3,1	350.580	268.000	23,8	»	
931 de 52	65	3,1	379.220	286.000	24,0	»	
932 de 52	62	3,1	362.470	296.000	18,0	»	
933 de 52	63	3,1	365.720	289.000	20,7	»	
934 de 52	62	3,1	377.500	277.000	26,5	»	
935 de 52	62	3,1	368.210	291.250	20,5	»	
936 de 52	63	3,1	366.030	294.500	19,8	»	
2571 de 54	62,5	3,08	373.760	242.500	34,6	194	6 torons rompus à l'amarre
3562 de 54	66	3,15	372.840	265.000	28,8	usagé	Rupture de fils à 250 t 6 torons de la couche ext. rompus à l'amarre - couche int. romp. en pleine éprouvette
3632 de 54	62	2,96	366.138	260.000	28,7	208	Rupture à l'amar. - couche int. en pleine éprouvette
3944 de 54	62	2,95	352.450	216.000	38,5	usagé	Couche ext. rupt. à l'amarre - Couche int. en pleine éprouvette
3946 de 54	62	2,95	342.860	220.000	35,5	»	Rupt. à l'amarre
3948 de 54	62	2,95	332.910	236.500	28,5	»	Rupt. à l'amarre
3950 de 54	62	2,95	351.800	224.000	36,4	»	Rupt. à l'amarre
3952 de 54	62	2,95	340.810	237.000	30,2	»	Couche ext. : 3 t. romp. à l'amarre couche int. : 9 t. en pleine éprouvette
3954 de 54	62	2,95	345.130	237.500	31,2	»	Rupt. à l'amarre
4084 de 54	58	2,92	280.120	209.000	25,4	»	Rupt. en pleine éprouv.
4086 de 54	58	2,92	279.870	212.000	23,8	»	
4088 de 54	58	2,92	276.000	215.000	22,0	»	Rupt. en pleine éprouv.
4090 de 54	58	2,92	235.570	209.000	11,3	»	Couche ext. : 6 t. romp. à l'amarre. - 2e couche en pleine éprouvette
1303 de 55	64,8	3,1	382.815	240.000	37,0	196	Rupt. à l'amarre
2087 de 55	64,8	3,1	392.990	252.000	35,5	199	3 t. rompus à l'amarre
1922 de 55	62	2,96	380.880	251.000	34	215	2 t. rompus à l'amarre
2107 de 55	65	3,04	362.250	256.000	29	usagé	
2109 de 55	65	3,04	347.400	289.000	16,9	»	
2111 de 55	65	3,1	348.715	281.000	19,0	»	
2113 de 55	65	3,1	347.100	291.000	15,7	»	
2110 de 55	63,8	3,04	369.810	253.000	31	190/200	3 t. rompus à l'amarre
2130 de 55	62	2,9	311.280	245.000	21	180/190	5 t. rompus à l'amarre
2207 de 55	58,5	2,75	291.840	252.000	13	usagé	7 t. couche ext. et toute la couche int. romp. à l'amarre
2209 de 55	58,5	2,75	280.545	249.000	11,3	»	Entièrem. romp. à l'amar.
2211 de 55	61,5	3,08	334.310	310.000	7	»	8 t. couche ext. + toute la couche int. romp. à l'am.
2213 de 55	65,4	3,08	357.330	311.000	13	»	6 t. couche ext. + toute la couch. int. romp. à l'am.

(1) P. C. = Perte au câblage.

(2) R. U. = Rupture unitaire. — Lorsqu'un *nombre* est inscrit dans cette colonne, il indique la charge de rupture unitaire obtenue sur les fils constitutifs. Cette résistance ne se calcule que pour les câbles *neufs*. Lorsqu'il est indiqué « usagé », l'essai a été essayé sur un câble en service ou déposé.

Essai n° et millésime	Ø câ. mm	Ø fil mm	Charge de rupture Totalisée en kg	Charge de rupture Effective en kg	P. C. % (1)	R. U. en kg/mm² (2)	Rupture
2416 de 55	63	3,07	363.930	230.000	36,8	»	2 t. rompus à l'amarre et 2 t. rompus à 10 cm de l'amarre.
2418 de 55	63	3,07	363.930	238.000	34,2	»	Mise sous charge à 150 t, reprise 0,20 m de chaque côté. 2 t. rompus à l'amarre, 1 t. romp. en pl. éprou.
2797 de 55	60	3,02	327.500	260.000	20,4	»	4 t. couche ext. rompus à l'amarre.
2799 de 55	60	3,02	325.920	252.500	22	»	6 t. couche ext. rompus à l'amarre.
2815 de 50	61	2,95	300.855	217.500	27,6	»	
2752 de 50	48	2,5	183.404	133.000	27	»	
784 de 55	43,8	2,24	150.522	121.500	19	192,5	4 t. et l'âme, romp. en pleine éprouv.
1767 de 52	65	3,07	373.020	287.000	23	204	
2484 de 52	63	3,07	375.600	254.000	32,3	201	Couche extér. rompue à l'amarre. Couche int. + l'âme romp. en pl. éprouv.
Composition : 12 + 6 = 18 torons de (12 + 12 + 6 + 1 ou 10 + 10 + 6 + 1 fils)							
3846 de 55	60	2,3	304.760	220.500	27,6	usagé	
3847 de 51	60	2,3	258.580	227.000	12,1	»	
3849 de 51	57	2,3	230.690	229.000	0,8	»	
3850 de 56	57	2,3	237.840	238.500	0	»	
3851 de 51	60	2,3	288.620	227.000	21,3	»	
3852 de 51	60	2,3	245.570	244.000	0,7	»	
3852 de 51	58	2,3	262.570	233.000	11,3	»	
3854 de 51	59	2,3	304.860	222.000	27,1	»	
262 de 52	60	2,4	303.490	263.000	13	»	
2658 de 51	56	2,45	286.390	212.000	26	209	Rupt. des premiers fils à 195 t.
Composition : 12 + 6 = 18 torons de (12 + 6 +6 + 6 + 1 ou 10 + 5 + 5 + 5 + 1 fils)							
202 de 54	66,7	2,50	376.320	296.000	21,3	190	
1846 de 55	65,3	2,80	371.370	290.000	21,9	190/200	4 t. rompus à l'amarre
1848 de 55	65,6	2,80	371.400	289.000	22,1	190/198	5 t. couche ext. rompus à l'amarre
Composition : 11 + 6 = 17 torons de (9 + 9 + 1 fils)							
225 de 52	61	3,06	317.035	231.000	27,1	usagé	
2730 de 55	61	3,09	339.710	272.500	19,8	»	
Composition : 11 + 6 = 17 torons de (10 + 10 + 6 + 1 fils)							
1492 de 54	60	2,82	322.410	251.000	22,1	196	
2671 de 55	60	2,82	233.332	236.000	0	usagé	En pleine éprouvette
2673 de 55	60	2,82	238.410	239.000	0	»	A l'amarre
2675 de 55	60	2,82	236.135	237.000	0	»	A l'amarre
2677 de 55	60	2,82	285.160	239.000	16,1	»	En pleine éprouvette
2679 de 55	60	2,82	315.485	240.000	23,8	»	A l'am. et en pl. éprouv.
Composition : 11 + 6 = 17 torons de (9 + 3 + 3 fils)							
2047 de 55	56	2,84	232.327	187.000	19,6		

TABLEAU V. —*Câbles clos porteurs de blondins. — Essais effectués sur le banc d'épreuves de 800 t de l'A.I.B.*

N° de l'essai	Ø mm	Désignation et longueur de l'éprouvette	Amarrage	Résistance totalisée kg	Résistance effective kg	Perte au câblage %	Remarques
1	72	Câble I bout de 3 m	Serrage dans les mordaches	560.905	437.000	22	Rupt. à l'amarre (s. culots)
2	72	Câble II 4 m entre mordaches	Serrage dans les mordaches entre les bouts culottés aux extrémités	569.405	414.500	27	Rupture à l'amarre
3	60		Serrage dans les mordaches	354.240	305.500	13	Rupture aux amarres
4	76,5		Culots cylindriques en zinc	625.270	481.000	23	Rupt. 15 cm d'un des culots
5	73	Câble III env. 3 m entre culots	Culots cylindriques en zinc	570.000	473.000	17	Rupt. de fils à l'intérieur d'un des culots
6	73	Câble II 2,77 m entre culots	Têtes culottées coulées alliage 83 % plomb 17 % antimoine	578.225	432.000	25	Rupture principale à env. 5 cm d'un des culots
7	73	Câble IV 2,64 m entre culots	Têtes culottées coulées alliage 83 % plomb 17 % antimoine	564.195	423.000	25	Rupt. princ. à l'un des cul.
8	72	Câble I env. 3 m entre culots	Culots en zinc	560.905	470.000	17	Rupt. à 17 cm d'un d. cul.
9	73	Câble II env. 3 m entre culots	Culots en zinc	578.225	458.000	20	Rupt. à 14 cm d'un d. cul.
10	73	Câble IV env. 3 m entre culots	Culots en zinc	564.195	485.000	14	Rupt. en pleine éprouvette

La plus petite perte au câblage (13 %) a été obtenue avec une rupture dans les amarres et pour une éprouvette amarrée par serrage dans les coins différentiels. C'est ainsi que nous avons été amenés à considérer que nous pouvions accepter une rupture dans les amarres, aussi bien qu'une rupture en pleine éprouvette, pour la détermination de la charge de rupture effective d'un câble obtenu au banc d'épreuves et que l'amarrage par coins différentiels donne des résultats au moins aussi bons que l'amarrage par bouts culottés. On remarquera aussi la supériorité des résultats obtenus avec les culots en zinc par rapport aux culots en plomb-antimoine, qui coûtent beaucoup plus cher.

6. — La question la plus importante sur le plan pratique est de pouvoir déterminer, lors de la commande d'un câble, la section métallique qui lui permettra de satisfaire aux conditions relatives aux coefficients de sécurité de l'art. 22 du Règlement précité.

Lorsqu'un usager commande un câble d'extraction, le seul élément dont il dispose est la charge maximum de service qu'il s'est imposée et qui comprend le poids présumé du câble suspendu dans le puits. Cette charge maximum, multipliée par le coefficient de sécurité prescrit, caractérisera la charge de rupture minimum du câble à garantir par le fournisseur pour répondre à la réglementation belge.

Le problème pour le fabricant, sera de donner à son câble la section portante de métal suffisante en fonction de la charge unitaire de rupture choisie pour répondre à cette exigence. S'il est exigé, avant la mise en service, un essai sur éprouvette entière, le fabricant doit, en raison de l'*incertitude* quant au résultat de l'essai, prendre une « charge de rupture théorique » (ligne 4 du tableau II) supérieure de 43 % à la « charge de rupture effective » stipulée à la commande, s'il ne veut pas courir le risque d'obtenir, lors des essais de réception, une « charge de rupture effective » (ligne 3 du tableau II) inférieure à la charge de rupture stipulée à la commande, et de se voir refuser le câble. Dans la pratique courante et dans les cas où la réception spécifie une « charge effective » donnée, la « charge de rupture théorique » est généralement choisie de 30 % supérieure à la charge de rupture effective.

En conséquence, le fabricant est amené à prendre des fils à résistance très élevée ou bien augmenter la section portante. Comme, dans un grand nombre de câbles utilisés pour l'extraction en Belgique, on utilise déjà les résistances unitaires maxima, sa seule ressource consistera à prendre une section portante au moins égale à 143 % de celle correspondant à la « charge de rupture effective » (ligne 3 du tableau II), c'est-à-dire qu'il devra alourdir considérablement le câble et augmenter son diamètre, choses qui sont la plupart du temps incompatibles avec les installations existantes et qui sont d'ailleurs tout à fait inutiles, voire même nuisibles. Cette voie serait d'ailleurs *sans issue*, car plus un câble est important, plus s'accroît la différence entre « charge de rupture effective » et « charge de rupture totalisée » pour les câbles neufs.

7. — On est sorti conventionnellement de ce dilemme en Allemagne en déduisant la charge de rupture du câble de la « Ermittelte Bruchbelastung » (ligne 1 du tableau II), ce qui permet au fabricant de calculer la composition de son câble avec une approximation suffisante pour affronter les essais de réception. Ces essais se font donc suivant des directives précises contenues, pour le Oberbergamt Dortmund, dans le « Bergpolizeiverordnung für die Seilfahrt », paragr. 16 et 17 (Verlag Hermann Bellman, Dortmund). Ces spécifications sont complétées, pour les câbles en général, par la DIN 6890 - Drahtseile, Technische Lieferbedingungen, Werkstoffprüfung, paragr. 25, qui spécifie ce qui suit :

La charge de rupture effective peut être inférieure à la charge de rupture théorique :
- de 20 % maximum pour les câbles à 6 torons avec un nombre de fils maximum de 222 en câblage Croix ou Lang;
- de 25 % maximum pour les mêmes câbles avec un nombre de fils supérieur à 222, pour les câbles à 8 torons, et pour tous les câbles dont les fils ont même longueur de pas de commettage dans les torons (Seale) et pour lesquels la résistance des fils est inférieure ou égale à 180 kg/mm^2.

Pour tous les câbles dont les fils ont une résistance supérieure à 180 kg/mm^2, ainsi que pour les câbles d'autres compositions les charges de rupture à garantir seront à convenir spécialement.

8. — 8.1. — En France, le projet de norme M 81-901 mis en application par les « Charbonnages de France » pour les besoins de l'industrie houillère, stipule au chapitre VII « Perte au Commettage » :

1° Perte au commettage expérimentale. — Pour un câble existant matériellement, c'est la différence entre la résistance totalisée expérimentale et la charge de rupture expérimentale (1). Cette perte au commettage s'exprime en % de la résistance totalisée expérimentale.

2° Perte au commettage admise. — C'est la valeur de la perte définie ci-dessus que l'on admet pour un type de câble donné, pour prévoir par le calcul, avant que le câble soit réalisé, sa charge de rupture expérimentale à partir de sa résistance totalisée théorique. Cette perte au commettage s'exprime en % de la résistance totalisée théorique.

Le tableau VI donne les valeurs admises pour les câbles d'extraction normalisés.

TABLEAU VI

Câbles à 6 torons de 19 fils	13 %
Câbles à 6 torons de 37 fils	15 %
Câbles à 8 torons de 19 fils (âme centrale mixte)	16 %
Câbles à 8 torons de 37 fils (âme centrale mixte)	18 %
Câbles Nuflex à 17 torons de 7 ou 19 fils	16 %
Câbles Nuflex à 34 torons de 7 ou 12 fils	18 %
Câbles Nuflex à 34 torons Seale Lay de 17 ou 19 fils	20 %
Câbles à 6 torons triangulaires	14 %

8.2. — Tout récemment, l'instruction I.G./H.S.M. n° 104 pour l'application du décret n° 51-508 du 4 mai 1951, modifié par le décret du 10 mai 1955, contient, sous l'art. 109, les considérations suivantes :

(1) Cette différence, à laquelle l'usage a donné le nom de « perte », provient en particulier du fait que les fils sont inclinés sur l'axe du câble et ne travaillent pas à la traction selon leur axe. Mais elle provient également des erreurs d'expérience provoquées par le glissement des fils dans les torons et des torons dans le tronçon du câble au moment de l'essai, erreurs qui s'ajoutent et diminuent la valeur de la charge de rupture expérimentale.

« Art. 109. § 1er. — La charge de rupture à la traction de tout câble destiné à la circulation du poste doit, lors de sa réception, être :

» Soit constatée par un essai portant sur un tronçon de câble entier dont on mesure aussi l'allongement avant rupture;

» Soit, pour les câbles métalliques, déterminée à partir des essais de traction sur fils que prescrit l'alinéa suivant.

» Quel que soit le mode d'établissement de la charge de rupture d'un câble métallique, tous les fils d'une même section doivent avoir été soumis à des essais appropriés, notamment de traction, de flexion et de torsion. Tous ces essais sont renouvelés à titre comparatif sur un certain nombre de fils avant la mise en service du câble si celle-ci a lieu plus de deux ans après la réception. »

Quant aux pertes au câblage, elles sont *estimées* à 12 % pour les câbles clos, 15 % pour les câbles à une couche de torons et 20 % pour les câbles à couches multiples de torons.

L'instruction ajoute cependant (paragraphe 6 du commentaire sur l'art. 109) :

« L'usager, cependant, est libre d'opter pour la valeur particulière qu'il a obtenue, à l'encontre des valeurs types, quel que soit leur bien fondé. S'il s'y arrête, il améliorera son estimation en la réajustant à l'occasion du premier coupage et l'affranchissant ainsi de l'erreur de non-tassement. »

9. — Grâce à la circulaire du 14 mai 1917 du Directeur Général des Mines de Belgique, rappelée le 8 avril 1941 par sa circulaire n° 13 F/5411 (voir pp. 108 à 110 de la Police des Mines — onzième édition — 1947), des essais comparatifs entre la « charge de rupture effective » (ligne 2 — tableau II) ont été faits à l'A.I.B. en quantité suffisante pour permettre d'en tirer des enseignements du plus haut intérêt, qui ont conduit aux deux constatations principales suivantes :

1°) *La comparaison entre « charge de rupture effective » et « charge de rupture calculée » pour la recherche du coefficient le plus convenable de la « perte au câblage » doit se faire, non sur les résultats d'essais obtenus sur éprouvettes prélevées sur câbles neufs, mais sur les résultats d'essais obtenus sur éprouvettes prélevées sur câbles usagés lorsqu'il s'agit, bien entendu, de câbles usagés encore en bon état, ayant encore le coefficient de sécurité réglementaire, et dont tous les éléments qui les composent participent de façon égale à la charge.*

Les facteurs de dispersion de d) à g), pour les résultats d'essais signalés ci-dessus, sont en effet fortement atténués pour les câbles ayant fonctionné pendant un temps de service suffisant.

2°) *C'est la plus petite perte au câblage (c'est-à-dire le pourcentage de perte le plus faible) qui doit être choisie pour un type donné de câble* puisque, pour un même type de câble provenant d'une même fabrication, voire même des éprouvettes provenant d'un seul câble et prélevées l'une à la suite de l'autre, comme le montrent les résultats des essais des câbles de 72 et 73 mm de diamètre du tableau V, on obtient une perte au câblage tantôt élevée tantôt faible.

La charge de rupture effective la plus élevée (donnant donc la perte au câblage la plus faible) devrait en effet toujours pouvoir être obtenue si les circonstances optima de l'essai pouvaient être reproduites.

Il faut cependant toujours tenir compte de l'incidence des facteurs a), b), c) et d), car il est difficile d'établir de façon expérimentale la perte au câblage pour chaque câble à essayer (en fonction de sa composition, de son genre de commettage Croix, Lang, Seale ou Warrington, de la résistance des fils et de leurs différents diamètres dans le câble, ainsi que de la longueur de leur pas de commettage dans le toron et de la longueur du pas de câblage des torons dans le câble, et d'un grand nombre d'autres facteurs dépendant de la construction et variant souvent d'un câble à un autre pour un même type de fabrication).

10. — Il est donc préférable d'utiliser des pertes au câblage moyennes pour chaque type de câble comme le donne le tableau VII.

Il faut exclure les pertes « négatives » que l'on constate parfois dans des câbles fortement usagés et qui proviennent généralement du fait que la charge de rupture totalisée est influencée par le nombre plus ou moins grand de fils brisés qui y sont comptés pour 0, alors que, comme un fil brisé reprend sa résistance dans l'ensemble à une distance d'environ deux pas de câblage à partir de la rupture, ils peuvent encore intervenir dans la charge de rupture effective.

Lors de l'essai fil par fil d'un tel câble, la charge obtenue est celle de la section la plus faible du fil, tenant compte de l'indentation, de l'usure, de la corrosion, etc... Par la totalisation de ces résultats, on obtient ainsi la somme des sections les plus faibles se trouvant dans le câble et non pas la section entière la moins résistante où se produit la rupture au banc d'épreuves.

De toute façon, cette méthode conduit à une sécurité absolue supérieure à celle obtenue par la méthode allemande qui utilise la méthode de la « charge de rupture totalisée ».

Il n'est donc pas fait de distinction entre câbles neufs et câbles usagés en bon état, pour l'affectation d'un coefficient de perte au câblage pour la détermination de la « charge de rupture calculée ». Les essais sur câbles déposés devant se faire sur éprouvette entière et aussi sur fils séparés, leur perte au câblage est facile à déterminer dans chaque cas particulier, la comparaison de leurs résultats d'essai de traction (« charge de rupture effective » et « charge de rupture calculée ») ne devant servir à la correction éventuelle du Tableau VII des pertes au câblage que pour les câbles dont le coefficient de sécurité après dépose est supérieur au coefficient limite inférieur, prévu à l'art. 22 du Règlement sur la Police des Mines (ou aux coefficients de sécurité prévus aux dérogations).

11. — Les « coefficients de perte au câblage » donnés par le tableau VII de l'A.I.B., qui ont été trouvés expérimentalement par les essais relevés au

TABLEAU VII

Tableaux des pertes au câblage des câbles.

Câbles plats.

Composition	*Pertes au câblage* %
4 × 4 × 6	6
6 × 4 × 5	6
6 × 4 × 6	6
6 × 4 × 7	6
6 × 4 × 8	6
6 × 4 × 9	6
6 × 4 × 10	6
6 × 4 × 11	6
6 × 4 × 12	6
6 × 4 × 13	6
8 × 4 × 5	6
8 × 4 × 6	6
8 × 4 × 7	6
8 × 4 × 8	6
8 × 4 × 9	6
8 × 4 × 10	6
8 × 4 × 11	7
8 × 4 × 12	7
8 × 4 × 13	7
8 × 4 × 14	7
8 × 4 × (9 + 3 + 3)	7
10 × 4 × 5	8
10 × 4 × 6	8
10 × 4 × 7	8
10 × 4 × 8	8
10 × 4 × 9	8
10 × 4 × 10	8
10 × 4 × 11	8
10 × 4 × 16	9

Câbles clos

jusque 40 mm de Ø	8
de 41 à 50 mm de Ø	10
de 50 à 77 mm de Ø	13

Câbles ronds à 6 torons

Composition	*Pertes au câblage* %
6 × 3	5
6 × 5	5
6 × 6	5
6 × 7	5
6 × 9	5
6 × 12	5
6 × 14	5
6 × 19	8
6 × 24	10
6 × 27	10
6 × 30	10
6 × 37	12
6 × 61	14
8 × 61	16

Câbles Nuflex

Composition	*Pertes au câblage* %
17 et 18 torons	10
17 et 18 torons Seale et Warrington	11
34 torons	19
35 torons	19
câbles ronds à couches de torons plats	7.5

Câbles grelins

6 × 6 × 7	15
6 × 6 × 19	25
6 × 6 × 37	30
7 × 6 × 19	25
7 × 7 × 37	30

Tableau I et ramenés conventionnellement à un seul nombre pour un type de câble déterminé, neuf ou usagé en bon état, sont utilisés pour la confection des certificats d'épreuves de l'A.I.B. suivant les instructions de la circulaire n° 95-114.1/1 du 2 septembre 1955 du Directeur Général des Mines de Belgique, (5e alinéa a).

Les usagers et les fabricants ont donc toutes les indications utiles pour la détermination de la composition de leurs câbles d'extraction et les agents réceptionnaires pour procéder aux essais de réception.

12. — Si la méthode de calcul pour la détermination de la charge de rupture des câbles d'extraction, indiquée par la circulaire du 2 septembre 1955 du Directeur Général des Mines de Belgique, est donnée par la formule R = F (1 — P), dans laquelle R est la charge de rupture calculée, F la charge de rupture totalisée, et P la perte au câblage choisie, cette méthode n'est cependant donnée que pour « écarter toute contestation » et elle n'exclut pas — au contraire — les essais sur éprouvettes entières.

On aura remarqué, en effet, sur le tableau, que certains câbles neufs donnent, pour des éprouvettes prélevées sur câbles neufs, des « pertes au câblage » notablement inférieures à celles trouvées pour la plupart des câbles neufs. C'est une indication que le facteur de dispersion a) peut être réduit sensiblement par les soins et la méthode apportés au cours de fabrication.

On s'en apercevra donc par les résultats de l'essai sur éprouvette entière, essai qui permettra également

de constater si la « perte au câblage » n'est pas excessive.

On remarquera également ce qui est spécifié à l'alinéa 7 de la circulaire du 2 septembre 1955 du Directeur Général des Mines :

« Tout câble qui accusera une « perte au câblage » supérieure à 20 % ne pourra être utilisé à la translation du personnel que sous certaines conditions ».

En pratique, il conviendra donc d'opérer les deux essais donnant, l'un la « charge de rupture effective » et l'autre, la « charge de rupture calculée ».

13. La charge de rupture effective devra pouvoir être déterminée au banc d'épreuve suivant les indications de l'usager ou du fournisseur, par amarrage direct entre coins de serrage ou par amarrage dans les têtes de la machine d'essai par l'intermédiaire de bouts culottés par coulée de métal (zinc ou mélange suivant spécifications précises).

L'A.I.B. est munie de l'équipement nécessaire pour procéder à ces différents genres d'amarrages sur son banc d'épreuves de 800 t.

Les essais de réception comprendront les déterminations de la « charge de rupture calculée » et de la « charge de rupture effective » faisant l'objet chacune d'un « certificat d'épreuve » et, faute de spécification particulière, la « charge de rupture effective » sera déterminée par amarrage direct entre coins de serrage.

Il est à noter que le câble, au cours de cette épreuve, est protégé du contact direct avec les coins de serrage par des fourrures en cuivre recuit (ou en aluminium, suivant le cas) pour les câbles ronds et par des fourrures en bois pour les câbles plats et que, dans la série des essais faisant l'objet du Tableau V, c'est l'essai n° 3 avec amarrage direct par coins de serrage qui a donné la « perte au câblage » la plus petite.

L'A.I.B. continue ses expériences sur la détermination de la charge de rupture des câbles d'extraction et ses statistiques sur cette question s'enrichissent sans cesse. Il serait désirable que des échanges d'information du même genre que celles publiées ci-dessus puissent se faire entre stations d'essai spécialisées dans ces essais, pour le plus grand bien de la sécurité dans l'utilisation des câbles d'extraction.

ESSAIS SUR CABLES D'EXTRACTION

Détermination de la charge de rupture effective.

Le laboratoire du banc d'épreuves pour câbles de mines de l'A.I.B. vient de perfectionner son installation pour la réalisation des essais de câbles ronds sur bouts culottés aux deux extrémités.

Les essais pour la détermination de la *charge de rupture effective* (1) pourront donc se faire couramment, soit par la méthode usuelle par amarrage par coins différentiels, soit par amarrage direct des bouts culottés.

Ci-dessous la description de ces installations :

1. — *Amarrage par coins différentiels* (fig. 1).

1.1. Le dispositif pour l'essai des câbles ronds comprend quatre paires de coins qui se logent dans les cavités correspondantes des têtes d'amarrage. Chaque paire comprend un coin extérieur et un coin intérieur. La face active des coins intérieurs a une inclinaison plus faible que celle des coins extérieurs. De ce fait, quand la machine exerce un effort de traction, les coins intérieurs sont entraînés dans une mesure beaucoup plus grande que les coins extérieurs qui glissent très peu dans la tête d'amarrage de la machine et les coins intérieurs glissant dans les coins extérieurs, serrent énergiquement le câble à essayer.

Pour la réalisation de l'essai, on insère, entre les surfaces des coins intérieurs et la surface du câble, des fourrures à griffe sur lesquelles on place des lamelles en matière tendre, par exemple : cuivre rouge recuit ou aluminium. On avance le long du câble les coins intérieurs en même temps que ces lamelles dans lesquelles le câble s'incruste sans se détériorer.

(1) Voir tableau II.

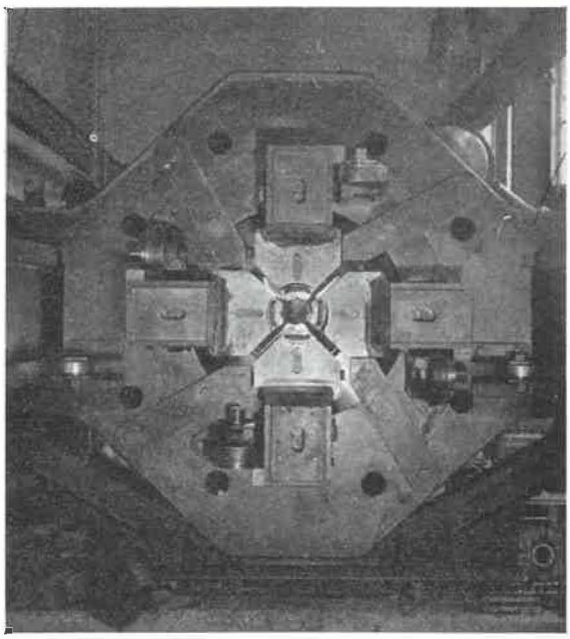


Fig. 1. — Coins avec garniture de fourrures dentelées pour câbles ronds.

1.2. Pour essayer des câbles plats en acier ou en aloès, on se sert de deux paires de coins seulement, et l'on serre les extrémités de ces câbles dans les coins de la machine, en interposant entre ces coins et le câble deux plateaux dont la face dorsale opposée au câble est bombée pour assurer un serrage bien correct de ce dernier, même s'il présente des inégalités d'épaisseur. La suppression des deux paires de coins latéraux laisse un vide considérable



Fig. 2. — Rupture d'un câble rond en pleine éprouvette (amarrage par coins différentiels).

dans la tête d'amarrage de la machine, ce qui permet de saisir des câbles de très grande largeur, jusque 50 cm.

Les coins pour câbles plats ont une grande inclinaison afin de leur permettre d'avancer notablement dans la tête de la machine (fig. 3).

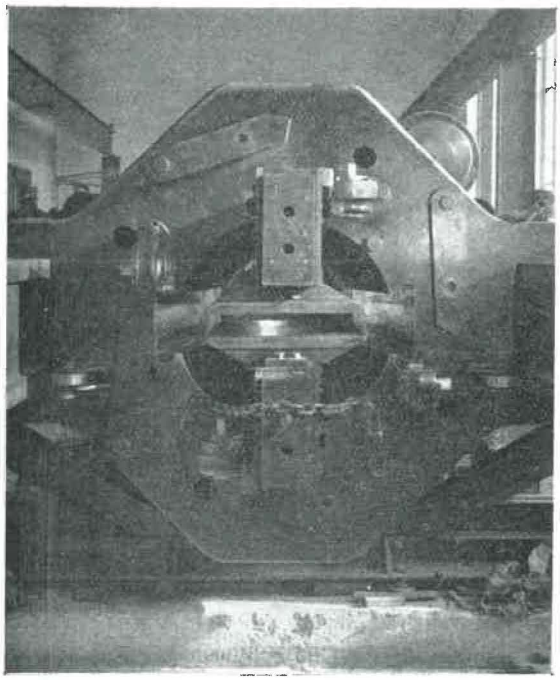


Fig. 3. — Montage pour l'essai de câbles plats.

2. — *Amarrage par bouts culottés.*

On peut également essayer les câbles ronds en munissant leurs extrémités de culots d'alliages à basse température de fusion, suivant le procédé ci-après :

2.1. *Pièces d'amarrage.*

Ces pièces sont composées de 4 paires de fourrures coniques; celle-ci se logent dans les cavités des coins pour câbles ronds.

L'inclinaison intérieure des fourrures est de 6°. Extérieurement elles forment, par groupes de 4 pièces, un cylindre d'un diamètre de 200 mm environ, les saillies épousant les vides intérieurs des coins.

Au montage, cet ensemble est serré entre les coins, comme pour le montage ordinaire d'un câble rond (fig. 4).

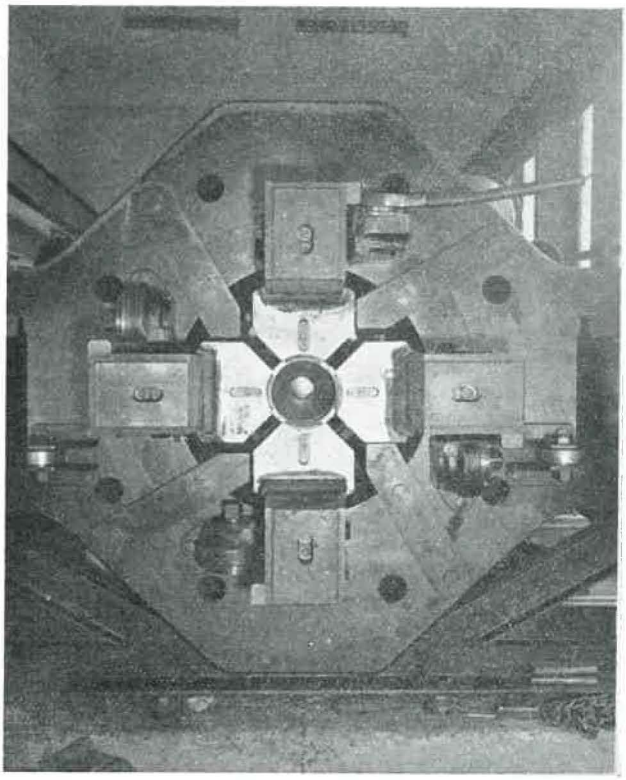


Fig. 4. — Vue des coins avec leur garniture de fourrures coniques montées sur la machine.

Lors de la mise en charge, le culot de l'éprouvette vient occuper la chambre conique que forment ces fourrures.

2.2. *Confection des culots.*

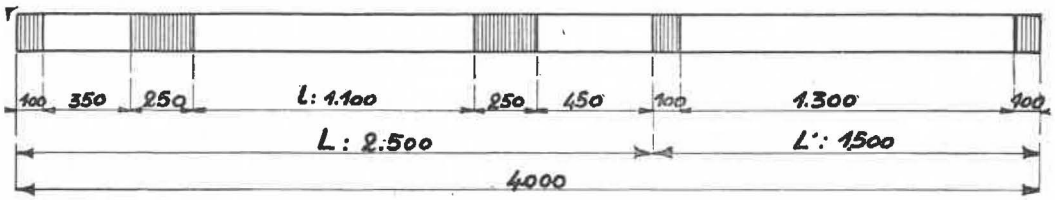
2.2.1. *Nature du métal coulé.*

D'une façon générale, il est fait usage d'une grande diversité d'alliages pour la confection des culots.

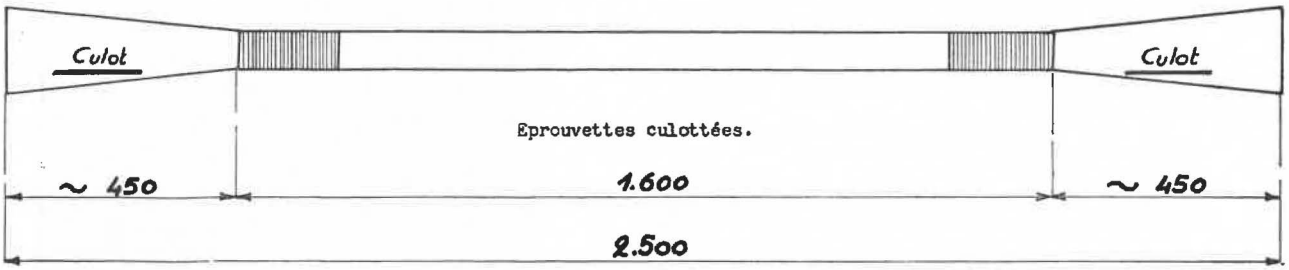
En ce qui concerne les câbles de mines et les câbles de transporteurs aériens, de téléfériques ou de télésièges, le *zinc pur* est le mieux indiqué, zinc de la qualité dite « zinc pur de première fusion » ou du zinc électrolytique.

2.2.2. *Effilochage des extrémités du câble et nettoyage des fils.*

Avant son effilochage, l'éprouvette est solidement ligaturée à chacune de ses extrémités au moyen d'un fil d'acier recuit de 1 à 2 mm ∅ suivant les dimen-



La distance (L) peut être augmentée et portée à 50 x le diamètre du câble, suivant les conventions acceptées entre parties.



Légende :

L = éprouvette pour essai entier (bout culotté).

L' = partie réservée aux essais sur fils.

Fig. 5. — Eprouvette pour essais entiers (bouts culottés) et sur fils.

sions du câble (fig. 5). On effiloche ensuite l'extrémité du câble, y compris les fils d'âme, sur une longueur au moins égale à 5 fois le diamètre du câble (jusque contre la ligature). Les âmes ou intercalaires éventuels en textile sont coupés contre la ligature et supprimés.

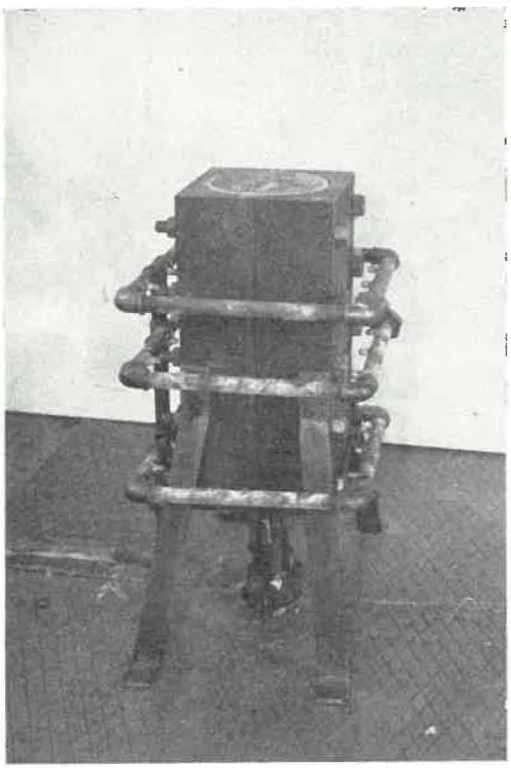


Fig. 6. — Moule avec dispositif de préchauffage.

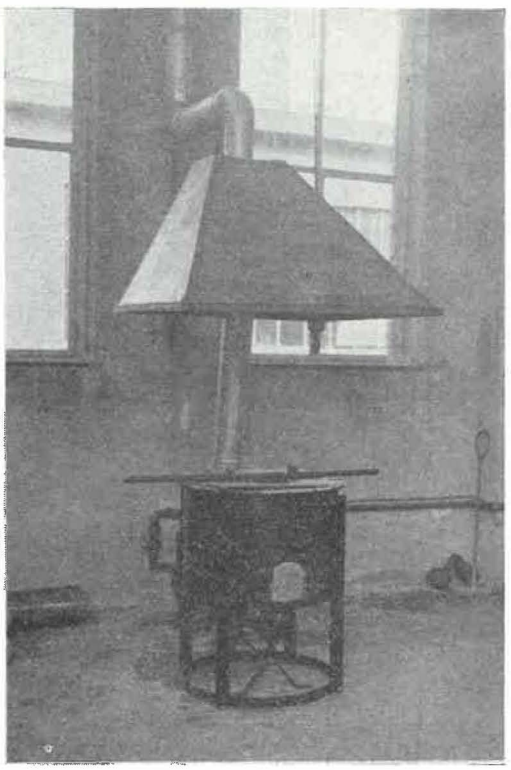


Fig. 7. — Four de fusion.

Les fils sont convenablement dégraissés à l'essence ou au thrichloréthylène.

2.2.3. *Coulée du métal.*

Pour effectuer la coulée dans les meilleures conditions voulues et à la température exacte voulue, il faut procéder préalablement au chauffage progressif du moule.

Celui-ci s'opère au moyen d'une rampe de chauffage à gaz (fig. 6). Ce procédé est particulièrement recommandable, car il permet un chauffage beaucoup plus régulier que celui assuré par un chalumeau par exemple. Cette opération est d'une grande importance car l'homogénéité de la coulée en dépend.

La température du moule est vérifiée à l'aide d'une baguette d'étain pour soudure, qui doit fondre au contact de l'intérieur du moule.

Le métal est chauffé dans un four de fusion (fig. 7) et la température en est vérifiée.

Lorsque les températures du moule et du bain de fusion sont reconnues adéquates on procède à la coulée dans le moule d'une façon assez lente.

L'opération est terminée lorsque le métal de coulée est entièrement solidifié (fig. 8).

On laisse ensuite refroidir le culot et on démoule lorsque la température le permet. On recommence l'opération à l'autre bout de l'éprouvette (fig. 9).

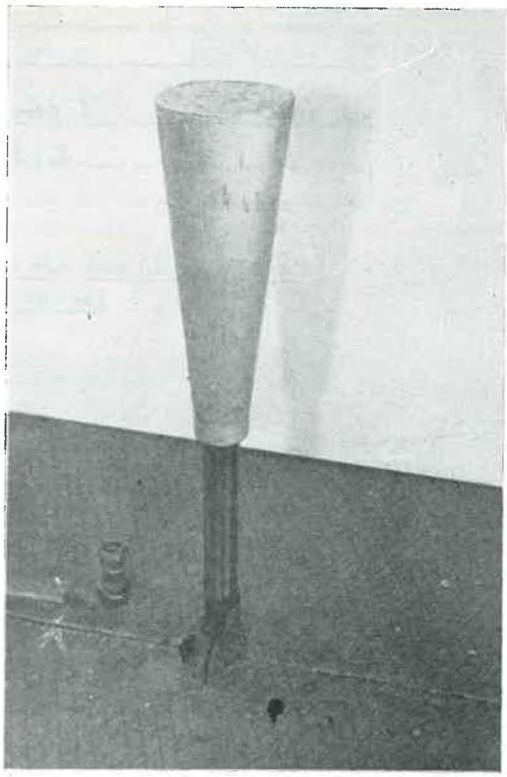


Fig. 8. — Culot terminé.

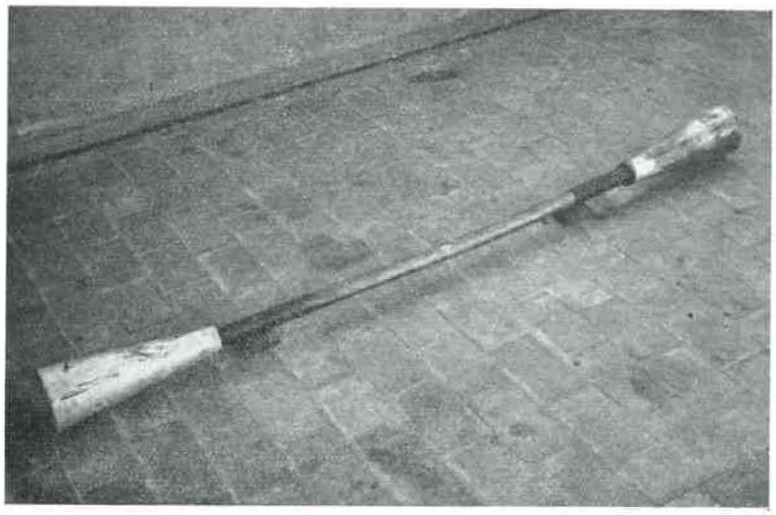


Fig. 9. — Eprouvette préparée (câble clos).

Le culottage terminé, le câble est introduit dans la machine d'essai et les culots sont pris dans les fourrures coniques.

Le processus de l'essai est le même que celui décrit pour l'amarrage par coins différentiels. La seule différence consiste en l'utilisation de fourrures coniques au lieu de fourrures à griffes avec intercalation de lamelles.

2.2.4 *Remarques.*

— A la demande expresse des intéressés, le culottage peut être effectué au moyen d'un alliage spécial. Dans ce cas, un supplément de prix correspondant à la quantité d'alliage nécessaire, compte tenu d'une perte d'alliage de 15 % par coulée, sera appliqué.

— Les câbles peuvent également être envoyés aux essais avec leurs bouts préalablement culottés par les soins de l'usager. Dans ce cas, le prix demandé pour l'essai correspond au prix demandé pour l'amarrage par coins différentiels, *pour autant que les dimensions des culots soient les suivantes :*

Ø côté intérieur de l'éprouvette : 75 mm;
Ø côté extérieur de l'éprouvette : 117 mm;
Longueur du culot : 450 mm.

— L'A.I.B. invite les personnes intéressées à se rendre compte de la façon dont les essais sont effectués à l'A.I.B. en visitant ses laboratoires. Elles

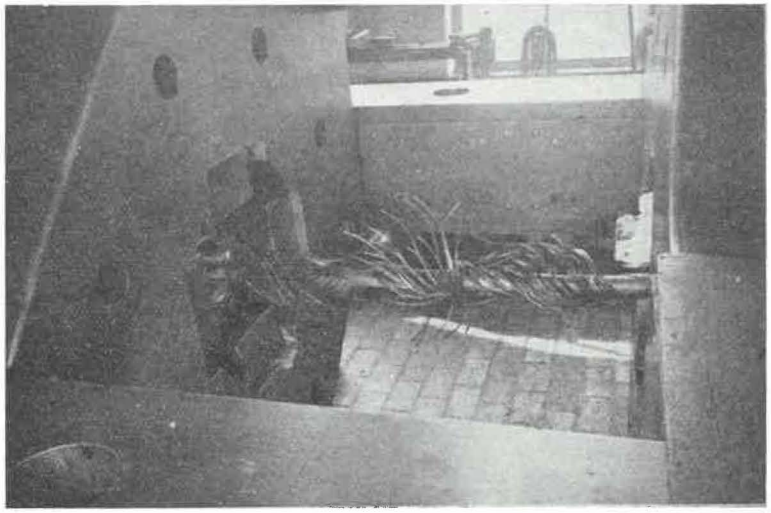


Fig. 10. — Rupture de l'éprouvette de la figure 9.

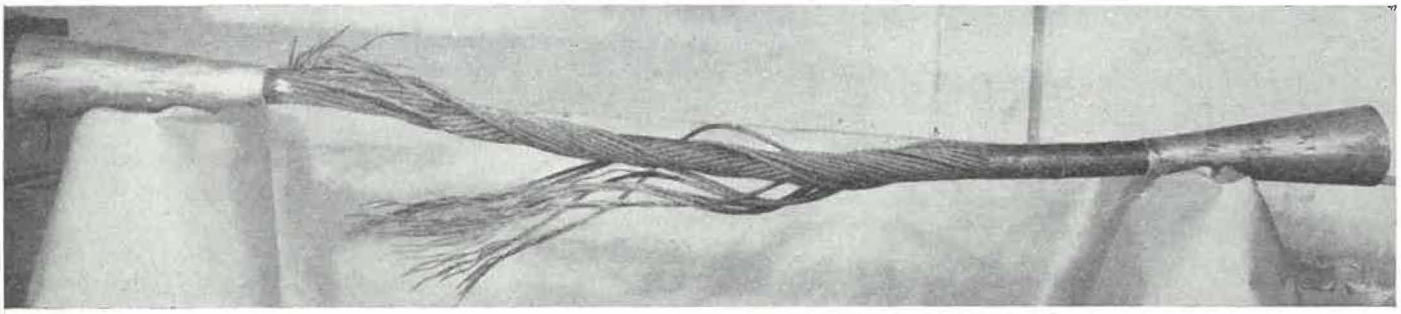


Fig. 11. — Rupture d'un câble Nuflex.

pourront en tout temps assister aux essais qui seront effectués sur les câbles qu'elles nous auront adressés.

3. *Bibliographie.*

— Le Contrôle et la sécurité des câbles d'extraction et de levage et des chaînes en Belgique. — Le nouveau banc d'épreuve de 800 t Amsler de l'A.I.B., par Y. Verwilst, *Revue Universelle des Mines*, numéro de mai 1940.

— 800-Ton hydraulic testing machine, revue *Engineering*, vol. 150, n° 3896 du 13 septembre 1940.

A propos de l'utilisation des alliages légers dans les mines grisouteuses

Traduction résumée

par L. RUY,

Ingénieur des Mines attaché à l'Institut National des Mines.

SAMENVATTING

In de eerste aflevering 1954 van de « Annalen der Mijnen van België » (blz. 114) hebben wij verslag uitgebracht over de opzoekingen in Engeland uitgevoerd door verschillende organismen, en namelijk door de Safety in Mines Research Establishment van Sheffield, betreffende het ontvlammingsgevaar voortspruitend uit de schok van tuigen in lichte legeringen tegen geroeste ijzeren of stalen platen of stukken.

Deze opzoekingen hebben de National Coal Board ertoe geleid zekere beperkende maatregelen te treffen, waarvan de hoofdzakelijksten aangehaald zijn in de laatste paragrafen van het verslag en die we hier bondig herinneren.

Het is verboden nieuwe toestellen of onderdelen in lichte legeringen van aluminium, al of niet met magnesium vermengd, die niet tegen schokken beschermd zijn in de mijngasachtige mijnen in te brengen.

De apparaten in lichte legeringen in gebruik in de mijnen worden, onder oogpunt van mijngas, onderworpen aan dezelfde gebruiksbeperkingen als het electrisch materieel; zij mogen niet gebruikt worden in de nabijheid van onvolledig ongevulde ruimten, tenzij het mijngasgehalte er geen 1,5 % overschrijdt.

Het gebruik van boorhamers met carter in electron of ander legeringen van magnesium of van stijlen waarvan de wrijvingselementen uit aluminium of legeringen van aluminium en magnesium bestaan, is verboden na 31 december 1954.

Bedoeld gevaar werd opnieuw in het daglicht gesteld door twee recente publicaties :

1) « Explosion at Glyncorrwg Colliery » (Colliery Guardian n° 4932 van 8 september 1955).

Het betreft hier uittreksels uit een verslag over het onderzoek van een mijngasontvlamming, toegeschreven aan gensters voortkomende van lichte legeringen, opgesteld door de Heer T.A. Jones Divisional Inspector of Mines.

2) « Non-sparking friction pads for yielding props » by W.H. Evans et Titman, Research Report n° 114, Safety in Mines Research Establishment (Sheffield).

Dit verslag behandelt de opzoekingen uitgevoerd met het oog op de mogelijke vervanging, in de stijlen, van de wrijvingsstukken of bekledingen op basis van aluminium door andere legeringen die niet van aard zijn gevaarlijke gensters te veroorzaken, en die de nodige mechanische eigenschappen vertonen.

RESUME

Dans la première livraison de l'année 1954 des Annales des Mines de Belgique (page 114), nous avons donné le compte rendu des recherches effectuées en Angleterre par divers organismes, et notamment par le Safety in Mines Research Establishment de Sheffield, sur le risque d'inflammation résultant du choc d'engins en alliage léger sur des tôles ou pièces de fer ou d'acier rouillées.

Ces recherches ont amené le National Coal Board à prendre des mesures restrictives dont nous avons donné l'essentiel dans les derniers paragraphes de notre compte rendu et que nous rappelons brièvement ici.

Il est défendu d'introduire dans les mines grisouteuses des appareils nouveaux ou des accessoires nouveaux en alliage d'aluminium, avec ou sans magnésium, qui ne seraient pas protégés contre les chocs.

Les appareils en alliage léger en service dans la mine sont, au point de vue de la teneur en méthane, soumis aux mêmes mesures restrictives d'emploi que le matériel électrique; ils ne peuvent être utilisés à proximité de vides incomplètement remblayés que si le pourcentage en grisou n'y dépasse pas 1,5 %.

Il a été interdit d'employer après le 31 décembre 1954, soit des perforatrices avec carter en élektron ou autre alliage de magnésium, soit des étançons dont les pièces de friction seraient faites d'aluminium ou d'alliage d'aluminium et de magnésium.

Le risque en question vient d'être évoqué à nouveau dans deux publications récentes :

1) « Explosion at Glyncorrwg Colliery » (Colliery Guardian n° 4932 du 8 septembre 1955).

Il s'agit ici d'extraits d'un rapport d'enquête établi par M. T.A. Jones, Inspecteur divisionnaire des Mines, à la suite d'une inflammation de grisou attribuée à des étincelles d'alliage léger.

2) « Non-sparking Friction Pads for Yielding Props » par W.H. Evans et Titman, Research Report n° 114, Safety in Mines Research Establishment (Sheffield).

Ce rapport relate les recherches effectuées en vue du remplacement, dans les étançons, des pièces de friction ou fourrures à base d'aluminium par d'autres alliages non susceptibles de donner des étincelles dangereuses, tout en présentant les qualités mécaniques appropriées. (J. FRIPIAT).

Explosion à la mine Glyncorrwg (Glamorganshire)

Cette explosion, qui blessa 24 personnes, se produisit le 13 janvier 1954 dans un longwall ouvert dans une couche de 2,30 m d'ouverture.

Le soutènement était réalisé avec des étançons hydrauliques et des bêles Schloms en alliage léger.

Sur la longueur de la taille, soit 110 m environ, le toit était soutenu par 9 épis de remblais (y compris les murs de protection des voies) de 6 m environ de largeur et distants également de 6 m.

Narration des faits. — Le 13 janvier 1954, vers 9 h. 30, soit 2 heures environ après le début du poste, un ouvrier décida de reprendre une bêle près de l'épi de remblai n° 8. Alors qu'il frappait la clavette à coups de marteau, une flamme prit naissance au point d'impact, s'étendit vers le front et reflua vers la fausse-voie n° 7 où elle alluma un volume important de grisou.

L'explosion se propagea, d'une part, à contre courant dans la taille jusqu'à 27 m de la voie de base et, d'autre part, vers la voie de retour d'air où elle s'étendit sur 25 m de distance.

Des 32 personnes se trouvant sur le trajet de la flamme, 17 furent brûlées grièvement et 7 autres légèrement.

Une exploration montra que le toit de la 7e fausse-voie était tombé sur une hauteur de 6 pieds et qu'une flamme de grisou brûlait dans la cloche. Au cours de cette exploration, une explosion survint encore, et des flammes sortirent des fausses-voies 6 et 7 sans blesser personne; à la suite de quoi, on décida de fermer le quartier. Des barrages en sacs de sable furent édifiés dans l'après-midi du 13 janvier et terminés 3 jours plus tard.

Le chantier fut ouvert le 22 janvier après que les échantillons prélevés régulièrement derrière les barrages eurent montré que l'atmosphère du chantier était devenue ininflammable.

Recherche des causes de l'explosion. — Les lampes de sûreté électriques et à flamme utilisées dans le chantier furent examinées au Safety in Mines Research Establishment. Six lampes électriques au casque étaient détériorées, mais il fut reconnu que les avaries provenaient de l'explosion.

En procédant par élimination, les enquêteurs retinrent comme origine probable de l'inflammation les étincelles produites par le choc du marteau sur la bêle en alliage léger.

Le doute fut levé quand 3 ouvriers rétablis de leurs blessures déclarèrent que l'inflammation était partie de la cale d'une bêle Schloms en aluminium devant l'épi de remblai n° 8, alors que l'un d'eux la frappait avec son marteau.

Le matin de l'accident, vers 6 heures, la teneur en grisou à front de la voie de retour d'air était de 2,5 %, mais en déviant le courant d'air à l'aide d'une toile, on avait pu ramener cette teneur à 1,5 %.

En visitant le chantier vers 7 h. 45, le porion de sécurité n'avait pas trouvé de grisou dans les fausses-voies; on a donc supposé qu'une chute brusque de la pression atmosphérique avait déterminé un appel de grisou hors des remblais. L'enquête établit que des étincelles jaillissaient fréquemment des bêles Schloms lorsqu'on les frappait au marteau.

Après l'accident, la direction de la mine suspendit l'usage de ces bêles.

L'analyse montra qu'elles étaient faites d'un alliage composé comme suit :

Aluminium	93,6 %
Silicium	0,61 %
Magnésium	0,59 %

Recommandation de l'Inspection des Mines.

1) Il y a lieu de prohiber l'emploi d'alliages légers dans les tailles lorsqu'il existe dans le remblai des vides susceptibles d'être envahis par le grisou.

2) dans les mêmes conditions, des mesures doivent être prises en vue de prévenir, soit l'accumulation du grisou, soit son irruption intempestive dans le chantier.

A la mine de Glyncorrwg, on y est arrivé par des installations de captage dans le remblai.

(Les mesures relatives à l'emploi des alliages légers, prises en Angleterre et rappelées ci-avant, sont postérieures à l'accident).

Non-sparking Friction Pads for Yielding Props.

A la suite des restrictions édictées par le National Coal Board, le problème s'est posé de remplacer, par des alliages spéciaux, les plaques de friction à base d'aluminium garnissant les serrures de certains types d'étançons en acier.

Lors du coulissement, ces plaques produisent sur le fût mobile un film de fines poussières qui, se trouvant sur des surfaces plus ou moins rouillées (condition facilitant le phénomène d'oxydation), donnent sous le choc des étincelles qui allument le grisou; si le coulissement est rapide, la friction seule peut déjà donner des étincelles volumineuses et, par conséquent, dangereuses.

Il a été difficile de trouver des alliages de remplacement convenables.

Parmi ceux qui ne donnaient pas d'étincelles, certains avaient un coefficient de frottement insuffisant qui nécessitait un serrage important, par conséquent un renforcement de la serrure. D'autres avaient un coefficient de frottement qui diminuait exagérément lors de l'établissement du régime dynamique.

Des essais sur étançons firent reconnaître comme adéquats, au point de vue mécanique, les compositions suivantes:

1) acier renfermant :

manganèse	0,34 %
cuivre	0,15 %
silicium	0,02 %
carbone	0,04 %

2) des alliages à base de cuivre renfermant, soit 5,5 ou 11,6 % d'aluminium, soit 40 % de zinc, 2,19 % de manganèse, 1,16 % d'aluminium.

L'alliage à 11,6 % d'aluminium paraît être le meilleur. Son coefficient de friction est néanmoins inférieur à celui des alliages riches en aluminium; le serrage doit donc être plus énergique, ce qui entraîne un renforcement du fût mobile et de la serrure.

Aucun de ces alliages ne donne d'étincelle dangereuse vis-à-vis du grisou.

De l'huile à partir du charbon à l'échelle industrielle

Traduit de « Coal Age », septembre 1955,

par INICHAR.

L'Afrique du Sud vient de mettre en service la première installation commerciale de production d'huile de synthèse. L'article ci-dessous donne les principales caractéristiques de l'installation et les raisons qui ont présidé à sa création.

* * *

Sur le grand plateau de l'Union Sud-Africaine, au nord des montagnes côtières et à quelques 80 kilomètres au sud de Johannesburg, la première installation industrielle mondiale de synthèse d'huile, à partir de charbon, a été érigée et vient d'être mise en exploitation. C'est la nouvelle usine « Sasol » qui a coûté 84 millions de dollars et qui occupe un site de 2.000 hectares, à proximité de Coalbrook au sommet d'un vaste gisement de sa matière première : le charbon.

L'usine est construite au bord de la rivière Vaal — la principale source d'eau de l'Union — et à faible distance de ses marchés. Le mot « Sasol » est l'abréviation du nom de la firme, en afrikander : « Suid-Afrikaanse Steenkool-Olie en Gaskorporaisie Beperk ». Le procédé utilisé à Coalbrook est la gazéification intégrale du charbon suivie de la conversion du gaz en produits pétroliers conventionnels et en produits chimiques, en utilisant les techniques américaine et allemande de la réaction Fischer-Tropsch.

Pourquoi Sasol fut construit.

La justification de la création de l'usine Sasol en Union Sud-Africaine et à proximité de Johannesburg, est à la fois stratégique et économique.

Du point de vue stratégique, l'installation est basée sur un abondant gisement de sa matière première.

La justification économique repose sur deux facteurs principaux : l'existence de couches épaisses de charbon à bon marché, à faible profondeur, et l'importance des frais de transport des produits dérivés du pétrole, depuis la côte jusqu'à Johannesburg. Les frais de transport de l'essence de l'usine Sasol jusqu'à Johannesburg n'atteignent pas 25 % des frais de transport de l'essence en provenance de la côte.

Ces avantages naturels, stratégiques et économiques, joints à l'absence de toute production indigène du pétrole et au fait qu'aucun indice ne permet de croire à la possibilité de trouver du pétrole naturel, ont conduit le gouvernement à investir 84 millions de dollars dans l'usine Sasol.

Lorsque l'usine fonctionnera à plein rendement, on prévoit qu'elle permettra de réaliser une économie de devises étrangères de l'ordre de 19.600.000 dollars par an. Ce chiffre correspondrait à une production annuelle de 250 millions de litres d'essence et de 72 millions de litres d'autres produits, totalisant une valeur commerciale de 25.200.000 dollars.

Matière première et main-d'œuvre à bon marché.

Le faible coût de la matière première constitue un important facteur dans la justification économique de l'usine Sasol. L'usine est située au sommet d'un énorme gisement de houille et au bord de la rivière Vaal. La concession minière de Sasol s'étend sur une surface de 5.500 hectares et contient 610 millions de tonnes de charbon, dont environ 300 millions de tonnes exploitables. En exploitant au rythme de 6.800 tonnes nettes par jour, Sasol dispose d'une réserve de charbon exploitable pour 110 ans.

Les frais d'exploitation du charbon sont des plus réduits. Le prix de revient d'une tonne de charbon exploitée par Sasol est de 76 cents (38 francs belges), alors qu'il atteint de 2 à 4 dollars (100 à 200 francs belges) aux Etats-Unis et environ 9,70 dollars (485 francs belges) en Grande-Bretagne. L'analyse immédiate, moyenne, de ce charbon est la suivante :

pouvoir calorifique supérieur : 4.660 kcal/kg ;
teneur en cendres : 27 à 30 % ;
matières volatiles : 23 % ;
carbone fixe : 44 % ;
humidité : 6 à 8 %.

Le faible coût de la main-d'œuvre est un facteur clé. La mine de la compagnie, le Charbonnage Sigma, extrait les 6.800 tonnes consommées journellement par l'usine avec l'équipement mécani-

que le plus moderne et avec un personnel total de 350 ouvriers indigènes (fond et surface) encadrés par 40 européens. C'est moins d'un sixième du personnel indigène et moins d'un tiers du nombre d'européens habituellement utilisés par un charbonnage conventionnel de l'Union Sud-Africaine. Partant de ces chiffres, le rendement par homme et par jour s'établit au voisinage de 18 tonnes.

On utilise de façon extensive tous les types d'équipements mécaniques : haveuses mobiles, chargeuses mécaniques, camions-navettes, alimentateurs de courroies et réseau de courroies transporteuses.

Les haveuses, à commande hydraulique, sont équipées de bras de havage de 2,75 m (9 pieds).

Parmi les convoyeurs à courroies utilisés pour ramener le charbon à la surface après concassage préliminaire réalisé au fond, figurent deux des plus longs convoyeurs construits en Union Sud-Africaine : chacun d'eux, de 910 mm de largeur (3 pieds) et de 975 mètres de longueur (3200 pieds), est prévu pour le transport de 400 tonnes à l'heure.

L'usine Sasol comprend 12 sections principales :

Sections de l'usine.

1. production de vapeur et d'énergie ;
2. production d'oxygène ;
3. production et purification du gaz ;
4. préparation des catalyseurs ;
5. usine de synthèse du type américain avec unités de raffinage et de préparation (Kellogg) ;
6. usine de synthèse du type allemand avec unités de raffinage et de préparation (Arge) ;
7. installation de reforming du gaz ;
8. usine à sous-produits ;
9. bâtiment de contrôle ;
10. citernes d'emmagasinage et installations d'expédition ;
11. installation de réfrigération de l'eau ;
12. autres installations auxiliaires.

En plus de l'usine de synthèse elle-même, l'opération réalisée à Coalbrook comportait la mise en exploitation du gisement voisin, pour produire les 6800 tonnes de charbon consommées journellement par l'usine et la création d'une cité, Sasolburg, pour le logement des employés et de leurs familles.

Besoins en matières premières.

Les trois matières premières essentielles pour le fonctionnement de l'usine sont le charbon, la vapeur et l'oxygène. La production totale du gaz de synthèse — environ 120.000 m³/h — exige 2900 tonnes de charbon par jour, 200 tonnes/h de vapeur et environ 28.000 m³/h d'oxygène.

Le charbon utilisé par Sasol est tamisé en trois catégories. Les deux plus grosses catégories (38/22 et 22/9) servent à l'alimentation des gazogènes, tandis que la catégorie la plus fine (0-9 mm) est réduite à l'état de pulvérisé pour l'alimentation des chaudières à vapeur.

La centrale comprend quatre chaudières d'une capacité de vaporisation de 160 tonnes/heure et trois turbo-alternateurs de 13.500 kW, capables de satisfaire à tous les besoins de l'usine et de la mine.

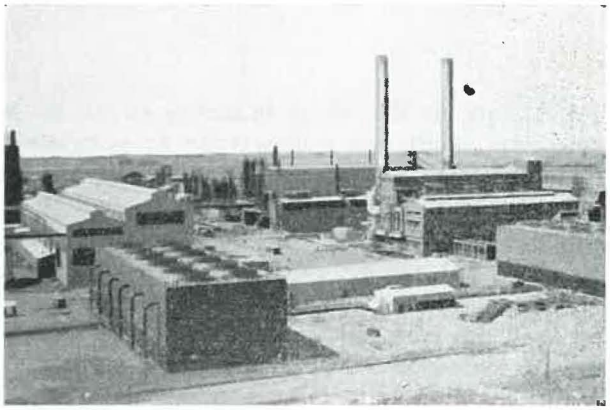


Fig. 1. — Vue générale.

Les chaudières fonctionnent à la pression de 40 kg/cm² avec une température de surchauffe de 440° C. La vapeur à haute pression sert à l'alimentation des gazogènes et des turbo-alternateurs, elle intervient dans le processus de fabrication de plusieurs sections de l'usine et actionne divers engins tels que pompes et compresseurs.

La fabrique d'oxygène est constituée par six unités identiques du type Linde, traitant journellement 8.200 tonnes d'air et produisant 1.700 tonnes d'oxygène. Les six compresseurs centrifuges, actionnés par turbines à vapeur, fournissent à l'installation Linde près de 42.000 m³ d'air/heure, à la pression de 5,3 kg/cm². Trois compresseurs livrent l'oxygène à l'installation de gazéification, à la pression de 30 kg/cm².

Procédé de conversion.

Le charbon est gazéifié dans neuf gazogènes Lurgi fonctionnant à la pression de 25 kg/cm², la gazéification étant obtenue par passage d'un mélange de vapeur et d'oxygène au travers du lit de combustible. Le nouveau procédé allemand d'extraction à basse température « Rectisol » (— 40 à — 60 ° C) réalise en un seul temps une épuration du gaz qui exigeait jadis cinq opérations : lavage à l'huile, absorption du CO_2, élimination de H_2S, traitement par absorption sur charbon actif et purification finale à chaud sur de l'oxyde de fer en mélange alcalin, pour l'élimination du soufre organique.

Les cendres, éliminées des gazogènes par éclusage hydraulique, sont pompées vers un bassin de décantation.

Les sous-produits de la gazéification sont dirigés vers les installations destinées à la récupération de l'ammoniaque, des phénols, du goudron, etc.

Le gaz de synthèse purifié contient principalement de l'oxyde de carbone et de l'hydrogène et sa composition est appropriée aux réactions catalytiques ultérieures. Deux courants quittent la section de gazéification. L'un se dirige vers l'installation de synthèse Kellogg (procédé américain) qui est la plus importante des deux : l'autre alimente l'installation de synthèse Arge (procédé allemand).

Les catalyseurs destinés à l'installation Kellogg sont produits dans la section de préparation des catalyseurs. Du minerai de fer magnétique est fondu et combiné à des activants, broyé en poudre fine et réduit par l'hydrogène, pour fournir le catalyseur activé.

L'installation Kellogg convertit le gaz de synthèse en hydrocarbures et en produits oxygénés, en amenant le catalyseur pulvérulent au contact du gaz dans deux larges réacteurs à lit fluidisé. Le catalyseur est ensuite séparé et les produits de la réaction passent à la section de récupération des produits, où ils sont condensés et séparés en divers produits finis, par des techniques de raffinage relativement courantes.

L'installation allemande de synthèse Fischer-Tropsch diffère de l'installation américaine par le fait que la catalyse est réalisée en lit fixe et non en lit fluidisé. Toutefois, le fer a remplacé le catalyseur au cobalt utilisé initialement. Dans l'installation Arge de Coalbrook, dont la capacité est environ le tiers de celle de l'installation Kellogg, le catalyseur a la forme de petites billes. Les produits de réaction sont récupérés de la même manière que ceux de l'installation Kellogg.

Les hydrocarbures légers des sections de synthèse et de récupération sont reconvertis en gaz de synthèse et recyclés, par l'intermédiaire de l'installation de reforming du méthane. Cette opération est effectuée en présence de vapeur et d'oxygène, sur un catalyseur au nickel.

Dans la section des sous-produits, l'ammoniaque, les phénols et les autres sous-produits sont extraits du gaz brut sortant de la section de gazéification et les liquides résiduaires sont éliminés, après passage à travers une installation de traitement des eaux résiduaires de type conventionnel.

Les produits Sasol.

Une liste des produits habituels de raffinerie, aussi bien que des produits chimiques qui seront manufacturés par Sasol, est donnée au tableau ci-joint. Les réservoirs d'emmagasinage ont une capacité totale de 40.000 mètres cubes et des installations d'expédition sont prévues pour le chargement en wagons ou en camions-citernes et pour le remplissage des fûts .

TABLEAU I.

Ce que Sasol produira et en quelle quantité.

Produits de raffinerie.	*Production prévue*	
Essence	683.000	litres/jour
Huile Diesel	53.000	»
Huile lourde	29.000	»
Cires paraffiniques (point de fusion 40 à 115° C)	16.500	tonnes/an
Gaz de pétrole liquéfié	3.300	litres/jour
Goudron et brai	12.200	»
Produits chimiques.	*Production prévue*	
Ethanol	18.000.000	litres/an
Propanol	9.000.000	»
Butanol	2.400.000	»
Acétone	950.000	»
Méthyl-ethyl-cétone	1.200.000	»
Solvents divers	270.000	»
Benzène	2.300.000	»
Toluène	1.300.000	»
Xylène et solvent naphta	2.300.000	»
Créosote	4.500.000	»
Phénols bruts	5.500	tonnes/an
Sulfate ammonique	32.000	»

Politique de vente.

L'essence sera produite à un prix voisin de 3,6 cents le litre (1,80 F B), ce qui équivaut au prix de l'essence importée, sur quai de débarquement.

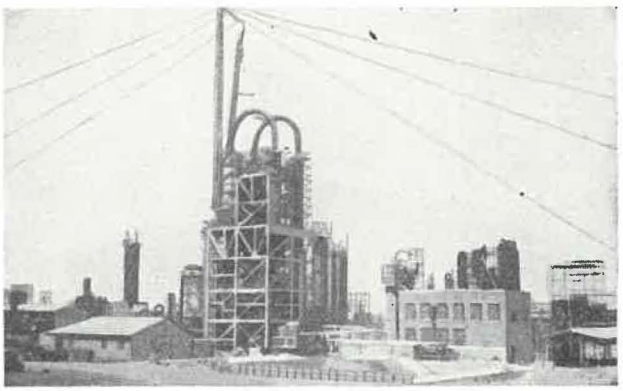


Fig. 2.

Le prix de vente, au départ de la raffinerie, sera de 5,5 cents le litre (2,75 F B) et laissera à l'usine un bénéfice de 1,9 cents le litre (0,95 F B), ce calcul ne tenant pas compte du bénéfice fourni par la vente des sous-produits.

Deux usines sont en concurrence avec Sasol sur le territoire sud-africain. D'une part, la South-

African Torbanite and Refining C° (Satmar) qui raffine l'huile brute de schiste bitumeux extraite à Ermelo, à 220 km à l'est de Johannesburg, et qui produit environ 48.000 litres d'essence par jour. D'autre part, l'usine Stanvac à Durban, qui a été mise en exploitation au début de 1954 et traite des huiles brutes provenant de la région du golfe persique, avec une production journalière de 2.750.000 litres.

A la suite d'un contrat passé avec les quatre compagnies importatrices de pétrole en Afrique du Sud : Atlantic (dont les installations de vente dans cette région ont été rachetées en 1954 par la British Petroleum C°), Caltex, Shell et Stanvac, les deux-tiers de l'essence produite par Sasol seront mis sur le marché par l'intermédiaire des réseaux de distribution existants, le dernier tiers seulement étant vendu comme produit Sasol.

En ce qui concerne les produits chimiques, la politique de la compagnie est de limiter sa production à celle de produits immédiatement vendables. On espère qu'une société privée entreprendra l'établissement d'une industrie de chimie organique en Union Sud-Africaine.

Qui a permis la réalisation de Sasol ?

La Compagnie américaine « M. W. Kellogg Corporation » a étudié et supervisé la construction de l'usine Sasol. L'étude du projet a débuté au milieu de 1952. Le charbonnage Sigma, qui fournit la matière première, a été mis en exploitation conformément au planning établi, de même que la centrale, l'usine de production d'oxygène et les gazogènes. Les dernières sections de l'usine ont été achevées au début de 1955 et la production d'essence a débuté au mois d'avril.

La création de Sasol fut financée par l'« Industrial Development Corp. » à laquelle le gouvernement de l'Union Sud-Africaine avança les fonds nécessaires.

Au 30 juin 1954, le capital social de la Compagnie était de 70 millions de dollars. Les investissements pour l'année sociale se terminant à cette date étaient de 75 millions de dollars, dont 33.600.000 en rapport direct avec la construction de l'usine. Sasol et sa filiale la « Sasol Township Ltd » dépenseront finalement 9.800.000 dollars pour le logement et le développement de la cité. Environ 4000 personnes ont été employées à l'étude du projet Sasol.

Un facteur d'économie trop méconnu :

l'Acier à haute limite élastique résistant à la corrosion

par C. SCAILTEUR,

Ingénieur à la S. A. Cockerill-Ougrée.

La lutte contre la corrosion atmosphérique ne semble pas avoir retenu, autant qu'elle le mérite, l'attention de nos milieux industriels.

Depuis de longues années pourtant, les milieux scientifiques britanniques, français, hollandais, belges, ont attribué une grande importance à ce problème et ont constitué une véritable équipe de travail.

Dans ces recherches, menées principalement par les chimistes des divers pays, il semble naturel que l'orientation tende plus spécialement vers les moyens de protection, soit par peintures à base des pigments les plus variés, soit par revêtements métalliques à base d'aluminium, de zinc, d'étain, de nickel, de cadmium ou de plomb, ou enfin, plus récemment, à base de résines et substances plastiques.

Dans le domaine qui nous préoccupe, cette protection par revêtement, si elle convient parfaitement pour les constructions métalliques fixes, apparaît par contre souvent insuffisante dans les constructions soumises à des efforts localisés de vibrations, de chocs, d'impacts divers.

A titre d'exemple, nous citerons les ossatures et revêtements de véhicules sur rails et sur routes, les engins de travaux publics, les appareils de manutention dans la mine : berlines, chaînes à godets, couloirs transporteurs, couloirs oscillants, norias, tamis, trémies, etc....

Dans ces applications, les conditions d'utilisation entraînent fréquemment la rupture ou l'arrachement local du revêtement protecteur. De ce fait, la corrosion prend naissance en certains endroits et, si le métal de base n'est pas résistant à la corrosion. il y a un grave danger de voir l'ouvrage périr ou tout au moins se détériorer profondément et rapidement en certains points où finalement cet effet destructeur s'accentue suivant un phénomène souvent constaté.

A notre avis, l'exploitant est actuellement enclin à subir d'une façon trop passive ces méfaits comme un mal inévitable qui lui paraît n'avoir trop souvent d'autres palliatifs que la réparation locale du dommage et le remplacement de son matériel à une cadence plus ou moins rapide.

Quelles sont les raisons de ce désintéressement relatif ? Nous pensons qu'elles doivent être recherchées, non tant dans l'attrait des solutions de facilité, la routine ou le souci de réduire au maximum les frais d'investissements en matériel neuf, mais plutôt dans l'ignorance de ce que coûtent, en fait, au pays, les méfaits de la corrosion.

Subissant cette loi commune, nous avions été étonnés de constater à quel point, aux Etats-Unis — et cela depuis plus de 20 ans —, cette question est à l'ordre du jour et apparaît comme un souci constant, objet des recherches les plus attentives. Ces dernières, axées sur la qualité de l'acier, sont menées parallèlement à celles citées plus haut, orientées, elles, vers les moyens de protection extérieurs.

Les organismes officiels de tous genres, puissamment aidés par les métallurgistes, se sont penchés sur le problème et les statistiques y fourmillent, qui sont de nature à faire réfléchir les plus incrédules.

Le lecteur ne nous en voudra pas de citer quelques chiffres :

Les résultats publiés en 1949 montrent que, pour les Etats-Unis, la corrosion atmosphérique a coûté annuellement plus de 2 milliards de dollars et, dans ce total monstrueux, le matériel roulant des compagnies de chemins de fer figure à lui seul pour plus de 10 %.

En 1950, l'American Association of Railroads estimait à 199.000.000 $ la part des réparations nécessitées par les méfaits de la corrosion. Le même organisme a publié l'année dernière les chiffres de 1953 d'où nous extrayons que, sur un total de frais de réparations de 631.414.135 $, 210.471.000 $ représentent des réparations nécessitées par la seule corrosion atmosphérique.

Les matériels qui souffrent le plus sont, comme il fallait s'y attendre, les wagons trémies et les wagons ouverts, pour lesquels 58 à 64 % du montant total des frais de réparation sont provoqués par la corrosion.

Si l'on veut bien retenir l'incidence favorable de l'emploi étendu des aciers anti-corrosion dans la construction du matériel de chemins de fer aux

Etats-Unis (actuellement plus de 80 %), on se rendra compte de l'importance qu'atteindraient les chiffres cités plus haut avec nos aciers de construction courants : ils seraient au minimum doublés comme nous le montrerons plus loin.

Ce préambule nous amène à examiner le problème sous l'angle plus particulier du matériel de mines pour la manutention et le transport du charbon.

Dans ce domaine, lutter contre la corrosion par le choix du matériau de base : acier ou alliage léger, n'a de sens qu'à la condition de pouvoir utiliser un matériau relativement bon marché et de mise en œuvre aisée, et c'est encore et toujours vers l'acier que les recherches se sont orientées d'abord.

Parmi les nombreuses formules proposées, les métallurgistes ont retenu essentiellement les aciers faiblement alliés à haute limite élastique, résistant à la corrosion, susceptibles d'être produits économiquement; parmi ceux ayant prévalu sur le marché mondial, nous nous étendrons sur l'acier « COR-TEN » produit par United States Steel Corp. et dont la Société Anonyme John Cockerill avait acquis la licence depuis plusieurs années déjà.

Il est produit dans cette Société par le procédé Thomas-oxygène, aussi bien que par le procédé Siemens-Martin.

Cet acier est également produit en Angleterre, en Italie, et bientôt en France.

Il se classe dans la catégorie suivante :

« Aciers auxquels une quantité modérée d'élé-
» ments d'alliage a été ajoutée dans le but d'obtenir
» à l'état de produits laminés à chaud une limite
» élastique minimum d'environ 50.000 lbs/sq. in.
» (35 kg/mm²) dans les épaisseurs de ½" et moins
» et pour lesquels l'expérience indique qu'il y a lieu
» de compter sur une résistance à la corrosion at-
» mosphérique de quatre à six fois supérieure à cel-
» le de l'acier doux ».

Cette définition un peu longue, mais complète, fut donnée il y a plus de 20 ans par la United States Steel Corp. et, à ce jour, plusieurs millions de tonnes de cet acier utilisé dans le monde entier en ont prouvé la justesse.

Le *tableau I* donne la composition chimique de cet acier, ainsi que ses principales propriétés mécaniques minima. Quelques observations s'imposent : les teneurs en phosphore, silicium, chrome et cuivre, qui sont les éléments déterminants de cette augmentation considérable de la résistance à la corrosion atmosphérique, contribuent à l'obtention des propriétés mécaniques élevées de cet acier.

Le nickel n'est pas indispensable et n'a été ajouté à la formule initiale que pour faciliter le laminage des bandes à chaud avec un bel aspect de surface. La teneur en carbone est volontairement choisie très basse dans le but d'assurer de bonnes propriétés de formage à froid et de soudabilité.

La mise en œuvre de cet acier ne pose pas de problèmes particuliers, comme le prouvent plusieurs milliers de tonnes déjà utilisées en Belgique depuis 4 ans par divers constructeurs spécialisés en matériel ferroviaire, routier, fluvial, minier, etc...

En particulier, en soudure à l'arc jusqu'à 12,5 mm d'épaisseur, le constructeur peut utiliser les mêmes électrodes enrobées et le même mode opératoire qu'avec l'acier doux classique. Le durcissement de la zone influencée est suffisamment faible pour ne pas nécessiter de préchauffe ni de recuit de détente après soudure. La résistance à la corrosion atmosphérique d'un tel joint soudé a été prouvée par des

Tableau I

Composition chimique (en %) et propriétés mécaniques de l'acier COR-TEN.

C	Mn	P	S	Si	Cu	Cr	Ni
0,12 max.	0,20/0,50	0,07/0,15	0,05 max.	0,25/0,75	0,25/0,55	0,30/1,25	0,65 max.

Epaisseur mm	Résistance à la traction minim. kg/mm²	Limite élastique minim. kg/mm²	Allongement minimum en %		Pliage à froid à 180° Diamètre du mandrin
			Lo = 50 mm	Lo = 200 mm	
1,2 à 4,75	49	35	22	$\frac{1050}{Rt}$	1 fois l'épaisseur
4,76 à 12,5	49	35	22		1 fois l'épaisseur

Le tableau II rappelle quelques caractéristiques intéressantes pour le calcul et la mise en œuvre.

Tableau II

Caractéristiques intéressant les bureaux d'études.

Résistance à la corrosion atmosphérique	4 à 6 fois celle de l'acier au carbone
Limite élastique à la compression	égale à la limite élastique à la traction
Résistance au cisaillement	égale aux ¾ de la résistance à la traction
Module d'élasticité kg par mm²	20.000 à 21.000
Limite de fatigue kg par mm²	30
Résilience Charpy (entaille forée) à température ambiante kgm/cm² ...	11
Coefficient de dilatation par ° C entre 20° et 100 ° C	0,0000114

RECOMMANDATIONS POUR LE FORMAGE A FROID

Epaisseur des produits	*Valeur minimum recommandée pour le rayon intérieur*
inférieure ou égale à 1,6 mm	r = e
comprise entre 1,6 et 6,3 mm	r = 2 e
comprise entre 6,3 et 12,5 mm	r = 3 e

Pour les épaisseurs supérieures à 6,3 mm, il est recommandé d'adopter le formage à chaud.

expositions, durant près de dix années, dans diverses atmosphères. La soudure à l'arc sous flux est également employée avec succès. Quant à la soudure par points, il est de pratique courante aux U.S.A. de l'employer sans préchauffe ni post-chauffe pour des épaisseurs jusque 3 mm.

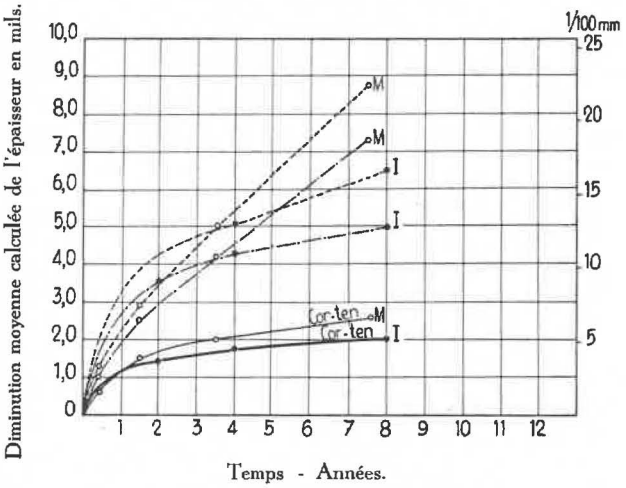


Fig. 1. — *Courbes temps-corrosion de trois aciers en atmosphères marine et industrielle.*

---------- Acier S.M. (0,04 % Cu).

— — — — Acier S.M. (0,20 % Cu).

———— Acier à haute résistance et faiblement allié.

o - M Atmosphère marine à une distance de 800 ' (244 m) de l'Océan-Kure Beach N. C.

● - I Atmosphère industrielle — Kearny N. J.

N.B. — 1 Mil. = 0,001 pouce ou 0,0254 mm.

La résistance à la corrosion

La résistance à la corrosion atmosphérique a été mise en évidence, en exposant pendant de nombreuses années (près de 20 ans) des échantillons d'acier dans divers centres de recherches implantés en atmosphères rurales, marines et industrielles.

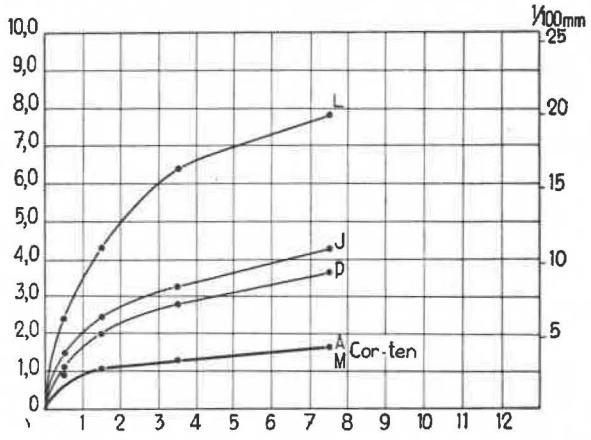


Fig. 2. — *Courbes temps-corrosion d'aciers dans une atmosphère industrielle à Kearny, N. J.*

Exposés le 29 octobre 1942. J. et L. sont, respectivement, des aciers de construction au cuivre et au carbone. Les autres sont des aciers à haute résistance et faiblement alliés (compositions dans le tableau figurant en dessous de la figure 3).

Les diagrammes des figures 1, 2, 3 et 4 illustrent les résultats obtenus dans la première décade. Ils sont extraits des résultats globaux publiés dans Cor-

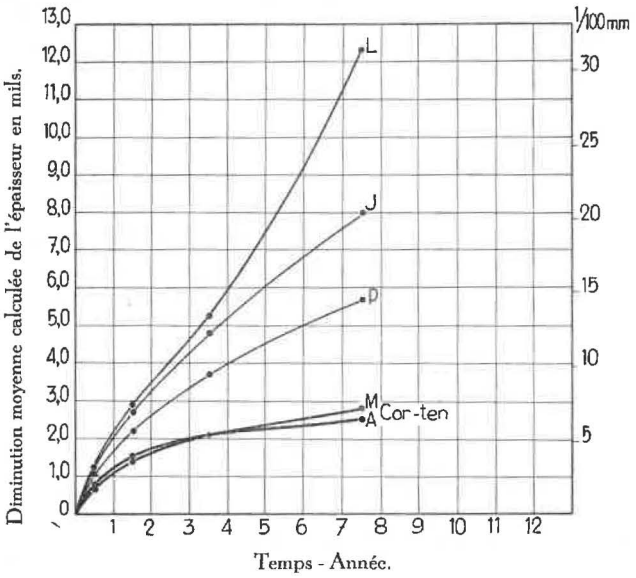


Fig. 3. — *Courbe temps-corrosion d'aciers dans une atmosphère marine à Kure Beach, N. C.*

Exposés le 14 novembre 1942. J. et L. sont, respectivement, des aciers de construction au cuivre et au carbone. Les autres sont des aciers à haute résistance et faiblement alliés. (Composition au tableau ci-dessous).

Compositions d'aciers exposés à Kearny et Kure Beach. Pour cent (voir fig. 2 et 3).

Identification	C	Mn	P	S	Si	Cu	Ni	Cr
A* Cor-Tern	0,09	0,24	0,15	0,024	0,80	0,43	0,05	1,1
M*	0,06	0,48	0,11	0,030	0,54	0,41	0,51	1,0
P*	0,23	1,5	0,018	0,021	0,19	0,29	0,04	0,08
J**	0,19	0,52	0,008	0,039	0,01	0,29	0,05	0,05
L**	0,16	0,42	0,013	0,021	0,01	0,02	0,02	0,01

* Aciers à haute résistance et faiblement alliés.

** Aciers de construction au carbone et au cuivre.

rosion Magazine — août 1953, par C.P. Larrabee (U.S.S. Corp.), sous le titre : « Corrosion Resistance of High Strength Low-Alloy Steels as Influenced by Composition and Environment ».

Ils montrent l'évidente supériorité de cet acier, tant sur l'acier ordinaire que sur l'acier au cuivre, et confirment bien la règle approximative adoptée par certaines compagnies de chemins de fer européennes, à savoir qu'une tôle d'acier ordinaire de

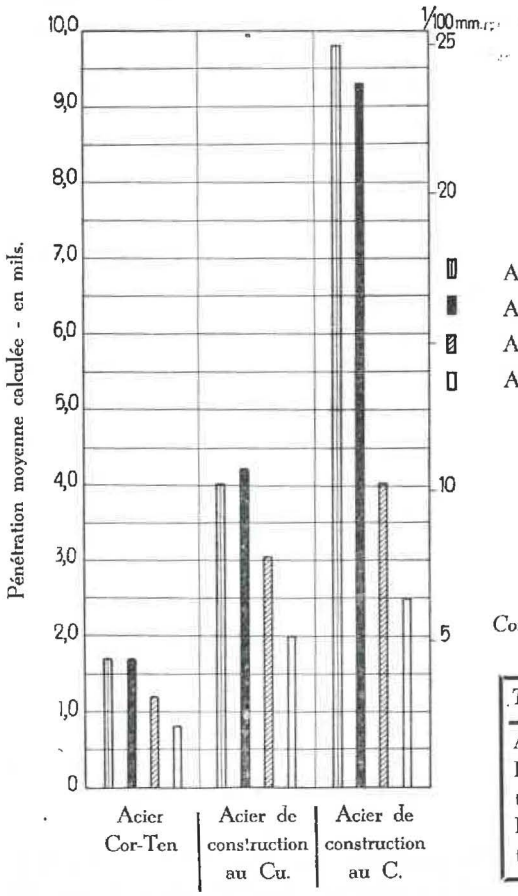


Fig. 4. — *Corrosion comparée de trois aciers dans quatre atmosphères. 3, 5 ans d'exposition.* (Composition au tableau ci-dessous).

Atmosphère marine — Kure Beach N. C.
Atmosphère industrielle — Kearny N. J.
Atmosph. semi-rurale — South Bend P. A.
Atmosphère rurale — Truitsburg, P. A.

Compositions d'aciers exposés dans des atmosphères marine, industrielle, semi-rurale et rurale — Pour cent.

Types d'acier	C	Mn	P	S	Si	Cu	Ni	Cr
Acier Cor-Ten	0,08	0,49	0,09	0,028	0,63	0,44	0,46	0,92
De construction au Cu.	0,20	0,46	0,005	0,034	0,003	0,25	—	0,04
De construction au C.	0,23	0,40	0,005	0,017	0,003	0,020	0,04	0,03

wagon perd par année et par face 5/100 de mm d'épaisseur par corrosion, se trouvant ainsi réduite en 10 ans de 1 mm, dans les conditions les plus défavorables.

La limite élastique

La limite élastique de cet acier dépasse 35 kg/mm², supérieure ainsi de 50 % environ à celle d'un acier doux ordinaire. Cet acier présente donc une résistance nettement plus grande aux déformations dues à la charge, aux chocs, tamponnements, éboulements, etc... Elle permet encore un allègement important du matériel.

La résistance à l'abrasion

Des essais comparatifs ont été faits dans des goulottes de chargement de péniches à coke réalisées en diverses nuances d'acier et dans lesquelles on a fait passer successivement des lots pesés de 100.000 tonnes de coke.

Les résultats obtenus ont montré que, dans ce cas d'abrasion sèche, pratiquement exempte de corrosion, si l'on affecte à l'acier ordinaire la valeur 1 comme facteur de résistance à l'abrasion, l'acier COR-TEN atteint le coefficient 1,35 qui n'est atteint qu'avec des aciers, avec ou sans cuivre, contenant environ 0,35 % de carbone.

Application au matériel de mines

On conçoit qu'il ait été possible de réaliser, dans des conditions d'ailleurs variées, un matériel de mines (berlines, couloirs, godets de chaînes, trémies, tamis, cribles, etc...) profitant de l'ensemble de ces qualités.

L'application la plus importante nous paraît être la berline de mines, ce matériel étant peut-être de tous les équipements industriels connus, celui qui est soumis au travail le plus dur et le plus brutal, et qui est le plus exposé.

L'acier COR-TEN apportera les avantages, à épaisseurs égales, d'une meilleure résistance à la corrosion et d'une meilleure résistance aux chocs, déformations, formation de ventre, due à la haute limite élastique de l'acier.

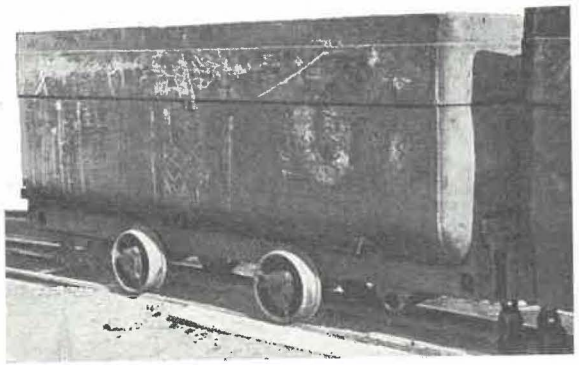


Fig. 5. — *Berline en acier Cor-Ten de 1900 litres, après quatre années de service intensif.*

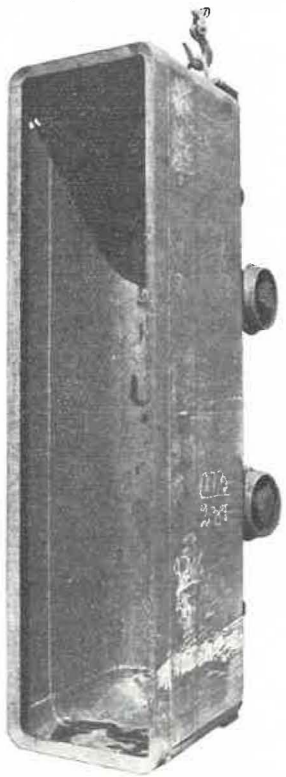


Fig. 6. — *Vue intérieure de la même berline qu'à la figure 5, montrant les effets réduits de la corrosion après quatre années de service.*

Un cas type de réalisation de ce genre est illustré par les figures 5 et 6.

Les berlines de l'espèce, en service dans une mine campinoise, ont été exécutées, caisse et longerons, avec des tôles en acier COR-TEN de même épaisseur que celles qui étaient prévues pour l'acier ordinaire.

Examinées après trois ans d'un service particulièrement dur, elles n'ont montré aucune trace de déformation systématique (ventre). Un premier lot de 500 berlines sur 1.120 en service ont pu être ultérieurement rehaussées de 200 mm, ce qui a porté leur capacité de 1.500 à 1.900 litres, et cela sans aucune difficulté, le bordé supérieur étant réutilisé (fig. 5).

Les figures 5 et 6 montrent la tenue de ces caisses à la corrosion et l'absence de déformations après quatre années de service.

Nous citons ci-dessous un exemple typique de réalisation de ce genre, aux U.S.A.

Une compagnie minière construisit une berline de 2.700 kg, avec une capacité de 6.700 litres, pour remplacer la berline en acier ordinaire, pesant 2.050 kg et d'une capacité de 3.850 litres. Le même tonnage fut ainsi assuré par un parc de 200 berlines nouvelles remplaçant 344 berlines anciennes mises hors service. Le poids mort rapporté au litre de capacité tombant de 530 g/litre à 400 g/litre, soit une réduction de 25 %.

Ainsi, non seulement le parc fut réduit de 144 berlines, mais encore le poids mort fut diminué de quelque 160 tonnes.

Entretien

L'acier COR-TEN se travaille comme un acier ordinaire.

Il est soudable à lui-même et à toute autre nuance d'acier, avec les électrodes enrobées classiques, utilisées pour les aciers doux.

De telles soudures (à l'arc) présentent une résistance et une limite élastique au moins équivalentes à celles de l'acier de base; leur tenue à la corrosion reste excellente et n'est jamais un point faible des assemblages soudés devenus classiques.

Cet acier présente une excellente aptitude au formage à froid et se prête à l'exécution des caisses, châssis, longerons et traverses.

Nous signalerons, pour terminer, l'heureuse répercussion qu'a eue, dans le domaine de la production de cet acier, le nouveau procédé d'élaboration de l'acier Thomas par le soufflage à l'air suroxygéné.

Les expériences menées depuis deux ans sur le plan industriel ont permis de produire l'acier COR-TEN à partir de ce nouveau procédé et, par voie de conséquence, d'offrir un produit contrôlé de très haute qualité à un prix nettement compétitif.

MINISTERE DES AFFAIRES ECONOMIQUES

Statistique économique des Industries extractives et métallurgiques et des appareils à vapeur

ANNEE 1954

AVANT-PROPOS

L'Administration des Mines publie ci-après la statistique annuelle définitive de l'année 1954.

La présentation de ce travail traditionnel diffère largement de celle des années antérieures, en ce sens que toutes les données à caractère technique relatives à l'Industrie charbonnière ont fait l'objet d'une étude et d'une publication séparées.

Le chapitre premier traite de toutes les industries extractives, c'est-à-dire des mines de houille et de fer, des minières et des carrières. La section de ce chapitre relative aux mines de houille a été décomposée en deux parties qui analysent respectivement l'évolution du marché charbonnier et les résultats enregistrés.

Le chapitre deuxième traite des industries connexes à l'exploitation minière, c'est-à-dire de la fabrication du coke et des agglomérés.

Enfin, le chapitre troisième est relatif à la métallurgie, tandis qu'en appendice figurent le relevé des appareils à vapeur au 31 décembre 1954 et le tableau des accidents survenus dans les mines métalliques, les carrières et les usines.

Les tableaux relatifs à l'exploitation des mines de houille sont dressés en grande partie à l'aide des déclarations que les concessionnaires de ces mines sont tenus de fournir, en vertu de l'article 7 de l'arrêté royal du 20 mars 1914, relatif aux redevances. Ces déclarations ont été vérifiées par les ingénieurs des mines, conformément à l'article 9 du même arrêté.

Les tableaux relatifs à l'activité des carrières et des usines ont été préparés par la Direction générale des Mines au moyen de déclarations que les exploitants de carrières et d'usines ont fournies, suivant un usage établi de longue date et consacré par un arrêté ministériel du 7 mars 1951. Ces déclarations ont été contrôlées dans la mesure du possible par les ingénieurs du Corps des Mines.

Le tableau des appareils à vapeur condense les données des états descriptifs tenus pour les appareils à vapeur par les ingénieurs du Corps des Mines et par les ingénieurs de la Protection du travail.

Les renseignements complémentaires ou récapitulatifs donnés dans le texte du rapport sont empruntés, en général, aux mêmes sources.

Les données reprises au chapitre qui traite du Marché charbonnier ont été obtenues au Comptoir Belge des charbons, en ce qui concerne les charbons belges, et en ce qui concerne les charbons importés, elles ont été extraites des bordereaux que les importateurs adressent mensuellement à l'Administration des Mines.

* * *

En matière de terminologie, la présente livraison a adopté les expressions généralement utilisées par les organisations internationales qui s'occupent des questions minières et sidérurgiques.

La table des matières ci-après facilitera la consultation du présent rapport.

Le Directeur général des Mines,
A. MEYERS.

TABLE DES MATIERES

	Pages du rapport	Numéros des tableaux
CHAPITRE PREMIER		
Les industries extractives		
A. — MINES DE HOUILLE	289	
Première partie : ANALYSE DU MARCHE CHARBONNIER		
1. La production et l'écoulement des producteurs belges	289	I
2. L'aspect général du marché charbonnier	292	
3. Les fournitures sur le marché intérieur	293	
4. Les importations	294	
5. Les exportations	294	
6. Le commerce extérieur de l'U.E.B.L.	296	
Deuxième partie : SITUATION ECONOMIQUE DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE		
1. Le personnel	297	II
2. Les rendements	300	II
3. Les salaires	302	III
4. Les dépenses	304	III
4.1 — dépenses d'exploitation	304	III
4.2 — dépenses totales	305	III
5. Les résultats d'exploitation	307	III
B. — MINES METALLIQUES	309	
C. — MINIERES	309	
D. — CARRIERES ET INDUSTRIES CONNEXES	309	IV
E. — RECAPITULATION DES INDUSTRIES EXTRACTIVES	310	
CHAPITRE DEUXIEME		
La fabrication du coke et des agglomérés		
A. — FABRICATION DU COKE	311	V
B. — FABRICATION DES AGGLOMERES	313	VI
CHAPITRE TROISIEME		
La métallurgie		
A. — SIDERURGIE	313	
1. Les hauts-fourneaux	313	VII
2. Les aciéries	314	VIII
3. Les laminoirs	314	IX
4. Ensemble de la sidérurgie	315	
B. — METALLURGIE DES METAUX NON FERREUX	316	X
APPENDICES		
Accidents survenus dans les mines métalliques, carrières et usines	Hors-texte	XI
Relevé des appareils de vapeur au 31 décembre 1954	334	XII

CHAPITRE PREMIER
INDUSTRIES EXTRACTIVES

A. — MINES DE HOUILLE

Première partie : ANALYSE DU MARCHE CHARBONNIER

1. — **Production et Ecoulement des Producteurs belges.** (tableau I - hors texte).

Avant d'entamer l'analyse du marché charbonnier belge en 1954, il convient de rappeler les définitions selon lesquelles les statistiques qui s'y rapportent ont été établies.

Ecoulement.

L'écoulement comprend les ventes, les cessions, les consommations et les fournitures au personnel de charbons extraits ou achetés.

Les **ventes** se rapportent au marché extérieur comme au marché intérieur. Elles sont comptées selon leur produit réel, étant entendu cependant :

1) que ce produit est égal au maximum, dans le chef de la mine, au prix qui aurait été obtenu si la vente avait été faite dans les mêmes circonstances à un détaillant;
2) que les rémunérations afférentes aux prestations de transport ou de chargement effectuées par le charbonnage au-delà du point de livraison correspondant à l'application du barème « wagon-départ-mine », ne sont pas comprises dans la valeur de l'écoulement;
3) que les charbons écoulés à l'étranger sont comptés au prix réel obtenu par les mines. Pour l'ensemble des charbons exportés, cette recette réelle représente pour 1954 une moins-value de 324.559.300 F par rapport au barème intérieur « wagon-départ-mine ».

Les **cessions** aux activités connexes (fabriques de coke ou d'agglomérés, usines métallurgiques et autres), les consommations et les fournitures au personnel sont comptées, dans la valeur de l'écoulement de la mine, selon le barème « wagon-départ-mine ».

Les consommations des mines, comprennent non seulement les quantités consommées aux sièges de production, mais aussi les échanges de charbon et de courant électrique entre un charbonnage et une centrale, si ces derniers sont basés sur un contrat de travail à façon. Le charbon transformé à la mine en électricité vendue à l'extérieur ou cédée aux usines connexes est également compris dans les consommations.

Les fournitures au personnel comprennent non seulement les distributions gratuites aux mineurs, comme c'était le cas pour les années précédentes, mais aussi les fournitures à l'intervention du Fonds national de Retraite des Ouvriers mineurs, les charbons attribués aux employés, aux ingénieurs, ainsi qu'à des œuvres, et enfin toutes les ventes à prix réduit aux membres du personnel.

Comme ces définitions diffèrent sensiblement de celles qui ont été utilisées les années précédentes, le tableau ci-dessous établit un récapitulatif de données comparables pour 1949 à 1954.

Consommation des mines et fournitures au personnel

1 000 t

	Consommation des mines	Fournitures au personnel
1949	2 835	704
1950	2 728	698
1951	2 712	697
1952	2 625	695
1953	2 603	684
1954	2 521	720

Les quantités qui figurent dans le tableau ci-dessus ne constituent pas la totalité des combustibles attribués au personnel des mines. En effet, les sociétés charbonnières qui exploitent en même temps une fabrique d'agglomérés attribuent souvent au personnel de la mine une certaine quantité d'agglomérés. On verra dans le tableau relatif à l'aspect général du marché charbonnier que les fabriques d'agglomérés ont prélevé sur leur production 180.000 t; une grande proportion de cette quantité a certainement été attribuée gratuitement à des ouvriers mineurs.

Stocks aux charbonnages.

Les stocks comprennent les charbons extraits. Les charbons achetés de mine à mine n'y sont plus compris. On en revient donc à la situation antérieure à 1952.

Les valeurs attribuées à ces quantités tiennent compte d'un abattement sur la valeur barémique pour les produits déposés, et pour les produits repris au stock, de leur valeur réelle d'écoulement.

Pour les années antérieures, cet abattement était limité par l'Administration des Mines; à partir de 1954 il a été renoncé à cette règle, qui ne constitue en somme qu'une écriture provisoire, les produits étant dans tous les cas comptabilisés définitivement pour la valeur d'écoulement réelle.

Production.

La production nette est la somme des quantités vendues, cédées, consommées et distribuées, pendant l'année, augmentée ou diminuée de la différence entre les stocks au début et à la fin de l'année, et diminuée des quantités de charbons achetés éventuellement compris dans les écoulements précités.

La valeur nette de vente de la production s'obtient au moyen des éléments suivants :

1) la valeur des quantités écoulées au cours de l'année, après déduction de la valeur des charbons achetés compris dans ce total;
2) la valeur attribuée aux fluctuations des stocks de l'année, ces derniers étant valorisés, comme il vient d'être dit ci-dessus.

La valeur nette de vente est complétée, d'autre part, par la valeur nette totale qui tient compte du complément de recettes provenant de la péréquation dite « a ».

On sait, en effet, que le paragraphe 26 de la Convention relative aux dispositions transitoires du Traité instituant la C.E.C.A., a prévu une péréquation du prix des charbons belges, grâce à un prélèvement opéré sur les productions réalisées en Allemagne et aux Pays-Bas et à une contribution du Gouvernement belge de la même importance.

Ce mécanisme procure aux charbonnages belges une recette complémentaire qui a pour effet de ramener la recette totale à celle qui serait résultée d'un « barème de compte » qui a été établi d'après les prix de vente effectivement obtenus en 1952.

* * *

Le tableau suivant donne, par bassin et pour le Royaume, la production moyenne par concession au cours de différentes années.

BASSINS	1938		1952		1953		1954	
	Nombre de concessions actives	Production moyenne nette par concession	Nombre de concessions actives au 31-12-1952	Production moyenne nette par concession	Nombre de concessions actives au 31-12-1953	Production moyenne nette par concession	Nombre de concessions actives au 31-12-1954	Production moyenne nette par concession
Borinage	11	445 350	7	685 420	7	660 160	7	610 590
Centre	9	472 860	7	530 360	7	525 470	7	515 000
Charleroi	27	295 440	—	—	—	—	—	—
Namur	5	78 750	—	—	—	—	—	—
Charleroi - Namur	—	—	25	288 200	25	290 990	24	297 880
Liège	25	220 930	22	225 300	22	227 430	20	248 140
Sud	77	299 330	61	338 880	61	337 340	58	344 670
Campine	7	933 750	7	1 387 490	7	1 354 650	7	1 322 520
Royaume	84	352 200	68	446 830	68	442 060	65	449 980

* * *

La classification des charbons par nature avait déjà été modifiée en 1949 par l'introduction des catégories de charbon ¼ gras et ¾ gras.

En mars 1953, la Haute Autorité a attribué un barème distinct aux charbons gras produits par certains charbonnages dont la teneur en matières volatiles est en principe supérieure à 28 %, et a dénommé ces charbons « gras B », les autres charbons gras (de 20 à 28 % de matières volatiles) étant appelés « gras A ».

Rappelons qu'auparavant le charbon de plus de 26 % de matières volatiles était appelé « flénu ».

Le tableau ci-dessous donne la répartition de la production d'après les différentes catégories. Les teneurs en matières volatiles qui délimitent les catégories sont indiquées en regard des années considérées.

Répartition de la production d'après les différentes catégories

Catégories	1938			1952			1953			1954		
	Matières volatiles	*Quantités globales t*	*%*	*Matières volatiles*	*Quantités globales t*	*%*	*Matières volatiles*	*Quantités globales t*	*%*	*Matières volatiles*	*Quantités globales t*	*%*
Maigres	Moins de 11 %	6 874 520	29,8	Moins de 10 %	6 912 740	33,4	Moins de 10 %	7 077 030	34,4	Moins de 10 %	7 047 070	35,3
¼ gras	—	—	—	De 10 à 12,4 %	833 660	4,0	De 10 à 12,5 %	752 120	3,6	De 10 à 12,5 %	580 440	2,9
½ gras	De 11 à 16 %	9 392 260	40,8	De 12,5 à 15,9 %	6 196 310	30,0	De 12,5 à 15,9 %	6 813 530	33,1	De 12,5 à 15,9 %	6 868 070	34,3
¾ gras	—	—	—	De 16 à 20,9 %	2 575 680	12,5	De 16 à 19,9 %	1 897 340	9,2	De 16 à 19,9 %	1 862 700	9,3
Gras (gras A)	De 16 à 25 %	9 973 580	17,2	De 21 à 25,9 %	2 427 230	11,7	De 20 à 28 %	2 832 210	13,8	De 20 à 28 %	2 618 560	13,1
Flénus (gras B)	Plus de 25 %	2 808 270	12,2	26 % et plus	1 726 310	8,4	Plus de 28 %	1 205 480	5,9	Plus de 28 %	1 014 250	5,1
Bassin du Sud		**23 048 630**	**100,0**		**20 671 930**	**100,0**		**20 577 710**	**100,0**		**19 991 090**	**100,0**
Maigres	Moins de 11 %	—	—	Moins de 10 %	—	—	Moins de 10 %	—	—	Moins de 10 %	—	—
¼ gras	—	—	—	De 10 à 12,4 %	—	—	De 10 à 12,5 %	—	—	De 10 à 12,5 %	—	—
½ gras	De 11 à 16 %	—	—	De 12,5 à 15,9 %	357 020	3,7	De 12,5 à 15,9 %	—	—	De 12,5 à 15,9 %	—	—
¾ gras	—	—	—	De 16 à 20,9 %	142 770	1,5	De 16 à 19,9 %	17 730	0,2	De 16 à 19,9 %	13 020	0,2
Gras (gras A)	De 16 à 25 %	2 786 890	42,7	De 21 à 25,9 %	2 515 130	25,9	De 20 à 28 %	4 028 630	42,5	De 20 à 28 %	3 873 300	41,8
Flénus (gras B)	Plus de 25 %	3 749 330	57,3	26 % et plus	6 697 510	68,9	Plus de 28 %	5 436 220	57,3	Plus de 28 %	5 371 300	58,0
Campine		**6 536 220**	**100,0**		**9 712 430**	**100,0**		**9 482 580**	**100,0**		**9 257 620**	**100,0**
Maigres	Moins de 11 %	6 874 520	23,2	Moins de 10 %	6 912 740	22,8	Moins de 10 %	7 077 030	23,5	Moins de 10 %	7 047 070	24,1
¼ gras	—	—	—	De 10 à 12,4 %	833 660	2,7	De 10 à 12,5 %	752 120	2,5	De 10 à 12,5 %	580 440	2,0
½ gras	De 11 à 16 %	9 392 260	31,7	De 12,5 à 15,9 %	6 553 330	21,6	De 12,5 à 15,9 %	6 813 530	22,7	De 12,5 à 15,9 %	6 868 070	23,5
¾ gras	—	—	—	De 16 à 20,9 %	2 718 450	8,9	De 16 à 19,9 %	1 915 070	6,4	De 16 à 19,9 %	1 875 720	6,4
Gras (gras A)	De 16 à 25 %	6 760 470	22,9	De 21 à 25,9 %	4 942 360	16,3	De 20 à 28 %	6 860 840	22,8	De 20 à 28 %	6 491 860	22,2
Flénus (gras B)	Plus de 25 %	6 557 600	22,2	26 % et plus	8 423 820	27,7	Plus de 28 %	6 641 700	22,1	Plus de 28 %	6 385 550	21,8
Royaume		**29 584 850**	**100,0**		**30 384 360**	**100,0**		**30 060 290**	**100,0**		**29 248 710**	**100,0**

Le lecteur trouvera enfin dans le tableau ci-dessous le prix de vente moyen pour l'ensemble des charbons belges vendus et cédés tant sur le marché intérieur qu'à l'exportation.

En regard des résultats de 1954 figurent ceux de 1913, 1938, 1952 et 1953.

Prix moyen de vente des charbons belges en francs par tonne (1)

BASSINS	1913	1938	1952	1953	1954
Borinage	19,35	141,54	694,34	674,63	661,22
Centre	18,86	141,91	744,51	725,57	695,86
Charleroi	19,34	153,33	—	—	—
Namur	17,73	147,12	—	—	—
Charleroi - Namur	—	—	793,90	800,88	776,52
Liège	19,93	164,93	833,41	805,87	817,00
Sud	19,36	151,75	772,46	762,13	748,38
Campine	—	140,55	756,84	732,03	687,74
Royaume	19,36	149,22	767,50	752,71	728,28

2. — Aspect général du Marché charbonnier.

Les données statistiques du tableau I, hors texte, ne concernent que le charbon produit en Belgique.

Le tableau ci-dessous, par contre, reproduit la situation d'ensemble du marché charbonnier belge, pour lequel il a été tenu compte des combustibles importés, au même titre que les combustibles indigènes.

On remarquera que, par rapport à 1953, la production de charbon a diminué de 811.000 t. Cette situation a été la conséquence, en ordre principal, du ralentissement de l'activité industrielle durant le 1er semestre de 1954. En effet, pendant cette période, les charbonnages, en raison de la réduction de la demande, ont dû mettre des quantités considérables en stock et, afin de ralentir ces mises au tas, certains d'entre eux se sont vus obligés de chômer plusieurs jours. Par ailleurs, il ne fut plus procédé à l'embauchage de nouveaux ouvriers pour compenser les départs.

Si le bilan de l'année charbonnière 1954 se clôture par une reprise au stock de 253.000 t, il ne faut pas perdre de vue que durant le 1er semestre, les mises en stock furent ininterrompues. Le stock global dépassa 4.000.000 de tonnes entre juin et septembre. Ce n'est que pendant le dernier trimestre de l'année que les stocks se résorbèrent. Cette reprise fut particulièrement importante puisque, en trois mois, les stocks diminuèrent de plus de 1.200.000 t.

---

(1) Francs de l'époque. Rappelons que 1 franc-or de 1913 = 6,9385 francs de 1926 = 9,6368 francs de 1935 = 14,318 francs de 1944 et 16,3347 francs de 1949.
La « valeur-or effective » est calculée depuis le 22-9-1949 sur les bases suivantes : 1 livre sterling = 140 francs belges = 2,80 dollars américains. 35 dollars américains = 1 once d'or fin.

Aspect général du marché charbonnier belge

1 000 t

	1938			1952			1953			1954		
	charbon	agglomérés	coke de four	charbon	agglomérés	coke de four	charbon	agglomérés	coke de four	charbon	agglomérés	coke de four
1. Production	29 585	1 712	5 107	30 384	1 483	6 407	30 060	1 333	5 945	29 249	1 378	6 147
2. Importations	4 199	93	50	1 615	—	23	2 179	11	30	3 725	40	83
3. Stocks au 1er janvier ...	691	(b)—	(c)—	221	5	67	1 678	37	101	3 074 (d - e)	12	201
4. Disponibilités	34 475	1 805	5 157	32 220	1 488	6 497	33 917	1 381	6 076	36 048	1 430	6 431
5. Consommation propre des producteurs et fournitures au personnel ...	2 462(a)	170	273	3 320	168	197	3 287	170	203	3 241	180	213
6. Fournitures à l'intérieur	25 306	1 041	3 481	24 685	981	5 241	23 387	905	4 850	24 313	913	5 203
7. Exportations	4 520	594	1 399	2 537	302	958	4 165	294	822	5 681(f)	325	888
8. Ecoulement	32 288	1 805	5 153	30 542	1 451	6 396	30 839	1 369	5 875	33 235	1 418	6 304
9. Stocks au 31 décembre	2 227	(b)—	(c) 4	1 678	37	101	3 078(d)	12	201	2 813(g)	12	127

3. — Fournitures sur le marché intérieur.

Il appert du tableau I, que les producteurs belges ont vendu et cédé en 1954, 26.261.000 tonnes dont 20.680.000 tonnes aux consommateurs belges et 5.581.000 tonnes aux autres consommateurs de la C.E.C.A. ainsi qu'à l'exportation vers les pays tiers. Comme les consommateurs belges ont acquis, en outre, 3.633.000 tonnes de charbon provenant d'autres pays de la C.E.C.A. de même qu'importés de pays tiers, leur demande totale a donc représenté 24.313.000 tonnes, chiffre que l'on retrouve à la ligne 6 du tableau ci-avant.

Le tableau suivant donne la décomposition des fournitures sur le marché intérieur par secteur de consommation. Les indications relatives au coke ont été complétées au moyen de données concernant le coke de gaz et le semi-coke de houille dont la consommation est relativement faible en Belgique.

Dans la dernière colonne figure, d'autre part, la répartition des livraisons de lignite et de briquettes de lignite importés.

(a) Selon l'ancienne définition.
(b) Ces renseignements ne sont pas connus pour l'année 1938. Ils ont été négligés pour établir la balance de l'année.
(c) Ces chiffres ne représentent pas la valeur absolue des stocks de coke en 1938, mais leur différence donne le mouvement de l'année.
(d) Dont 15 de charbon importé en stock chez les importateurs.
(e) Chiffre rectifié selon la nouvelle définition.
(f) Dont 100 de charbon importé.
(g) Dont 7 de charbon importé en stock chez les importateurs.

Fournitures au marché intérieur en 1954

1 000 t

Secteurs de consommation	Charbon	Agglomérés	Cokes	Lignites
Cokeries et usines à gaz	8 042	—	7	—
Fabriques d'agglomérés	1 310	—	—	—
Centrales électriques	3 061	1	46	—
Transports : fer	1 372	207	19	—
navigation intérieure	7	8	—	—
soutes	61	22	1	—
Sidérurgie	291	46	4 321	—
Autres industries :				
constructions métalliques	158	7	87	—
métaux non ferreux	519	2	112	—
mat. de constr., verre, céramique	760	40	59	8
cimenteries	927	4	11	1
industries chimiques	568	4	132	—
industries du papier	242	—	—	—
industries textiles	213	2	2	—
industries du sucre	180	1	12	—
autres industries alimentaires	195	11	27	—
industries diverses	330	37	145	—
Foyers domestiques et artisanat	5 919	512	195	80
Administrations publiques	172	9	40	—
Totaux :	24 327	913	5 216	89

L'évolution favorable de la conjoncture économique qui a marqué les derniers mois de 1954 a eu pour conséquence une augmentation assez nette par rapport à 1953 des livraisons de combustibles sur le marché intérieur. Le chiffre total reste néanmoins inférieur à ceux de 1951 et 1952.

L'importance de la reprise en sidérurgie a permis aux cokeries d'accroître leurs achats de charbon de près de 300.000 tonnes. La part des charbons en provenance de la C.E.C.A. et importés de pays tiers dans les fournitures totales à ce secteur est toutefois passée de 1.300.000 tonnes en 1953 à près de 2.200.000 tonnes en 1954, de sorte que les livraisons de charbon belge ont subi malgré tout une réduction assez sensible.

La fabrication d'agglomérés s'est à peu près maintenue au même niveau que l'année précédente; par contre, les achats des centrales électriques se sont accrus de plus de 15 %.

L'électrification progressive du réseau de la S.N.C.B. explique la nouvelle réductions que l'on peut constater dans les fournitures à ce secteur.

Les industries diverses ont quelque peu augmenté leurs achats en 1954, mais leur demande reste toutefois encore sensiblement inférieure à celle des années précédant 1953.

Les fournitures au secteur domestique ont accusé, par rapport à 1953, une augmentation de 200.000 tonnes. Il convient toutefois de signaler que les livraisons de charbon étranger ont augmenté, à elles seules, de 400.000 tonnes et que, par conséquent, les ventes de charbon indigène sont en régression.

4. — Les importations.

Durant l'année 1954, les importations de charbon se sont fortement développées. L'augmentation par rapport à 1953 s'est chiffrée à 1.546.000 tonnes, soit 71 %. Les importations se sont accrues en provenance de tous les pays, sauf des Etats-Unis d'Amérique.

En tonnage, ce sont les livraisons de charbon allemand qui ont le plus progressé. Les bassins allemands de la Rhur et d'Aix-la-Chapelle interviennent d'ailleurs pour 54 % dans nos importations, la part des pays de la C.E.C.A. représentant 77 % du total.

En raison des limitations imposées aux importations de charbon des Etats-Unis d'Amérique, celles-ci ont marqué un recul très important : de 666.000 tonnes en 1953, elles sont tombées à 254.000 tonnes.

5. — Les exportations.

Les exportations de charbon qui sont en continuelle augmentation depuis 1951 ont à nouveau progressé en 1954, atteignant le plus haut chiffre enregistré depuis l'après-guerre.

L'accroissement porte aussi bien sur les fournitures à nos partenaires de la C.E.C.A. que sur les exportations à destination des autres pays,

Il faut toutefois noter que la progression à l'intérieur de la Communauté a été acquise pour une large part grâce à la péréquation dite « c ». C'est notamment le cas en ce qui concerne les livraisons aux Pays-Bas, qui ont plus que doublé : de 1.049.000 t en 1953, elles sont passées à 2.148.000 t en 1954, intervenant ainsi pour 50 % dans le total pour les pays de la C.E.C.A. Par contre, les ventes en France et en Italie ont diminué.

Parmi les pays tiers, l'augmentation la plus sensible porte sur les enlèvements effectués par le Royaume-Uni. Les exportations vers ce pays qui avaient commencé vers la mi-1953 et qui avaient atteint pendant cette année 192.000 t, se sont considérablement accrues en 1954 pour finalement s'élever à 911.000 t.

Les achats de la Suisse se sont également fortement développés, puisque leur volume a quadruplé par rapport à 1953.

Les livraisons en Espagne, au contraire, ont sensiblement diminué; les exportations vers la Finlande, interrompues en 1953, ont repris et quelques tonnages ont été expédiés en Argentine.

Quant aux autres pays tiers, leurs enlèvements sont restés sensiblement les mêmes que l'année précédente.

Importations en 1954

1.000 t

PAYS D'ORIGINE	Charbon	Agglomérés	Coke de four	Coke de gaz	Semi-coke de houille	Lignites
Allemagne occidentale	2 017	15	49	—	—	83
France	337	—	—	—	4	—
Sarre	3	—	—	—	—	—
Pays-Bas	516	22	25	21	—	6
Pays de la C.E.C.A.	2 873	37	74	21	4	89
Pologne	6	—	—	—	—	—
Royaume-Uni	526	3	7	7	—	—
Etats-Unis d'Amérique	254	—	—	—	—	—
U.R.S.S.	62	—	2	—	—	—
Afrique du Nord française	4	—	—	—	—	—
Pays tiers	852	3	9	7	—	—
Totaux :	3 725	40	83	28	4	89

Exportations en 1954

1.000 t

PAYS DE DESTINATION	Charbon	Agglomérés	Cokes
Allemagne occidentale	226	—	1
France	1 304	293	451
Italie	575	1	—
Luxembourg	31	7	102
Pays-Bas	2 148	18	8
Pays de la C.E.C.A.	4 284	319	562
Autriche	1	—	7
Danemark	18	—	131
Espagne	51	—	33
Finlande	88	—	19
Hongrie	—	—	99
Norvège	20	—	4
Portugal	8	—	—
Royaume-Uni	911	—	—
Suède	6	—	11
Suisse	230	6	17
Congo belge	21	1	1
Argentine	43	—	—
Autres pays	—	—	4
Pays tiers	1 397	7	326
Totaux :	5 681	326	888

6. — Le commerce extérieur de l'U.E.B.L.

Les statistiques qui suivent s'appliquent à l'Union Economique Belgo-Luxembourgeoise et non plus, comme dans les chapitres précédents, à la Belgique seule.

Importations de l'U.E.B.L. en 1954

1.000 t

PAYS D'ORIGINE	Charbon	Agglomérés	Cokes
Allemagne occidentale	2 145	12	2 805
France ..... Sarre	475	—	4
Pays-Bas	547	20	294
Royaume-Uni	526	3	12
Etats-Unis d'Amérique	237	—	—
U.R.S.S.	67	—	3
Afrique du Nord française	4	—	—
Totaux :	4 001	35	3 118

Exportations de l'U.E.B.L. en 1954

1.000 t

PAYS DE DESTINATION	Charbon	Agglomérés	Cokes
Allemagne occidentale	161	1	2
France	1 312	297	450
Italie	592	1	—
Pays-Bas	2 132	18	10
Autriche	1	—	7
Danemark	21	—	138
Espagne	59	—	33
Finlande	74	—	20
Hongrie	—	—	100
Norvège	20	—	4
Portugal	5	—	—
Royaume-Uni	789	—	—
Suède	4	—	14
Suisse	224	6	18
Congo belge	12	1	1
Argentine	43	—	—
Autres pays	2	—	5
Totaux :	5 451	324	802

Les totaux et la répartition par pays figurant dans les tableaux ci-dessus ne correspondent pas exactement aux chiffres indiqués dans les tableaux relatifs au marché belge. La raison en est que les chiffres utilisés dans ces derniers tableaux ont été établis au moyen des déclarations des producteurs et des importateurs, tandis que ceux-ci correspondent aux relevés officiels des services douaniers de l'Union économique belgo-luxembourgeoise. Il existe donc un certain décalage dans le temps entre ces deux statistiques.

Deuxième partie : SITUATION ECONOMIQUE DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

1. — Le personnel.

Le lecteur trouvera dans la statistique technique des informations relatives à la composition du personnel des mines en 1954.

Des tableaux séparés donnent respectivement le nombre moyen de présences et de non-présences au cours de l'année de l'ensemble des ouvriers inscrits, et la moyenne des présences et des non-présences pendant les jours ouvrables de l'année.

Le tableau II hors-texte donne le nombre de postes effectués par diverses catégories d'ouvriers du fond et par les ouvriers de la surface, le nombre de jours ouvrés, le nombre moyen de présences pendant les jours ouvrables et la répartition d'après l'âge et le sexe du personnel inscrit au 31 décembre 1954.

La notion de « jour d'extraction » qui était utilisée jusqu'en 1953 est remplacée désormais par la notion de « jour ouvré ».

Rappelons que pour un siège déterminé, un jour était déclaré « jour d'extraction » dès qu'il y avait abattage normal dans l'une des tailles et extraction, et que la pondération entre sièges et bassins était réalisée sur base de l'extraction journalière moyenne.

Actuellement, pour un siège déterminé, un jour est dit « jour ouvré », si le personnel du fond est appelé au travail, et où il a été effectivement travaillé quelle que soit l'extraction de la journée. Si une fraction n % de l'effectif inscrit est convoquée, on considère qu'il s'agit d'une fraction n % de jour ouvré.

La pondération entre sièges et entre bassins se fait désormais sur base des ouvriers inscrits dans chacun des sièges ou des bassins.

En période normale, les notions de « jours d'extraction » et de « jours ouvrés » sont très voisines, mais le nouveau mode de pondération pourrait conduire à des résultats sensiblement différents en période de grève ou de chômage prolongé.

Pour l'année 1954, on peut conclure que le nombre de jours ouvrés se compare directement au nombre de jours d'extraction des années antérieures, comparaison qui est réalisée dans le tableau ci-dessous.

BASSINS	Jours d'extraction			Jours ouvrés
	1951	1952	1953	1954
Borinage	284,45	284,89	281,35	281,43
Centre	280,87	284,29	285,46	286,64
Charleroi - Namur	289,82	287,41	290,57	293,52
Liège	284,88	291,45	286,57	291,47
Sud	285,79	287,23	286,57	289,15
Campine	301,29	299,92	302,30	287,40
Royaume	290,44	291,17	291,29	288,54

A partir de 1954, les statistiques relèvent le nombre exact de présences pendant les jours ouvrables, ce qui permet d'établir aisément le nombre moyen de présences par jour ouvrable.

Cette notion se compare assez bien au nombre pondéré d'ouvriers que l'on calculait à partir de 1951 et au nombre moyen d'ouvriers occupés qui était donné régulièrement jusqu'en 1950.

Le tableau suivant reprend l'évolution du personnel moyen présent dans les mines depuis 1913.

Nombre moyen d'ouvriers

		1913	1921-1930	1931-1940	1949	1950	1951(2)	1952(2)	1953(2)	1954(3)
Basin du Sud	Veine	24 844	21 115	15 637	14 876	13 755	13 476	13 678	13 417	»
	Fond (1)	105 801	103 383	76 533	78 155	71 632	71 901	73 696	71 842	64 072
	Surface	39 536	45 685	33 459	32 646	31 298	29 333	28 267	27 361	25 245
	Fond et Surface	145 337	149 068	109 992	110 801	102 930	101 234	101 963	99 203	89 317
Bassin de la Campine	Veine	—	1 028	2 622	5 014(4)	4 788(4)	4 831	5 181	4 970	»
	Fond (1)	120	8 424	13 554	25 135(5)	22 608(5)	23 306	24 810	23 903	22 306
	Surface	627	4 000	6 221	10 686	10 313	9 739	9 278	9 205	8 428
	Fond et Surface	747	12 424	19 775	35 821(5)	32 921(5)	33 045	34 088	33 108	30 734
Royaume	Veine	24 844	22 143	18 259	19 890(4)	18 543(4)	18 272	18 796	18 357	»
	Fond (1)	105 921	111 807	90 087	103 290(5)	94 240(5)	94 926	98 254	95 484	86 378
	Surface	40 163	49 685	39 680	43 332	41 611	38 967	37 442	36 470	33 673
	Fond et Surface	146 084	161 492	129 767	146 622(5)	135 851(5)	133 893	135 696	131 954	120 051

(1) Y compris les ouvriers à veine.

(2) Nombres pondérés.

(3) Nombre moyen de présences pendant les jours ouvrables.

(4) Dont 66 prisonniers civils en 1949 et 18 en 1950.

(5) Dont 364 prisonniers civils en 1949 et 76 en 1950.

La **répartition du personnel** entre la veine, les autres services du fond et la surface est indiquée dans le tableau suivant :

		1913	1938	1951	1952	1953	1954
		%	%	%	%	%	%
Borinage	Ouvriers à veine	19,5	16,5	14,1	13,3	13,6	12,1
	Autres ouvriers fond (1)	56,1	55,1	57,4	59,4	59,4	60,2
	Ouvriers surface	24,4	28,4	28,5	27,3	27,0	27,7
Centre	Ouvriers à veine	18,2	13,2	12,3	12,5	12,1	11,5
	Autres ouvriers fond (1)	54,4	57,5	59,4	60,5	60,6	59,6
	Ouvriers surface	27,4	29,3	28,3	27,0	27,3	28,9
Charleroi	Ouvriers à veine	16,0	14,7	14,3	14,6	14,9	14,2
	Autres ouvriers fond (1)	53,6	53,1	55,0	55,9	55,8	55,1
	Ouvriers surface	30,4	32,2	30,7	29,5	29,3	30,7
Namur	Ouvriers à veine	18,8	17,6	Charleroi-Namur			
	Autres ouvriers fond (1)	56,8	51,5				
	Ouvriers surface	24,4	30,9				
Liège	Ouvriers à veine	15,6	12,2	11,9	12,5	12,6	12,1
	Autres ouvriers fond (1)	58,6	60,2	60,6	61,2	61,3	61 2,
	Ouvriers surface	25,8	27,6	27,5	26,3	26,1	26,7
Bassin du Sud	Ouvriers à veine	17,1	14,2	13,3	13,4	13,5	12,7
	Autres ouvriers fond (1)	55,7	56,1	57,7	58,9	58,9	58,6
	Ouvriers surface	27,2	29,7	29,0	27,7	27,6	28,7
Bassin de la Campine	Ouvriers à veine	—	14,6	14,6	15,2	15,0	13,3
	Autres ouvriers fond (1)	16,1	54,0	55,9	57,6	57,2	59,2
	Ouvriers surface	83,9	31,4	29,5	27,2	27,8	27,5
Royaume	Ouvriers à veine	**17,1**	**14,3**	**13,6**	**13,9**	**13,9**	**12,9**
	Autres ouvriers fond (1)	**55,5**	**55,8**	**57,3**	**58,5**	**58,5**	**58,7**
	Ouvriers surface	**27,4**	**29,9**	**29,1**	**27,6**	**27,6**	**28,4**

(1) Non compris les ouvriers à veine.

Enfin, la répartition du personnel suivant l'**âge et le sexe** est donnée par le tableau suivant, relatif à l'année 1954.

CATEGORIES			Sud		Campine		Royaume	
Total Fond	Hommes et garçons	de 21 ans ou plus	71,1	74,4	67,2	74,7	70,1	74,5
		de 18 à 20 ans ...	2,0		4,7		2,7	
		de 14 à 17 ans ...	1,3		2,8		1,7	
Surface	Hommes et garçons	de 21 ans ou plus	23,0	24,2	24,0	25,1	23,3	24,5
		de 18 à 20 ans ...	0,6		0,4		0,6	
		de 14 à 17 ans ...	0,6		0,7		0,6	
	Femmes et filles	de 21 ans ou plus	1,3	1,4	0,2	0,2	1,0	1,0
		de 14 à 20 ans ...	0,1		—		—	
		Total :		100,0		100,0		100,0

2. — Les rendements.

Jusqu'en 1950, la notion de « journée » correspondait plus ou moins à un poste de travail; à partir de 1951, afin de définir cette notion avec plus de précision, il fut décidé de la lier à celle du salaire et d'appeler « journée » d'un ouvrier le quotient par 8 de la somme des heures à payer à cet ouvrier, y compris les heures supplémentaires éventuelles.

Toutefois, cette façon de voir ne fut pas admise par la division des statistiques de la Haute Autorité de la C.E.C.A. qui, pour le calcul des rendements, rapporte l'extraction au nombre de postes effectués indépendamment du mode de rémunération.

A partir de 1954, le rendement journalier est donc la production réalisée par poste de travail, ce poste ayant actuellement en Belgique une durée de 8 heures, descente et remonte comprises.

Le rendement annuel s'obtient en divisant la production de l'année par le nombre moyen de présences pendant les jours ouvrables.

Pour les motifs donnés plus hauts, les rendements des années 1951, 1952 et 1953 ne se comparent pas directement à ceux des années antérieures et à ceux de l'année 1954.

Afin de montrer l'ordre de grandeur des erreurs qui peuvent résulter de ces changements de définition, l'Administration des Mines a établi, d'une manière approximative, les rendements nets par poste, pour les ouvriers du fond et l'ensemble des ouvriers du Royaume pendant les années intercalaires.

Rendements nets par poste de travail

(en kilogrammes)

ROYAUME	1950	1951	1952	1953	1954
Ouvriers du fond	1 014	1 054	1 051	1 068	1 098
Ouvriers du fond et de la surface réunis	696	746	753	766	787

Il ne fut cependant pas possible de reconstituer les chiffres exacts des années antérieures pour chaque bassin, c'est pourquoi dans les deux tableaux suivants qui reproduisent les rendements réalisés par les diverses catégories d'ouvriers, exprimés respectivement en tonnes nettes et en tonnes brutes, les chiffres donnés pour ces mêmes années reproduisent les résultats obtenus avec les anciennes méthodes de calculs.

Rendements nets

ANNEES	*Rendement journalier (en tonnes)*								*Rendement annuel (en tonnes)*							
	Borinage	Centre	Charleroi	Namur	Liège	Sud	Campine	**Royaume**	Borinage	Centre	Charleroi	Namur	Liège	Sud	Campine	**Royaume**
								Ouvriers à veine								
1913	2,422	3,457	3,937	3,146	3,406	3,160	—	**3,160**	699	868	1 063	925	1 000	919	—	**910**
1938	4,445	5,995	5,022	4,230	5,305	5,083	7,260	**5,443**	1 267	1 700	1 470	1 219	1 576	1 475	2 099	**1 579**
1948	3,921	4,939	4,577	4,128	4,739	4,491	5,141	**4,667**	1 148	1 435	1 328	1 091	1 363	1 302	1 552	**1 367**
1949	4,330	5,251	4,591	4,106	4,945	4,704	5,464	**4,898**	1 221	1 458	1 311	1 195	1 437	1 338	1 586	**1 400**
			Charleroi-Namur								Charleroi-Namur					
1950	4,810	5,433	4,904		5,284	5,049	5,749	**5,238**	1 247	1 504	1 405		1 486	1 396	1 696	**1 473**
1951	5,033	6,011	5,105		5,391	5,293	6,365	**5,587**	1 431	1 688	1 480		1 536	1 513	1 918	**1 623**
1952	5,288	5,975	4,959		5,232	5,262	6,250	**5,542**	1 506	1 698	1 425		1 525	1 511	1 875	**1 617**
1953	5,166	6,264	5,069		5,391	5,352	6,312	**5,622**	1 453	1 788	1 473		1 545	1 534	1 908	**1 638**
1954	5,701	6,609	5,319		5,622	5,676	7,338	**6,114**	»	»	»		»	»	»	»
								Ouvriers du fond (*y compris les ouvriers à veine*)								
1913	0,613	0,744	0,894	0,764	0,704	0,731	—	**0,731**	181	218	244	230	210	216	—	**216**
1938	0,999	1,104	1,062	1,057	0,874	1,004	1,523	**1,085**	291	318	318	311	266	298	446	**322**
1948	0,792	0,847	0,904	0,974	0,717	0,821	1,048	**0,878**	236	250	268	266	212	243	319	**261**
1949	0,852	0,909	0,937	1,020	0,788	0,875	1,083	**0,926**	246	257	274	302	234	255	316	**270**
			Charleroi-Namur								Charleroi-Namur					
1950	0,951	0,969	1,013		0,851	0,949	1,211	**1,014**	252	272	297		246	268	359	**290**
1951	0,962	1,016	1,030		0,865	0,968	1,308	**1,054**	282	290	306		253	286	398	**312**
1952	0,945	1,011	1,004		0,866	0,955	1,291	**1,042**	276	292	296		258	281	391	**309**
1953	0,936	1,025	1,043		0,900	0,977	1,298	**1,060**	271	297	310		264	286	397	**315**
1954	0,953	1,071	1,088		0,926	1,011	1,351	**1,098**	294	328	336		287	312	415	**339**
								Ouvriers du fond et de la surface réunis								
1913	0,460	0,535	0,575	0,573	0,517	0,538	—	**0,538**	136	158	170	174	156	157	—	**157**
1938	0,708	0,772	0,712	0,719	0,627	0,699	1,035	**0,753**	209	225	216	215	192	210	306	**225**
1948	0,561	0,604	0,607	0,688	0,500	0,570	0,729	**0,610**	169	180	182	189	149	171	223	**184**
1949	0,605	0,643	0,633	0,716	0,554	0,610	0,755	**0,645**	176	184	188	213	107	180	222	**190**
			Charleroi-Namur								Charleroi-Namur					
1950	0,669	0,671	0,675		0,593	0,652	0,826	**0,696**	179	191	201		173	187	247	**201**
1951	0,679	0,721	0,703		0,620	0,679	0,914	**0,738**	201	208	212		184	201	280	**221**
1952	0,679	0,729	0,698		0,631	0,681	0,927	**0,745**	201	213	208		190	203	285	**224**
1953	0,675	0,737	0,727		0,658	0,698	0,930	**0,758**	198	216	220		195	207	286	**228**
1954	0,689	0,762	0,754		0,679	0,721	0,979	**0,787**	213	234	236		211	224	301	**244**

Rendements bruts

ANNEES	*Rendement journalier (en tonnes)*							*Rendement annuel (en tonnes)*						
	Borinage	Centre	Charleroi-Namur	Liège	Sud	Campine	**Royaume**	Borinage	Centre	Charleroi-Namur	Liège	Sud	Campine	**Royaume**
							Ouvriers à veine							
1950	8,097	8,348	7,767	7,677	7,924	9,227	**8,227**	2 100	2 312	2 225	2 158	2 191	2 722	**2 328**
1951	8,712	9,097	8,358	7,855	8,445	9,505	**8,736**	2 478	2 555	2 422	2 238	2 414	2 864	**2 537**
1952	9,453	9,550	8,265	7,850	8,642	10,038	**9,038**	2 693	2 714	2 375	2 288	2 482	3 011	**2 636**
1953	9,233	10,087	8,629	8,190	8,886	10,135	**9,237**	2 597	2 879	2 507	2 348	2 547	3 063	**2 691**
1954	10,149	11,365	9,035	8,607	9,525	11,749	**10,112**	»	»	»	»	»	»	»
							Ouvriers du fond (*y compris les ouvriers à veine*)							
1950	1,600	1,490	1,605	1,236	1,489	1,944	**1,603**	423	419	470	357	421	577	**458**
1951	1,666	1,538	1,688	1,260	1,545	1,953	**1,647**	488	439	500	369	452	594	**488**
1952	1,690	1,616	1,673	1,300	1,569	2,073	**1,699**	494	466	493	387	461	629	**504**
1953	1,673	1,651	1,775	1,368	1,622	2,084	**1,741**	484	478	528	401	476	637	**517**
1954	1,697	1,842	1,847	1,418	1,696	2,164	**1,816**	524	565	570	440	524	665	**560**
							Ouvriers du fond et de la surface réunis							
1950	1,126	1,031	1,069	0,861	1,023	1,325	**1,099**	301	294	318	251	293	396	**318**
1951	1,175	1,091	1,151	0,903	1,083	1,365	**1,154**	348	315	347	267	321	419	**346**
1952	1,214	1,165	1,164	0,947	1,119	1,490	**1,214**	359	340	347	285	333	458	**365**
1953	1,206	1,186	1,237	0,999	1,160	1,493	**1,245**	353	347	374	296	344	460	**374**
1954	1,227	1,310	1,280	1,040	1,210	1,568	**1,301**	380	403	400	322	376	482	**403**

3. — Les salaires.

Le **salaire** représente la rémunération de toute personne — ouvrier, surveillant, chef-ouvrier, contremaître ou autre — liée par un *contrat de travail*, en vertu de la loi du 10 mars 1900 sur le contrat de travail.

Les salaires globaux comprennent toutes les sommes gagnées par les ouvriers *des mines*, qui ont été admises dans la formation du prix de revient des houillères, à l'exclusion des salaires payés pour travaux effectués à forfait par des entrepreneurs, tels que construction de bâtiments, montage de machines, etc...

Dans les *salaires bruts* ne sont pas compris le coût des explosifs consommés dans les travaux à marché, ni celui des fournitures d'huile pour l'éclairage, ni les indemnités pour détérioration du matériel, etc..., mais les sommes retenues pour l'alimentation des *caisses de secours et de prévoyance* y sont incluses.

En 1954, les *salaires nets* gagnés par les ouvriers ont été déterminés d'une manière précise en déduisant des salaires bruts toutes les retenues opérées par les employeurs, c'est-à-dire les *contributions ouvrières aux charges sociales, les amendes, les impôts retenus à la source et les autres retenues éventuelles.* Les salaires nets repris au tableau III représentent donc les sommes effectivement remises entre les mains des ouvriers; il n'a cependant pas été tenu compte des retenues qui correspondent à des services rendus par l'employeur, comme la location des maisons, l'intervention dans les frais de transport, etc...

Afin de documenter les lecteurs sur l'importance relative des diverses retenues, le tableau ci-dessous les reproduit pour les ouvriers à veine, les ouvriers du fond et ceux de la surface.

Importance des retenues effectuées sur les salaires

	OUVRIERS A VEINE		OUVRIERS DU FOND		OUVRIERS DE LA SURFACE	
	En valeur absolue	En % des salaires bruts	En valeur absolue	En % des salaires bruts	En valeur absolue	En % des salaires bruts
1. Salaires bruts	1 614 243 100	100,0	7 311 178 800	100,0	1 981 344 900	100,0
2. Cotisations sociales ...	129 946 400	8,0	588 511 000	8,0	164 386 200	8,3
3. Amendes	1 104 400	0,1	4 440 700	0,1	302 300	—
4. Impôts	78 616 000	4,9	352 655 700	4,8	76 766 800	3,9
5. Autres retenues	2 237 000	0,1	3 583 200	0,1	248 300	—
6. Salaires nets	1 402 339 300	86,9	6 361 988 200	87,0	1 739 641 300	87,8

Pour déterminer le salaire journalier moyen brut, il a été nécessaire d'éliminer l'influence des salaires pour les heures supplémentaires et le travail dominical; cet élément a donc été obtenu en divisant le montant total des salaires bruts, gagnés pendant les postes normaux, par le nombre total de ces postes.

Le résultat ainsi obtenu peut être comparé au salaire d'une journée que l'on calculait les années précédentes.

Le salaire journalier moyen net a été obtenu en multipliant le salaire journalier moyen brut par le rapport de la masse des salaires nets à celle des salaires bruts.

Le salaire net ainsi obtenu ne se compare pas directement à celui qui a été établi au cours des années précédentes, car jusqu'à présent, il n'a pas été tenu compte des impôts retenus à la source.

Le tableau ci-dessus permet cependant de rétablir cette concordance, car l'influence de cette dernière retenue y a été isolée.

Dans le tableau comparatif ci-dessous, cette concordance a été effectivement rétablie; ce tableau compare donc les salaires nets, *impôts non déduits.*

SALAIRES JOURNALIERS MOYENS NETS, IMPOTS NON DEDUITS (1)

ANNEES	Borinage	Centre	Charleroi	Namur	Liège	Sud	Campine	Royaume
				Ouvriers à veine				
1913	5,89	6,63	6,89	6,88	6,68	6,54	—	6,54
1938	54,29	57,23	58,17	58,68	60,01	57,51	59,48	57,84
			Charleroi-Namur					
1950	264,91	259,35	254,95		275,80	262,78	244,24	257,77
1951	279,99	283,56	274,28		295,62	282,06	265,29	277,46
1952	289,53	294,12	287,25		302,97	292,66	276,14	287,97
1953	293,54	296,78	291,09		303,00	295,40	281,49	291,49
1954 (2)	298,77	298,19	291,38		308,40	298,29	287,58	295,44
				Ouvriers du fond (y compris les ouvriers à veine)				
1913	5,21	5,85	6,06	6,02	5,79	5,76	6,10	—
1938	49,52	49,44	51,82	52,50	51,59	50,88	52,70	51,16
			Charleroi-Namur					
1950	226,23	212,05	225,51		228,20	240,95	213,47	221,46
1951	237,56	227,61	241,09		242,07	238,13	228,12	235,61
1952	245,70	236,25	248,93		247,79	245,72	236,00	243,21
1953	246,42	237,50	253,12		250,14	248,10	237,66	245,41
1954 (2)	245,35	237,66	255,57		252,09	249,25	239,88	246,82
				Ouvriers de la surface				
1913	3,30	3,99	3,70	3,69	3,62	3,65	4,02	—
1938	37,92	40,13	37,47	39,27	37,90	38,14	38,31	38,17
			Charleroi-Namur					
1950	152,34	151,39	148,35		149,47	150,02	146,09	149,02
1951	157,59	163,00	159,86		159,12	159,66	155,14	158,51
1952	164,21	170,64	165,23		163,09	165,35	160,80	164,20
1953	163,99	169,26	165,51		164,85	165,63	161,66	164,61
1954 (2)	162,97	163,31	161,41		161,72	162,16	161,15	161,90
				Ouvriers du fond et de la surface réunis				
1913	4,73	5,33	5,33	5,44	5,22	5,17	4,24	5,16
1938	46,14	46,64	47,10	48,27	47,72	47,01	48,09	47,18
			Charleroi-Namur					
1950	204,32	193,39	199,77		204,32	200,92	191,99	198,69
1951	214,01	208,81	215,09		218,58	214,69	206,17	212,54
1952	222,73	217,95	223,44		224,77	222,70	214,84	220,68
1953	223,41	218,28	226,57		227,17	224,59	216,10	222,40
1954 (2)	223,10	216,96	227,64		228,69	225,07	218,49	223,38

(1) Francs de l'époque considérée.

(2) Salaires par poste.

Le coefficient de hausse par rapport à 1938, pour le Royaume et pour l'ensemble des ouvriers, est de 4,73. On remarquera que ce coefficient était déjà de 4,21 en 1950.

Le tableau ci-dessous donne, par bassin et pour le Royaume, le salaire brut et le salaire net par tonne extraite, en 1952, 1953 et 1954.

BASSINS	Salaires bruts en F/tonne nette extraite			Salaires nets en F/tonne nette extraite		
	1952	1953	1954	1952	1953	1954
Borinage	356,14	359,69	363,92	328,07	331,14	316,16
Centre	325,39	322,84	322,16	298,99	296,36	279,17
Charleroi-Namur ...	347,81	339,44	339,07	319,95	311,73	294,59
Liège	386,97	375,25	374,61	356,29	345,42	325,56
Sud	**355,11**	**349,73**	**350,16**	**326,79**	**321,53**	**304,11**
Campine	**251,83**	**252,74**	**247,64**	**231,64**	**232,46**	**218,43**
Royaume	**322,09**	**319,13**	**317,71**	**296,37**	**293,43**	**276,99**

Les salaires annuels moyens qui figurent encore au tableau III ont été obtenus en divisant la masse des salaires par le nombre moyen de présences pendant les jours ouvrables.

Comme cet élément n'est pas établi séparément pour les ouvriers à veine, il n'a plus été possible de calculer le salaire annuel de cette catégorie d'ouvriers.

Pour les autres catégories d'ouvriers, les données ne sont d'ailleurs pas entièrement comparables car les bases de calcul ont été légèrement modifiées. Il convient de remarquer cependant que le calcul du salaire annuel moyen résulte en tout cas d'un calcul arbitraire.

4. — **Les dépenses.**

4.1. — Les dépenses d'exploitation.

Comme précédemment, les dépenses totales envisagées ici comprennent tous les débours nécessités par l'exploitation proprement dite de la *mine*, dans le sens défini par l'A.R. du 20 mars 1914 relatif aux redevances fixe et proportionnelle sur les mines.

On sait que cet arrêté est basé sur un relevé annuel de toutes les dépenses et de toutes les recettes effectives de la mine. Les dépenses d'investissements sont donc admises pour la totalité des débours réels effectués, mais par contre, les amortissements et les charges financières de toute nature en sont exclus.

Malgré qu'elle soit tenue de respecter ce principe un peu particulier, l'Administration des Mines s'efforce de donner aux renseignements qui lui sont nécessaires une présentation similaire à celle qui a été adoptée par le Conseil National des Charbonnages, lors de la rédaction d'un plan comptable uniforme pour l'ensemble de l'Industrie charbonnière.

Le tableau III hors-texte, qui est relatif aux dépenses d'exploitation, reproduit donc les différents comptes prévus au plan comptable, étant entendu cependant que les provisions et amortissements prévus aux divers comptes ont été remplacés chaque fois par les dépenses réelles.

Les dépenses d'exploitation se décomposent comme suit :

1. — *La main-d'œuvre directe.*

Les frais de main-d'œuvre renseignés ici ne concernent que les débours affectés à cette fin qui concourent directement à l'extraction et à la préparation du charbon.

Leur total a atteint en 1954, 8.141 millions de francs de salaires et 3.479 millions de francs de charges

Si l'on compare ce total à la masse des salaires, on remarque que les autres éléments du prix de revient comprennent encore 1.152 millions de francs de salaires et 451 millions de francs de charges sociales

Rapportés à la tonne extraite, les frais de la main-d'œuvre directe se sont élevés au total à 397,29 F.

2. — *Les consommations et approvisionnements.*

Parmi les approvisionnements des mines, les matériaux du soutènement jouent évidemment un rôle important.

Le tableau III donne séparément le coût des bois et des fers de soutènement.

A titre indicatif, voici l'évolution de ces éléments au cours des dernières années :

Coût du soutènement en francs par tonne extraite

ANNEES	BOIS	FERS
1948	38,71	18,66
1950	29,97	17,14
1952	34,93	24,56
1953	27,22	22,52
1954	28,10	21,47

3. — *La force motrice, les transports surface, les ateliers et divers.*

En 1954, la force motrice et les transports à la surface intervenaient pour 68,05 F à la tonne extraite et le fonctionnement des ateliers et diverses autres dépenses pour 34,71 F.

Il y a lieu de noter que les rentrées de mine provenant de la vente du grisou capté ont été déduites des dépenses portées au compte « force motrice ».

4. — *Les dégâts miniers.*

5. — *Les frais généraux.*

L'ensemble de ces rubriques donne les dépenses totales d'exploitation qui ne comprennent donc pas les dépenses d'immobilisation.

4.2. — Les dépenses totales de la mine.

Les dépenses totales de la mine s'obtiennent en ajoutant aux dépenses d'exploitation, les coûts réels des travaux de 1er établissement effectués au cours de l'année 1954.

Ces travaux sont rangés dans une des catégories suivantes :

1) Creusement de puits à partir de la surface, ainsi que recarrage ayant pour but d'augmenter la capacité d'extraction.
2) Achats de terrains.
3) Construction de bâtiments, installations, modifications essentielles de triages-lavoirs, de centrales et sous-stations électriques.
4) Achats de chaudières, machines, moteurs, non compris les outils, le matériel roulant, les chevaux, etc.
5) Fabriques de claveaux.
6) Voies de communication et matériel de transport et de traction de la surface.
7) Sondages de recherches dans la concession.

Le coût total de ces travaux est donné par bassin à la dernière colonne du tableau III, qui donne par ailleurs les dépenses totales de la mine.

Les dépenses totales reprises au tableau III comprennent notamment la valeur des charbons prélevés sur l'extraction pour la consommation propre des mines.

Comme la fixation de cette valeur est forcément arbitraire, l'Administration des Mines à l'habitude de fournir un relevé des dépenses autres que celles provenant de la propre production et de rapporter ces sommes aux tonnages susceptibles d'être vendus à l'extérieur.

Ces renseignements sont donnés dans le tableau ci-après; toutefois comme depuis 1952, la valeur de la consommation propre n'est plus répartie entre les divers postes du prix de revient, la correction n'a pu être faite que sur les dépenses totales; les sommes indiquées à chacune des rubriques représentent donc toutes les dépenses du tableau III, mais rapportées chaque fois au nombre de tonnes vendables.

A partir de 1954, la modification intervenue dans la définition de la consommation propre, signalée au chapitre du Marché charbonnier, fausse légèrement la comparaison avec les années antérieures. Signalons que si la définition de la consommation propre n'avait pas été modifiée, les dépenses totales du Royaume rapportées au nombre total de tonnes vendables eussent été de 761,78 F.

DEPENSES RAPPORTEES A LA TONNE **VENDABLE**

1954	Mons	Centre	Charleroi-Namur	Liège	Sud	Campine	Royaume
Main-d'œuvre directe	499,29	453,13	462,06	528,90	485,31	328,01	434,75
1. — Salaires bruts et primes	349,20	322,07	328,67	367,15	341,61	226,46	304,60
2. — Frais afférents à la main-d'œuvre	150,09	131,06	133,39	161,75	143,70	101,55	130.15
Matériel de service et consommations	124,48	115,68	125,80	126,75	124,00	139,88	129,10
1. — Matériel de service	31,24	14,65	27,85	28,73	26,50	60,93	37.56
2. — Bois de mine	34,08	37,83	34,84	33,23	34,80	22,22	30,76
3. — Soutènement métallique	27,62	30,35	27,31	23,38	26,91	16,28	23,49
4. — Claveaux	0,44	0,31	0,97	0,05	0,51	11,51	4,05
5. — Autres consommations	31,10	32,54	34,83	41,36	35,28	28,94	33,24
Prestations et fournitures extérieures	9,61	7,77	7,88	7,43	8,12	13,27	9,77
Force motrice (1)	67,76	63,61	59,32	73,49	65,44	40,24	57,34
Transports surface (1)	18,97	20,74	23,78	13,48	19,62	11,86	17,13
Ateliers (1)	34,43	20,54	25,08	25,56	26,41	27,27	26,69
Dégâts miniers	13,98	6,74	10,35	21,07	13,20	2,87	9,88
Frais généraux	68,88	70,15	74,12	77,24	73,10	63,46	70,00
Immobilisations	52,65	85,22	60,12	29,44	55,16	67,69	59,19
Total général (2) 1954	841,09	779,29	803,18	861,05	821,71	658,84	769,36
1953	912,32	829,80	835,66	829,31	849,66	704,79	804,35
1952	813,54	793,43	842,91	889,69	838,67	654,57	779,24
1951	807,04	771,53	797,30	848,96	807,77	633,99	752,70
1950	719,94	699,08	725,93	840,53	746,92	621,52	709,25
1938	124,34	133,52	Charleroi 138,74 / Namur 136,29	158,91	143,38	127,16	139,78

(1) Ces postes peuvent comprendre des charbons provenant de la production de la mine.
(2) Dépenses totales du tableau III diminuées de la valeur de la consommation propre donnée au tableau I.

A titre indicatif, voici les coefficients de hausse pour le Royaume et par rapport à 1938 de différents postes du prix de revient de la tonne nette produite :

	1938	1951	1952	1953	1954
Salaires bruts	100	477	489	485	483
Charges sociales et autres dépenses en faveur des ouvriers	100	879	1 003	1 019	1 012
Main-d'œuvre globale	100	544	576	575	572
Dépenses totales	100	538	562	556	550

5. — Les résultats de l'exploitation.

On obtient le résultat brut des exploitations minières en comparant la valeur nette totale de la production, telle qu'elle résulte du tableau I hors-texte, aux dépenses totales de ces mêmes exploitations qui ont été définies ci-dessus.

Ce résultat est donné dans le tableau III à la colonne : « Excédent de la valeur totale produite sur les dépenses totales réelles de la mine ».

Le tableau ci-dessous reproduit le résultat brut respectivement pour l'ensemble des mines en bénéfice et en perte.

Résultats bruts d'exploitation

BASSINS	Mines en boni (1)		Mines en mali (1)		Excédent	
	Nombre	Global F	Nombre	Global F	Global F	par t extraite F
Borinage	2	+ 15 707 000	5	— 593 331 000	— 577 624 000	— 135,15
Centre	3	+ 47 519 800	4	— 219 575 200	— 172 055 400	— 47,73
Charleroi-Namur	12	+ 188 752 700	13	— 213 014 600	— 24 261 900	— 3,39
Liège	11	+ 113 616 700	11	— 186 953 700	— 73 337 000	— 14,78
Sud	28	+ 365 596 200	33	— 1 212 874 500	— 847 278 300	— 42,38
Campine	6	+ 711 753 800	1	— 78 684 000	+ 633 069 800	+ 68,38
Royaume	34	+ 1 077 350 000	34	— 1 291 558 500	— 214 208 500	— 7,32

(1) Mines actives en 1954.

Le résultat net d'exploitation s'obtient en ajoutant au résultat brut les subventions et rectifications.

Les corrections portent sur les éléments suivants :

a) les subventions de la C.E.C.A. et de l'Etat (autres que la péréquation) qui ne concernent que les mines marginales du Borinage, ainsi que les rentrées provenant du « Fonds de soutien » créé au début de l'année 1954.

b) les soldes du compte « Fonds de solidarité » et de la « Caisse de compensation de l'Industrie charbonnière ».

Certains charbonnages mentionnent encore des versements ou des réceptions de liquidation du « Fonds de solidarité » créé en 1946 et de la « Caisse de compensation de l'Industrie charbonnière » qui est encore plus ancienne.

c) les différences d'évaluation des matières consommées. Les matières sont en effet consommées au prix du jour de leur emploi qui peut être différent du prix de leur achat.

d) la différence entre la valeur attribuée au stock à la fin de l'exercice 1953 et au début de l'exercice 1954.

Dans le chapitre du marché charbonnier, il a déjà été signalé que l'Administration des Mines avait renoncé en 1954 à imposer une limite à l'abattement sur la valeur des charbons en stock.

Les résultats de l'année 1954 ont donc été établis en adoptant comme valeur des charbons en stock au 1er janvier un chiffre différent de la valeur attribuée à ces mêmes charbons pour clôturer l'exercice 1953.

L'écart entre ces deux valeurs, que l'on peut interpréter comme une sur-estimation des résultats des années antérieures a été déduit ensuite du résultat de l'année 1954.

Comme le stock était important au moment où la règle a été modifiée, l'écart signalé est également important. Pour l'ensemble des mines du Royaume il se chiffre à **207.600.900 F.**

Dans le tableau ci-après, les résultats nets d'exploitation sont donnés séparément pour l'ensemble des mines en boni et en mali.

Résultats nets d'exploitation après subventions et rectifications

BASSINS	Mines en boni (1)		Mines en mali (1)		Ensemble des mines		Dépenses d'immobilisation	
	Nombre	Global F	Nombre	Global F	Global F	par t extraite F	Global F	par t extraite F
Borinage	2	+ 17 284 100	5	— 358 149 000	— 340 864 900	— 79,75	204 090 500	47,76
Centre	3	+ 45 032 000	4	— 223 911 000	— 178 879 000	— 49,62	268 972 900	74,62
Charleroi - Namur	12	+ 179 255 700	13	— 222 905 500	— 43 649 800	— 6,11	392 779 900	54,94
Liège	11	+ 112 135 700	11	— 186 937 000	— 74 801 300	— 15,07	134 552 600	27,11
Sud	28	+ 353 707 500	33	— 991 902 500	— 638 195 000	— 31,92	1 000 395 900	50,04
Campine	6	+ 636 551 500	1	— 83 949 100	+ 552 602 400	+ 59,69	581 587 100	62,82
Royaume	**34**	**+ 990 259 000**	**34**	**— 1 075 851 600**	**— 85 592 600**	**— 2,93**	**1 581 983 000**	**54,09**

(1) Mines actives en 1954.

Il y a lieu de remarquer qu'à partir de 1952, le résultat net ne concorde plus entièrement avec le produit net qui sert de base au calcul de la redevance proportionnelle. En effet, l'arrêté du 20 mars 1914 repris par un arrêté du 10 août 1943, qui fut confirmé par un arrêté du Régent du 14 février 1946 stipule que, pour le calcul de la redevance, il y a lieu de comprendre dans les dépenses de la mine notamment :

— les contributions, redevances et taxes afférentes à la mine, payées à l'Etat, à la Province et aux Communes;

— les autres frais divers (y compris appointements, tantièmes, dépenses en faveur du personnel).

Dans ce calcul, les impositions et les frais divers sont donc à déduire intégralement, quelle que soit leur nature. Par contre, le plan comptable dont les statistiques s'inspirent dans la mesure la plus large possible exclut les charges qui sont uniquement fonction du résultat, comme la redevance proportionnelle, la taxe professionnelle, la contribution nationale de crise et les tantièmes alloués aux administrateurs. Aussi, à partir de 1952, ces éléments n'ont-ils plus été déduits du « résultat net » qui figure dans les tableaux statistiques.

Les résultats nets des dix dernières années sont consignés dans le tableau suivant.

ANNEES	BASSIN DU SUD		CAMPINE		ROYAUME	
	Bénéfice (+) ou perte (—)	par tonne	Bénéfice (+) ou perte (—)	par tonne	Bénéfice (+) ou perte (—)	par tonne
1945	— 10 796 300	— 0,98	+ 108 621 500	+ 22,33	+ 97 825 200	+ 6,18
1946	— 14 629 400	— 0,94	+ 93 668 000	+ 12,86	+ 79 038 600	+ 3,46
1947	— 143 883 700	— 8,35	+ 76 785 500	+ 10,67	— 67 098 200	— 2,75
1948	+ 101 058 500	+ 5,39	+ 583 825 300	+ 73,50	+ 684 883 800	+ 25,66
1949	+ 869 638 600	+ 43,70	+ 366 322 900	+ 46,05	+ 1 235 961 500	+ 44,37
1950	+ 457 730 800	+ 23,84	+ 585 947 600	+ 72,15	+ 1 043 678 400	+ 38,20
1951	— 526 311 100	— 25,82	+ 1 049 614 100	+ 113,29	+ 523 303 000	+ 17,65
1952	— 591 195 700	— 28,60	+ 1 073 168 400	+ 110,49	+ 481 972 700	+ 15,86
1953	— 622 284 800	— 30,24	+ 660 962 600	+ 69,70	+ 38 677 800	+ 1,29
1954	— 638 195 000	— 31,92	+ 552 602 400	+ 59,69	— 85 592 600	— 2,93

En 1939, le bénéfice à la tonne était, pour le Royaume, de 14,01 francs.

Au cours des quatre dernières années, la situation de l'ensemble des mines du Royaume peut être résumée comme suit :

ANNEES	Dépenses			Valeur totale de la production	Résultat brut	Subventions et rectifications	Résultat net
	Main-d'œuvre	Autres dépenses	Totales				
1951	428,73	301,29	730,02	737,89	+ 7,87	+ 9,78	+ 17,65
1952	455,15	304,52	759,67	752,90	— 6,77	+ 22,63	+ 15,86
1953	454,36	298,24	752,60	740,86	— 11,74	+ 13,03	+ 1,29
1954	452,06	291,65	743,71	736,39	— 7,32	+ 4,39	— 2,93

Par rapport à l'année 1953, on constate une réduction des dépenses de 8,89 F/t, qui provient en ordre principal d'une réduction des dépenses autres que la main-d'œuvre. La valeur de la production accuse également un recul mais il est moindre et se chiffre à 4,47 F/t.

Le résultat brut des exploitations minières a donc été légèrement amélioré et la perte qui était de 11,74 F/t en 1953 a été ramenée à 7,32 F/t.

Par suite du changement d'attitude vis-à-vis de l'évaluation des stocks, l'ensemble des subventions et rectifications ne représente que 4,39 F/t cette année contre 13,03 F/t en 1953, et le résultat net est une perte de 2,93 F/t alors que l'année passée on enregistrait un bénéfice de 1,29 F/t. Il convient toutefois de souligner que si les stocks avaient été évalués en 1954 comme en 1953, le résultat net final eût été un bénéfice de **4,17 F/t.**

B. — MINES METALLIQUES

L'exploitation de minerais de métaux non ferreux a été abandonnée en Belgique depuis de nombreuses années. La dernière activité signalée dans ce domaine remonte en effet à 1946.

L'extraction du minerai de fer est localisée exclusivement à l'extrémité sud-est de la province de Luxembourg où le bassin français s'étend légèrement au-delà de la frontière belge.

La production belge de minerai régresse constamment et se traduit régulièrement par une perte financière.

En 1952 la production avait encore atteint 135.080 tonnes pour une valeur de 12.193.700 F; en 1953 la production fléchit à 99.640 tonnes représentant une valeur de 9.903.500 F et en 1954, on n'a plus extrait que 82.410 tonnes dont la valeur globale atteignit : 6.999.300 F.

La société qui exploite ce gisement a occupé en moyenne 69 ouvriers au cours de l'année 1954.

C. — MINIERES

Les sièges en exploitation dans le Limbourg ont produit 2.160 tonnes de limonite des prairies pour une valeur de 324.000 F en occupant 4 ouvriers.

En 1953, la production atteignit encore 3.580 tonnes représentant une valeur de 537.000 F.

D. — CARRIERES ET INDUSTRIES CONNEXES

(Tableau IV).

Un arrêté ministériel du 7 mars 1951 a chargé l'Administration des Mines d'élaborer, conjointement avec l'Institut National de Statistique, la statistique annuelle de toutes les carrières et industries connexes du Royaume.

Jusqu'en 1949 inclus, les « Annales des Mines » publiaient les données des carrières et usines annexes placées sous la surveillance des ingénieurs du Corps des Mines, c'est-à-dire de la presque totalité des carrières du pays : Namur, Luxembourg, Hainaut, Liége, Limbourg et partie sud du Brabant.

A partir de 1950, les données publiées intéressent toutes les carrières et industries connexes du Royaume.

On entend par industries connexes celles qui ne sont pas directement annexées aux sièges d'extractions de la matière première : fabriques de plâtres et agglomérés de plâtre, usines de carbonates de chaux précipités, entreprises de dragage, certaines scieries de marbre, installations chaufournières indépendantes, etc.... lesquelles sont placées sous la surveillance de l'Administration de la Protection Technique du Travail.

Le tableau ci-après permet de comparer l'activité des carrières en 1938, 1949 et années suivantes :

		1938	1949	1950	1951	1952	1953	1954
Sièges en activité	souterraines	142	56	54	57	58	51	52
	à ciel ouvert	776	551	571	577	624	612	658
	industries connexes			55	105	99	88	90
Ouvriers (1)	Carrières souterraines intérieur	704	578	503	470	439	385	377
	Carrières souterraines surface	655	476	483	454	428	385	385
	Carrières souterraines total	1 359	1 054	986	924	867	770	762
	Carrières à ciel ouvert	24 976	14 701	15 859	15 070	14 855	12 723	11 982
	Industries connexes			797	1 274	1 215	1 144	1 280
	Total général :	26 335	15 755	17 642	17 268	16 937	14 637	14 024

(1) A partir de 1949, le nombre d'ouvriers est obtenu pour chaque carrière en divisant le nombre total d'heures-ouvriers (surveillants et chefs mineurs inclus) par le nombre total d'heures d'activité de la carrière.
Pour les années antérieures, on prenait la moyenne de deux quinzaines : l'une en juillet, l'autre en décembre.

Les indications du tableau IV montrent que l'activité des carrières n'a pas beaucoup varié de 1953 à 1954. Il faut cependant souligner une régression massive de la production de moëllons de porphyre qui avait atteint 109.000 tonnes en 1953 et qui a été ramenée à 3.391 tonnes en 1954. En fait, la production de 1953 était anormale et s'explique uniquement par les travaux importants qui furent effectués aux digues de mer au cours de cette année.

Le lecteur observera encore d'importantes fluctuations dans les chiffres relatifs à la production de petit granit. Dans ce secteur, les statistiques antérieures à l'année 1954 étaient partiellement faussées par suite d'interprétations divergentes des questionnaires.

Pour 1954, l'extraction totale de petit granit a été répartie entre les différentes formes sous lesquelles ce produit a été vendu; elle se compose de :

8 066 m³ de pierres brutes et blocs
31 168 m³ de produits sciés
18 639 m³ de produits façonnés
165 760 m³ de sous-produits

soit, au total 223 633 m³ de produits vendables extraits.

Il est vraisemblable qu'au cours de l'année 1953, l'activité a été du même ordre de grandeur, mais les divergences d'interprétation signalées ci-dessus avaient conduit à une présentation de l'extraction totalement différente.

La valeur indiquée au tableau IV ne concerne que les produits extraits et traités ayant fait l'objet d'une vente proprement dite : elle se monte, pour l'année sous revue, à 2.481 millions de francs en chiffres ronds, contre 2.471 millions en 1953.

En 1938, la valeur globale des produits des carrières recensées était de 608 millions de francs.

E. — RECAPITULATION DES INDUSTRIES EXTRACTIVES

L'ensemble des industries extractives du Royaume, a occupé quelque 134.000 ouvriers en 1954. En chiffres ronds, le nombre correspondant était de 158.000 en 1938.

Les mines de houille, les mines métalliques et minières ont réalisé une production évaluée à 21 milliards 545.732.900 francs.

Les carrières et industries connexes ont effectué *des ventes* pour une valeur globale de 2.465 millions 561.000 francs.

CHAPITRE DEUXIEME

LA FABRICATION DU COKE ET DES AGGLOMERES DE HOUILLE

A. — FABRICATION DU COKE

(Tableau V)

Classement.

Les données du tableau V se rapportent :
a) aux cokeries minières, dépendant d'un charbonnage ou de groupes de charbonnages;
b) aux cokeries métallurgiques, dépendant d'usines métallurgiques;
c) aux cokeries indépendantes, comprenant les cokeries de la synthèse, les cokeries gazières et les cokeries verrières.

— Il y a lieu de noter qu'au début de 1953, deux usines rangées précédemment parmi les cokeries indépendantes, mais qui dépendent respectivement de charbonnages et d'usines métallurgiques ont manifesté le désir d'être incorporées respectivement dans le groupe des cokeries minières et dans celui des cokeries métallurgiques.

Les ingénieurs du Corps des Mines surveillent directement toutes les cokeries de la région minière du pays; les autres cokeries communiquent néanmoins à l'Administration des Mines les renseignements statistiques qui les concernent.

Il est à noter que les renseignements qui vont suivre ne concernent pas les usines à gaz proprement dites. Ces usines qui tendent de plus en plus à disparaître, n'ont plus qu'un intérêt local. En 1954, elles ont encore enfourné 23.657 tonnes de charbon et produit 17.556 tonnes de coke. Elles ont distribué 13.174 m^3 de gaz ramené à 4.250 calories, 0° et 760 mm de Hg.

Production, consommation et personnel.

La production totale de coke de 1954 s'est élevée à 6.146.821 tonnes contre 5.945.416 tonnes en 1953 et 6.407.208 tonnes en 1952.

Comme la répartition de cette production entre les différentes catégories de cokeries a été modifiée en 1953, le tableau ci-dessous reproduit la production des 5 dernières années en adoptant les groupes formés en 1953.

ANNEES	PRODUCTION DES COKERIES			Du Royaume
	minières 1 000 t	métallurgiques 1 000 t	indépendantes 1 000 t	1 000 t
1950	789	2 889	920	4 598
1951	1 113	3 864	1 119	6 096
1952	1 161	4 047	1 199	6 407
1953	960	3 920	1 065	5 945
1954	1 079	4 077	991	6 147

L'enfournement correspondant à cette production s'est élevé à 7.959.859 tonnes dont 5.750.416 tonnes de charbon belge et 2.209.443 tonnes de charbons importés.

Le tableau ci-dessous rappelle les enfournements des 5 dernières années en adoptant les groupes formés en 1953.

ANNEES		ENFOURNEMENT DES COKERIES			
		minières 1 000 t	métallurgiques 1 000 t	indépendantes 1 000 t	Ensemble 1 000 t
1950	charbon belge	1 039	3 630	1 111	5 780
	charbon étranger	—	166	156	322
	Total :	1 039	3 796	1 267	6 102
1951	charbon belge	1 455	4 069	936	6 460
	charbon étranger	5	948	517	1 470
	Total :	1 460	5 017	1 453	7 930
1952	charbon belge	1 516	4 575	1 072	7 163
	charbon étranger	—	690	491	1 181
	Total :	1 516	5 265	1 563	8 344
1953	charbon belge	1 214	4 506	811	6 531
	charbon étranger	46	606	567	1 219
	Total :	1 260	5 112	1 378	7 750
1954	charbon belge	1 369	3 899	482	5 750
	charbon étranger	36	1 387	787	2 210
	Total :	1 405	5 286	1 269	7 960

Ce tableau montre que les enfournements de charbons étrangers ont presque doublé entre les années 1953 et 1954, tandis que les enfournements de charbons belges ont diminué de près de 800.000 tonnes. Le mouvement a été particulièrement significatif dans les cokeries indépendantes, qui ont acquis à l'étranger les ⅔ des charbons consommés.

Le lecteur trouvera au chapitre du marché charbonnier quelques informations complémentaires relatives à l'écoulement du coke, dont la sidérurgie est de loin le consommateur le plus important.

Comme une importante partie de la production est réalisée dans des cokeries annexées à des usines métallurgiques, les ventes proprement dites n'ont porté que sur 2.627.331 t ce qui correspond à un prix unitaire de 869,05 F/t.

Cette valeur unitaire n'est pas représentative de la valeur de la production car les quantités cédées, qui ont atteint 3.305.802 t concernent presque exclusivement les gros cokes.

En pondérant les prix de vente moyens des 3 classes de cokes par rapport au pourcentage pour lequel chacune d'elles intervient dans la production on aurait obtenu un prix de vente moyen de 871,72 F/t.

Ce prix de vente marque un recul sensible par rapport au prix moyen de 1953 qui s'était établi à 964,31 F/t, et surtout par rapport à celui de 1952 qui avait encore atteint 1.156,20 F/t.

Vers la fin de l'année 1954 les prix des cokes se sont cependant à nouveau raffermis et les résultats de l'année 1955 accuseront sans aucun doute le retournement de la conjoncture qui s'est produit à cette époque.

Par tonne de houille enfournée, les usines à coke ont produit en 1954 :

coke : 772 kg
gaz vendable : 352 m³
ammoniaque (exprimée en sulfate) : 8,2 kg
brai : 2,5 kg
benzol brut : 5,5 kg
goudron brut : 24,0 kg

Le personnel des cokeries s'est élevé en 1954, à 4.051 ouvriers.

B. — LA FABRICATION DES AGGLOMERES DE HOUILLE

(Tableau VI)

La fabrication d'agglomérés s'est poursuivie en 1954 à peu près au même rythme qu'en 1953; la production totale a atteint 1.378.273 t contre 1.332.629 t l'année précédente.

Il y a lieu de remarquer cependant que la fabrication de « briquettes » se détériore d'année en année, tandis que celle de boulets progresse constamment.

Voici, à ce sujet une rétrospective depuis l'année 1924.

en milliers de tonnes

NATURE DES PRODUITS	1924	1930	1938	1950	1952	1954
Briquettes	1 637	1 494	1 028	553	628	478
Boulets	393	381	533	467	855	900
Total :	2 030	1 875	1 561	1 020	1 483	1 378

Cette production a été réalisée à concurrence de 98,1 % dans des usines annexées aux charbonnages.

Au chapitre qui traite du marché charbonnier il a été montré que dans cette production 54.257 tonnes ont été prélevées pour la consommation propre et 126.237 tonnes ont été fournies au personnel. Ces prélèvements, qui pourraient paraître élevés à priori, couvrent également les besoins des mines auxquelles les usines appartiennent, ainsi que les distributions gratuites aux ouvriers mineurs faites sous forme d'agglomérés.

Production, consommation et personnel.

Les ventes proprement dites se sont chiffrées par 1.173.832.000 francs, ce qui correspond à un prix unitaire de 894,93 francs par tonne d'agglomérés. Il s'agit des ventes proprement dites, à l'exclusion des cessions aux autres divisions des sociétés.

La consommation de houille s'est élevée à 1.310.272 tonnes, dont 4.118 tonnes provenant de l'étranger, et la consommation de brai à 109.180 tonnes, dont 61.980 tonnes provenant de l'étranger.

Le personnel des fabriques d'agglomérés s'est élevé, en 1954 à 589 ouvriers.

CHAPITRE TROISIEME

LA METALLURGIE

A. — SIDERURGIE

1. — HAUTS FOURNEAUX

(Tableau VII)

Situation et capacité des Usines.

Aucune modification n'est intervenue dans la situation des usines au cours de l'année 1954. Comme au cours des années précédentes, la production de fonte a été réalisée dans 12 usines dont sept font partie du groupe Brabant-Hainaut et cinq du groupe Liège-Luxembourg.

Production et consommation de matières premières.

En 1954, la production totale de fonte s'est élevée à 4.625.092 t. Ce tonnage accuse une augmentation sensible de 9,85 % par rapport à l'année 1953 où la production avait atteint 4.209.831 t.

La majeure partie des fontes produites ont évidemment été cédées aux aciéries jointes aux hauts fourneaux; les ventes proprement dites n'ont porté que sur 2,93 % de la production; elles ont produit au total 401.894.000 F ce qui représente une valeur unitaire de 2.967,21 F par tonne.

La consommation de coke s'est élevée à 4.108.311 tonnes et celle de minerai de fer à 9.487.194 tonnes.

Le coke consommée est presque exclusivement belge.

Par contre, si les mitrailles et autres résidus ferrugineux sont en grande partie achetés dans le pays, c'est l'étranger qui nous livre presque tout le minerai de fer traité dans les hauts fourneaux.

Ci-après la liste des fourniseurs étrangers et leur part d'intervention :

France	5.657.341 tonnes	Brésil	7.131 tonnes
Luxembourg	1.332.517 tonnes	Inde	31.782 tonnes
Suède	2.243.132 tonnes	Espagne	9.597 tonnes
Algérie	59.447 tonnes	U.S.A.	4.964 tonnes
Tunisie	12.231 tonnes	Guinée française	4.232 tonnes
Grèce	2.023 tonnes	Norvège	18.582 tonnes
		Allemagne occidentale	14.125 tonnes

2. — ACIERIES

Classement. (Tableau VIII)

Les aciéries sont classées en deux catégories :
a) celles qui sont jointes à des hauts fourneaux;
b) celles qui sont indépendantes.

Production et consommation de matières premières.

La production de lingots d'aciers s'est élevée en 1954 à 4.916.096 tonnes contre 4.432.978 tonnes en 1953. L'augmentation de la production est du même ordre de grandeur que celle enregistrée pour la fonte; elle représente exactement 10,9 % de la production de 1953. Les aciéries indépendantes n'ont cependant pas profité de cette avance car leur production accuse au contraire un recul de 11,8 % par rapport à 1953.

Les ventes d'acier sous forme de lingots n'ont porté que sur 0,89 % de la production. La valeur totale de ces transactions a été 193.273.000 F, ce qui correspond à un prix unitaire moyen de 4.401,67 francs par tonne.

La production de pièces moulées s'est élevée à 56.435 tonnes, contre 63.664 tonnes au cours de l'année 1953; le recul de cette partie de la production est également supporté presque exclusivement par les aciéries indépendantes.

Les ventes proprement dites de ces pièces, qui ont porté sur environ 76 % de la production totale, se sont chiffrées par 837.426.000 F, ce qui correspond à un prix unitaire moyen de 19.584,33 francs à la tonne.

Les matières premières consommées sont indiquées au tableau VIII hors-texte. La nature de ces consommations est évidemment différente d'après la situation des aciéries; celles qui sont jointes aux hauts fourneaux consomment la quasi totalité des fontes belges, tandis que les aciéries indépendantes sont alimentées principalement en riblons et mitrailles.

3. — LAMINOIRS A ACIER ET A FER

Classement. (Tableau IX)

Les laminoirs sont classés en deux catégories :
a) ceux qui sont annexés à des aciéries qui sont répartis en 2 groupes : Hainaut-Brabant d'une part; Liège-Luxembourg d'autre part;
b) les laminoirs indépendants, qui se situent dans le Hainaut, le Brabant et Namur (1er groupe) ainsi qu'à Liège et à Anvers (2e groupe).

Production et consommation de matières premières.

Le tableau hors-texte donne tout d'abord les aciers demi-finis vendus sous cette forme. Leur production s'est élevée à 1.314.708 tonnes contre 1.106.104 tonnes en 1953.

La valeur globale de cette production représente 2.978.964.000 francs, ce qui correspond à un prix unitaire moyen de 3.432,01 francs par tonne d'acier demi-fini.

D'après les statistiques publiées par la Haute-Autorité les exportations de lingots et demi-produits ont atteint en 1954, 252.000 tonnes; les ventes et cessions aux relamineurs belges ont donc porté sur 1.060.000 tonnes environ.

En aciers finis, les laminoirs annexés à des aciéries ont produit 2.802.016 tonnes et les laminoirs indépendants 688.212 tonnes, soit au total 3.490.228 tonnes contre 3.361.303 tonnes en 1953.

On constate donc une augmentation de l'activité des laminoirs annexés à des aciéries et un recul de celle des laminoirs indépendants.

Les ventes de l'année, qui ont porté sur 92,1 % de la production des laminoirs annexés à des aciéries et sur 81,3 % de celle des laminoirs indépendants, se sont chiffrées à 15.308.844.000 francs, ce qui correspond à un prix unitaire moyen de 4.873,30 francs par tonne d'acier fini. Rappelons que le prix unitaire moyen avait atteint 5.624,16 francs en 1953 et 7.270 francs en 1952.

L'attention des lecteurs est attirée sur le fait que la production de tôles « galvanisées, plombées et étamées » renseignée au tableau IX ne concerne pas toute l'activité des établissements sidérurgiques dans ce domaine, celle de certaines divisions spécialisées n'y étant pas reprise.

D'après l'Institut National de Statistique, la production totale de tôles galvanisées, plombées et étamées des établissements sidérurgiques a été de 215.766 tonnes au cours de l'année 1954.
tôles galvanisées, plombées et étamées a été de 215.766 tonnes au cours de l'année 1954.

La production de fers finis s'est élevée à 39.334 tonnes en 1954 contre 33.891 tonnes l'année précédente.

Les ventes, qui se rapportent à 93,7 % de la production, se sont chiffrées par 154.737.000 francs, ce qui correspond à un prix unitaire de 4.196,37 francs à la tonne.

En 1953, ce prix unitaire avait atteint 4.553,16 francs.

La production de tubes soudés qui figurait précédemment dans la statistique de la sidérurgie n'a plus été reproduite depuis 1953, car l'activité des Usines sidérurgiques dans ce domaine n'est pas représentative de ce secteur industriel. Les lecteurs qui s'intéressent à ces produits sont priés de consulter les statistiques mensuelles de l'Institut National de Statistique.

Les consommations de matières premières sont indiquées au tableau IX hors-texte. Leur composition est évidemment fonction de la situation des laminoirs.

4. — ENSEMBLE DE LA SIDERURGIE

A partir de 1953, les questionnaires présentés aux usines sidérurgiques relatifs à l'activité de l'année avaient été conçus pour permettre le calcul du revenu national; à cet effet les services généraux des complexes sidérurgiques devaient être soit rattachés à une activité principale, soit faire l'objet d'une répartition.

Déjà en 1953 d'importances différences d'interprétation étaient apparues, notamment en ce qui concerne la répartition de la production d'énergie électrique. Il n'a pas été possible de remédier à ces inconvénients dans le recensement relatif à l'année 1954, et il en résulte que les chiffres relatifs au personnel et aux consommations de combustibles et d'énergie qui figurent dans les tableaux VII, VIII et IX ne sont pas encore comparables aux données des années antérieures pour chacune des divisions et qu'il y a lieu de s'en tenir aux données relatives à l'ensemble de la sidérurgie pour suivre l'évolution du personnel employé et des consommations d'énergie.

Personnel.

Le personnel occupé en 1954 se compare comme suit à celui de 1953 :

	1953			1954		
	Nombre de journées-ouvriers	Nombre de jours d'activité	Nombre moyen d'ouvriers	Nombre de journées-ouvriers	Nombre de jours d'activité	Nombre moyen d'ouvriers
Grands complexes sidérurgiques (1)	9 368 623	335	27 959	9 356 963	337	27 771
Aciéries indépendantes	1 780 343	298	5 978	1 514 514	303	4 995
Laminoirs indépendants	2 384 675	268	8 883	2 728 319	299	9 138
Ensemble de la sidérurgie	13 533 641	316	42 820	13 599 796	325	41 904

(1) Hauts Fourneaux, Aciéries jointes à des Hauts Fourneaux et Laminoirs joints à des Aciéries.

On constate que le personnel total de la sidérurgie a diminué de 1.000 unités environ; le nombre total de journées de travail a cependant augmenté légèrement, par suite notamment d'un nombre plus grand de jours d'activité des laminoirs indépendants.

Consommations de combustible et d'énergie.

		1953	1954
Houille	t	281 356	293 288
Coke	t	3 958 821	4 218 944
Agglomérés	t	31 493	34 000
Huiles combustibles	hl	780 512	849 745
Essence	hl	3 312	4 518
Gaz	m^3	7 383 139 800	9 244 975 395
Electricité	kWh	1 209 439 750	1 387 547 198

B. — METALLURGIE DES METAUX NON FERREUX

(Tableau X)

Les renseignements donnés concernent les producteurs et les transformateurs primaires de métaux non ferreux et se rapportent, non à l'année sous revue, mais à l'**année 1953.**

L'attention du lecteur est attirée sur le fait que le produit des ventes réalisées par les producteurs ne permet pas d'établir la valeur unitaire des métaux non-ferreux, car une partie de la production ayant été traitée à façon, n'a pas fait l'objet d'une vente proprement dite.

Le tableau ci-dessous qui est complété par les renseignements provisoires relatifs à l'année 1954 montre que l'activité des industries des métaux non-ferreux à été relativement stable au cours des dernières années. Il indique également que les producteurs de plomb n'ont plus retrouvé l'importance qu'ils avaient avant la guerre, que la production de zinc est également encore en léger recul par rapport à l'année 1938, tandis que la production de cuivre et d'alliages de cuivre est en augmentation.

1 000 t

	PRODUCTEURS		
ANNEES	Cuivre et alliages	Zinc et alliages	Plomb et alliages
1938 (1)	131	229	102
1948 (2)	132	153	66
1950	137	181	63
1951	138	200	75
1952	144	191	81
1953	146	199	74
1954 (prov.) (2)	154	213	72

(1) Source : Union des Industries de Métaux non-ferreux.

(2) Source : Institut National de Statistique.

Production, écoulement et stocks.

MINES DE HOUILLE

TABLEAU I

BASSINS		ECOULEMENT					STOCKS			PRODUCTION						
		Consommation	Fournitures au personnel et aux pensionnés	Ventes	Cessions aux activités connexes et aux usines de l'entreprise	TOTAL	Au 1-1-1954	Au 31-12-1954	Augmentation (+) ou diminution (—)	Maigre et ¼ gras	½ gras	¾ gras	Gras A	Gras B	TOTAL	
															Valeur nette de vente	Valeur nette totale
Borinage	Tonnage	397 720	163 330	2 621 300	1 118 760	4 301 110	666 980	639 980	— 27 000	—	1 176 550	671 450	1 901 910	524 200	4 274 110	
	Val. glob.	189 732 300	129 305 500	1 695 551 000	777 459 700	2 792 048 500	252 220 400	194 140 600	—	—	822 020 500	416 161 800	1 178 691 200	317 095 200	2 733 968 700	2 872 503 100
	Val./Tonne	477,05	791,68	646,84	694,93	649,15	378,15	303,35	—	—	698,67	619,80	619,74	604,91	639,66	672,07
Centre	Tonnage	448 650	81 270	2 653 610	341 690	3 525 220	421 510	501 310	+ 79 800	—	1 972 360	990 580	152 030	490 050	3 605 020	
	Val. glob.	202 845 200	65 643 600	1 861 099 400	223 208 200	2 352 796 400	219 232 800	238 498 800	—	—	1 312 330 200	644 380 200	91 387 500	323 964 500	2 372 062 400	2 490 529 900
	Val./Tonne	452,12	807,72	701,35	653,25	667,42	520,11	475,75	—	—	665,36	650,51	601,11	661,08	657,99	690,85
Charleroi - Namur	Tonnage	616 110	157 310	5 447 540	957 030	7 177 990	719 190	690 430	— 28 760	4 232 430	2 342 730	9 450	564 620	—	7 149 230	
	Val. glob.	296 119 400	148 394 600	4 338 706 200	634 569 200	5 417 789 400	310 846 400	254 122 900	—	3 339 026 000	1 629 822 900	5 816 400	386 400 600	—	5 361 065 900	5 519 130 300
	Val./Tonne	480,63	943,33	796,45	663,06	754,78	432,22	368,06	—	788,91	695,69	615,49	684,36	—	749,88	771,99
Liège	Tonnage	391 780	161 400	3 689 900	726 060	4 969 140	82 680	76 270	— 6 410	3 395 080	1 376 430	191 220	—	—	4 962 730	
	Val. glob.	193 421 800	162 725 300	3 114 272 900	493 583 900	3 964 003 900	32 873 300	28 995 000	—	2 842 776 500	990 814 200	126 534 900	—	—	3 960 125 600	4 055 912 400
	Val./Tonne	493,70	1 008,21	844,00	679,81	797,72	397,60	380,16	—	837,32	719,84	661,72	—	—	797,97	817,27
SUD	Tonnage	1 854 260	563 310	14 412 350	3 143 540	19 973 460	1 890 360	1 907 990	+ 17 630	7 627 510	6 868 070	1 862 700	2 618 560	1 014 250	19 991 090	
	Val. glob.	882 118 700	506 069 000	11 009 629 500	2 128 821 000	14 526 638 200	815 172 900	715 757 300	—	6 181 802 500	4 754 987 800	1 192 893 300	1 656 479 300	641 059 700	14 427 222 600	14 938 075 700
	Val./Tonne	475,73	898,38	763,90	677,20	727,30	431,23	375,14	—	810,46	692,33	640,41	632,59	632,05	721,68	747,24
CAMPINE	Tonnage	666 290	156 280	8 077 310	628 480	9 528 360	1 168 770	898 030	— 270 740	—	—	13 020	3 873 300	5 371 300	9 257 620	
	Val. glob.	306 946 700	121 134 400	5 548 417 700	438 877 600	6 415 376 400	664 494 400	508 710 000	—	—	—	11 898 400	2 687 827 100	3 559 866 500	6 259 592 000	6 600 333 900
	Val./Tonne	460,68	775,11	686,91	698,32	673,29	568,54	566,47	—	—	—	913,86	693,94	662,76	676,16	712,96
ROYAUME	Tonnage	2 520 550	719 590	22 489 660	3 772 020	29 501 820	3 059 130	2 806 020	— 253 110	7 627 510	6 868 070	1 875 720	6 491 860	6 385 550	29 248 710	
	Val. glob.	1 189 065 400	627 203 400	16 558 047 200	2 567 698 600	20 942 014 600	1 479 667 300	1 224 467 300	—	6 181 802 500	4 754 987 800	1 204 791 700	4 344 306 400	4 200 926 200	20 686 814 600	21 538 409 600
	Val./Tonne	471,75	871,61	736,25	680,72	709,86	483,69	436,37	—	810,46	692,33	642,31	669,19	657,88	707,27	736,39

BASSINS	Nombre de postes effectués au cours de l'année 1954					
	Veine	Taille	Chantiers	Fond	Surface	Fond et Surface
Borinage	749 750	1 718 440	3 062 360	4 483 120	1 716 580	6 199 700
Centre	545 490	1 401 560	2 274 170	3 366 430	1 367 210	4 733 640
Charleroi-Namur	1 343 980	2 710 520	4 425 440	6 573 590	2 910 610	9 484 130
Liège	882 790	2 248 130	3 673 860	5 358 860	1 948 920	7 307 780
SUD	3 522 010	8 078 650	13 435 830	19 781 930	7 943 320	27 725 250
CAMPINE	1 261 610	2 643 080	4 544 390	6 851 110	2 603 300	9 454 410
ROYAUME	**4 783 620**	**10 721 730**	**17 980 220**	**26 633 040**	**10 546 620**	**37 179 660**

RENDEMENTS
(Tonnes par ouvrier)

BASSINS	Par poste			Pour l'année par ouvrier moyen présent	
	Veine	Total Fond	Fond et Surface	Total Fond	Fond et Surface
Borinage	5,701	0,953	0,689	294	213
Centre	6,609	1,071	0,762	328	234
Charleroi-Namur	5,319	1,088	0,754	336	236
Liège	5,622	0,926	0,679	287	211
SUD	5,676	1,011	0,721	312	224
CAMPINE	7,338	1,351	0,979	415	301
ROYAUME	**6,114**	**1,098**	**0,787**	**339**	**244**

Nombre de jours ouvrés	Nombre moyen de présences pendant les jours ouvrables			Répartition du personnel d'après l'âge et le sexe							
				Total Fond			Surface				
				Hommes et garçons			Hommes et garçons			Femmes et filles	
	Fond	Surface	Fond et Surface	21 ans et plus	18 à 20 ans	14 à 17 ans	21 ans et plus	18 à 20 ans	14 à 17 ans	21 ans et plus	14 à 20 ans
281,43	14 523	5 501	20 024	17 735	598	380	5 769	172	128	128	8
286,64	10 9o0	4 410	15 390	13 307	421	259	4 433	144	111	240	5
293,52	21 295	9 034	30 329	25 741	587	336	8 903	243	270	552	30
291,47	17 274	6 300	23 574	20 993	563	447	6 042	142	146	554	17
289,15	64 072	25 245	89 317	77 776	2 169	1 422	25 147	701	655	1 474	60
287,40	22 306	8 428	30 734	25 086	1 777	1 048	8 962	157	266	48	6
288,54	**86 378**	**33 673**	**120 051**	**102 862**	**3 946**	**2 470**	**34 109**	**858**	**921**	**1 522**	**66**

INDICES
(Ouvriers par tonne)

BASSINS	Veine	Fond	Fond et Surface
Borinage	0,18	1,05	1,45
Centre	0,15	0,93	1,31
Charleroi-Namur	0,19	0,92	1,33
Liège	0,18	1,08	1,47
SUD	0,18	0,99	1,39
CAMPINE	0,14	0,74	1,02
ROYAUME	**0,16**	**0,91**	**1,27**

BASSINS		Salaires globaux et charges sociales			
		Veine	Total Fond	Surface	Fond et Surface
Borinage	Sal. bruts F	262 071 100	1 231 621 000	323 794 400	1 555 41 5 400
	F/t	61,32	288,16	75,76	363,92
	Sal. nets F	228 219 200	1 068 423 200	282 868 600	1 351 291 800
	Charg. soc. F	»	»	»	664 675 500
	F/t	»	»	»	155,51
Centre	Sal. bruts F	184 790 000	897 770 100	263 634 200	1 161 404 300
	F/t	51,26	249 03	73,13	322,16
	Sal. nets F	161 583 300	775 767 800	230 629 000	1 006 396 800
	Charg. soc. F	»	»	»	482 209 100
	F/t	»	»	»	133,76
Charleroi-Namur	Sal. bruts F	443 642 300	1 884 391 100	539 694 600	2 424 085 700
	F/t	62,05	263,58	75,49	339,07
	Sal nets F	382 402 100	1 634 248 800	471 831 000	2 106 079 800
	Charg. soc. F	»	»	»	977 332 000
	F/t	»	»	»	136,70
Liège	Sal. bruts F	307 762 300	1 491 493 100	367 613 000	1 859 106 100
	F/t	62,01	300,54	74,07	374,61
	Sal. nets F	265 848 500	1 294 289 800	321 386 900	1 615 676 700
	Charg. Soc F	»	»	»	807 872 500
	F/t	»	»	»	162,79
SUD	Sal. bruts F	1 198 265 700	5 505 275 300	1 494 736 200	7 000 011 500
	F/t	59,94	275,39	74,77	350,16
	Sal. nets F	1 038 058 100	4 772 729 600	1 306 715 500	6 079 445 100
	Charg. soc. F	»	»	»	2 932 089 100
	F/t	»	»	»	146,67
CAMPINE	Sal. bruts F	415 977 400	1 805 903 500	486 608 700	2 292 512 200
	F/t	44,93	195,07	52,56	247,64
	Sal. nets F	364 281 200	1 589 258 600	432 925 800	2 022 184 400
	Charg.soc. F	»	»	»	997 558 000
	F/t	»	»	»	107,76
ROYAUME	Sal. bruts F	**1 614 243 100**	**7 311 178 800**	**1 981 344 900**	**9 292 523 700**
	F/t	**55,19**	**249,97**	**67,74**	**317.71**
	Sal. nets F	**1 402 339 300**	**6 361 988 200**	**1 739 641 300**	**8 101 629 500**
	Charg. soc. F	»	»	»	**3 929 647 100**
	F/t	»	»	»	**134,35**

DEPENSES

BASSINS		Main d'œuvre directe (1)		Consommations et approvisionnements			Forces motrice, transports surface, ateliers, divers		Dégâts miniers
		Salaires bruts et primes	Frais afférents	Bois	Fers de soutènement	Divers	Force motrice et transports surface	Divers	
Borinage	F	1 353 618 900	581 819 300	132 115 000	107 055 100	243 374 300	336 166 400	180 508 400	54 172 7(
	F/t	316,70	136,13	30,91	25.05	56,94	78,65	42,23	12.67
Centre	F	1 016 584 400	413 656 800	119 414 900	95 806 300	149 911 300	266 217 600	94 399 400	21 266 8(
	F/t	281,99	114,74	33,12	26,58	41,58	73,85	26,19	5,90
Charleroi-Namur	F	2 147 224 300	871 468 600	227 633 100	178 396 600	415 820 000	542 899 900	217 639 000	67 640 3(
	F/t	300,34	121,90	31,84	24,95	58,16	75,94	30,44	9,46
Liège	F	1 678 218 700	739 371 000	151 915 100	106 880 600	320 580 400	397 522 500	164 157 200	96 329 7(
	F/t	338,16	148,98	30,61	21,54	64,60	80,10	33,08	19,41
SUD	F	6 195 646 300	2 606 315 700	631 078 100	488 138 600	1 129 686 000	1 542 806 400	656 704 000	239 409 5(
	F/t	309,92	130,37	31,57	24,42	56,51	77,17	32,85	11,98
CAMPINE	F	1 945 639 200	872 445 200	190 934 100	139 823 400	871 038 200	447 600 400	358 548 800	24 642 6(
	F/t	210,17	94,24	20,63	15,10	94,09	48,35	38,73	2,66
ROYAUME	F	**8 141 285 500**	**3 478 760 900**	**822 012 200**	**627 962 000**	**2 000 724 200**	**1 990 406 800**	**1 015 252 800**	**264 052 1(**
	F/t	**278,35**	**118,94**	**28,10**	**21,47**	**68,40**	**68,05**	**34,71**	**9,03**

(1) Frais de main-d'œuvre relatifs à l'exploitation proprement dite. Les charges de main-d'œuvre concernant la force motrice, et son incidence dans le prix de revient figurent au tableau du haut de la page. Le lecteur est prié de se référer au text

(2) Concerne les subventions de l'Etat et de la C.E.C.A., le solde du « Fonds de solidarité », les différences d'évaluation d

Salaires moyens par poste				Salaires moyens annuels		
Veine	Tot. Fond	Surface	Fond et Surface	Total Fond	Surface	Fond et Surface
322,66	266,50	177,29	242,42	84 805	58 861	77 678
280,98	231,19	154,88	210,60	73 568	51 421	67 484
324,29	258,48	177,59	235,95	81 764	59 781	75 465
283,57	223,36	155,36	204,46	70 653	52 297	65 393
320,70	280,30	177,56	249,84	88 490	59 740	79 926
276,43	243,09	155,23	217,06	76 743	52 228	69 441
335,68	273,65	175,87	248,34	86 343	58 351	78 863
289,96	237,47	153,75	215,82	74 927	51 014	68 536
325,40	271,64	177,09	245,40	85 923	59 209	78 373
281,89	235,50	154,81	213,13	74 490	51 761	68 066
312,73	260,45	175,16	237,29	80 960	57 737	74 592
273,86	229,21	155,84	209,31	71 248	51 368	65 796
322,03	**268,75**	**176,60**	**243,32**	**84 642**	**58 841**	**77 405**
279,76	**233,86**	**155,06**	**212,14**	**73 653**	**51 663**	**67 485**

— RESULTATS

Frais généraux	Total des dépenses d'exploitation	Dépenses totales réelles de la mine	Excédent de la valeur totale produite sur les dépenses totales réelles de la mine	Subventions et rectifications (2)	Résultat net	Travaux préparatoires compris dans les dépenses	Dépenses d'immobilisat. compris dans les dépenses
257 206 500	3 246 036 600	3 450 127 100	—577 624 000	+236 759 100	—340 864 900	219 091 800	204 090 500
60,18	759,46	807,22	— 135,15	+ 55,40	— 79,75	51,26	47,76
216 354 900	2 393 612 400	2 662 585 300	—172 055 400	— 6 823 600	—178 879 000	156 769 800	268 972 900
60,01	663,96	738,58	— 47,73	— 1,89	— 49,62	43,49	74,62
481 890 500	5 150 612 300	5 543 392 200	— 24 261 900	— 19 387 900	— 43 649 800	309 957 700	392 779 900
67,41	720,44	775,38	— 3,39	— 2,72	— 6,11	43,36	54,94
339 721 600	3 994 696 800	4 129 249 400	— 73 337 000	— 1 464 300	— 74 801 300	227 693 000	134 552 600
68,45	804,94	832,05	— 14,78	— 0,29	— 15,07	45,88	27,11
1 295 173 500	14 784 958 100	15 785 354 000	—847 278 300	+209 083 300	—638 195 000	913 512 300	1 000 395 900
64,79	739,58	789,62	— 42,38	+ 10,46	— 31,92	45,70	50,04
535 005 100	5 385 677 000	5 967 264 100	+633 069 800	— 80 467 400	+552 602 400	487 975 100	581 587 100
57,79	581,76	644,58	+ 68,38	— 8,69	+ 59,69	52,71	62,82
1 830 178 600	**20 170 635 100**	**21 752 618 100**	**—214 208 500**	**+128 615 900**	**— 85 592 600**	**1 401 487 400**	**1 581 983 000**
62,57	**689,62**	**743,71**	**— 7,32**	**+ 4,39**	**— 2,93**	**47,92**	**54,09**

ransports surface, les ateliers, etc... sont comprises dans les rubriques correspondantes. Le total des frais de main-d'œuvre natières consommées, les corrections sur stocks au début de 1954.

	ANVERS, BRABANT, FLANDRES ORIENTALE et OCCIDENTALE	HAINAUT	LIEGE
Sièges d'exploitation en activité { souterrains	—	—	10
à ciel ouvert	30	159	164
Industries connexes	42	20	11
Nombre moyen d'ouvriers : (1)			
Carrières souterraines. { intérieur	—	—	29
surface	—	—	26
total	—	—	55
Carrières à ciel ouvert	899	4 866	2 702
Industries connexes	378	273	260
Total général	**1 277**	**5 139**	**3 017**
Nombre total d'heures-ouvriers (surveillants et chefs-min. inclus)	2 792 553	11 128 990	6 606 017
Consommations			
A. Combustibles et énergie			
Charbon coke agglomérés t	2 970	98 688	135 046
Huiles combustibles hl	5 811	48 384	12 313
Essence, pétrole hl	1 503	4 625	6 869
Gaz m^3	44 552	3 720	1 090
Electricité kWh	13 251 132	44 604 041	11 752 912
B. Autres matières			
1. Explosifs :			
poudre noire kg	41 473	153 934	131 109
autres kg	88 101	333 605	160 533
2. Détonateurs nombre	226 845	930 183	672 809

Production et ventes	Production — Quantités	Ventes — Quantités	Ventes — Valeur 1 000 F	Production — Quantités	Ventes — Quantités	Ventes — Valeur 1 000 F	Production — Quantités	Ventes — Quantités	Ventes — Valeur 1 000 F
Porphyre									
moellons t	2 095	2 095	183	1 296	1 296	109	—	—	—
concassés t	1465 251	1452 707	128 016	1481 092	1481 620	133 419	—	—	—
pavés et mosaïques t	31 941	26 460	27 280	12 015	8 774	8 917	—	—	—
Petit-granit: pierres brutes									
blocs m^3	—	—	—	5 538	5 401	11 881	2 252	1 919	2 811
Scié m^3	35	95	1 278	28 130	28 214	157 327	2 588	2 729	20 175
Façonné (2) m^3	16	21	24	11 276	11 407	112 922	6 087	6 002	48 216
Sous-produits (3) m^3	—	—	—	81 289	79 565	20 830	82 806	70 316	9 451
Marbre : blocs équarris (4) m^3	—	—	—	468	440	2 917	186	46	278
tranches ramenées à 20mm (5) m^2	138 567	142 713	66 881	91 462	91 493	42 678	59 824	63 782	21 680
moellons et concassés t	12 330	12 276	10 067	3 712	524	125	—	—	—
bimbeloterie kg	13	793	30	262 555	260 888	11 706	—	—	—
Grès : moellons bruts. t	—	—	—	1 898	1 701	306	94 387	95 286	9 456
concassés t	—	—	—	8 570	9 118	839	506 718	475 394	36 287
pavés et mosaïques t	—	—	—	106	272	270	14 296	15 326	15 843
divers taillés (6) t	—	—	—	134	134	127	30 873	31 303	19 753
Sable : pour métallurgie t	173 115	174 985	7 989	153 032	153 032	13 784	45 951	45 951	3 471
pour verrerie t	652 060	650 744	28 660	—	—	—	—	—	—
pour construction t	531 502	529 712	18 187	319 005	319 005	12 900	198 971	198 771	10 571
divers t	440 440	440 245	10 506	6 925	6 925	166	3 012	3 012	148
Silex : broyé t	—	—	—	19 840	19 860	5 743	885	1 267	380
pavés t	—	—	—	1 541	1 365	5 206	183	183	413
Feldspath t	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Quartz et quartzites t	78 879	65 249	8 460	36 316	35 606	6 015	29 999	30 031	4 869
Galets (7) t	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Argile : kaolin t	—	—	—	—	—	—	—	—	—
autres (8 t	—	—	—	308 460	303 290	12 133	132 256	11 199	1 536
Ardoise : pour toitures. t	—	—	—	—	—	—	—	—	—
schiste ardoisier (9) t	—	—	—	—	—	—	—	—	—
coticule (pierre à aiguiser) (10) kg	—	—	—	—	—	—	20 200	5 200	136
Produits de dragage									
gravier t	—	—	—	—	—	—	803 488	803 488	36 924
sable t	—	—	—	—	—	—	29 585	29 585	2 302
Gravier autre que de dragage t	—	—	—	—	—	—	10 363	10 363	480
Calcaire (11)									
cru et castine (12) t	—	—	—	86 696	16 320	1 822	245 680	234 164	16 696
moellons et concassés t	—	—	—	2009 821	462 988	39 469	434 197	422 477	34 320
divers taillés t	—	—	—	1 879	1 722	457	2 306	2 335	9 135
Chaux : en roches t	—	—	—	256 006	214 011	86 785	620 042	553 314	226 630
hydratée t	—	—	—	6 691	6 613	3 281	58 086	58 046	42 360
cendrée t	—	—	—	18 007	14 961	1 272	48 716	37 848	3 826
Phosphates t	—	—	—	35 273	36 543	8 033	—	—	—
Carbonates naturels (craie, marne, tuffeau). t	—	—	—	2900 370	107 393	14 228	1480164	17 305	1 031
Carbonates de chaux précipités t	25 486	20 430	1 237	—	—	—	—	—	—
Chaux hydraulique artificielle t	—	—	—	55 060	4 963	1 407	10 962	10 344	4 125
Dolomie : crue t	—	—	—	—	—	—	3 464	—	—
frittée t	—	—	—	—	—	—	20 217	120	79
Plâtre : à plafonner t	909	750	557	32 263	32 436	18 112	—	—	—
à mouler t	—	—	—	2 989	2 958	2 373	—	—	—
Agglomérés de plâtre :									
plaques de plâtre m^2	972 926	943 892	14 695	107 800	109 911	1 657	—	—	—
planches isolantes m^2	81 267	81 202	3 161	—	—	—	—	—	—
cloisons m^2	7 007	6 582	323	1 659	1 922	71	—	—	—
Autres produits	»	»	22 260	»	»	3 038	»	»	381
Valeur totale . 1000 F			**349 794**			**742 325**			**583 763**

(1) **Nombre d'heures-ouvriers** (surveillants et chefs-mineurs inclus) divisé par le nombre total d'heures d'activité des carrières. — (2) Pierres épincées et roctées, pierres façonnées, moellons appareillés, bordures façonnées ou épincées. — (3) Moellons débrutis, tout-venant, bordures au marteau, libages, pierrailles, pavés et concassés. — (4) Marbre brut extrait de la carrière, propre à la vente, en mesures marchandes. — (5) Tranches brutes issues de blocs belges ou importés, en mesures marchandes. — (6) Epincés, bordures pour trottoirs, parements, murs pour jardins. — (7) Pour moulins tubulaires et tambours broyeurs. — (8) Toutes autres argiles, même réfractaires. — (9) Y compris les agglomérés et les parements. — (10) Il s'agit uniquement de pierre façonnée. — (11) Cette rubrique ne fait pas double emploi avec celle du petit-granit. — (12) Pour la métallurgie et la verrerie.

Fabriques d'agglomérés de houille.

		Borinage	Centre	Charleroi-Namur	Liège	Région non minière	Le Royaume
Nombre de fabriques en activité : 35							
Ouvriers occupés (nombre moyen) (1)		57	82	286	148	16	**589**
Journées-ouvriers (2)		10 686	23 578	71 657	42 540	4 611	**153 072**
Consommations :							
A. — Matières premières							
Houille	Belge t	78 942	148 081	634 783	429 804	14 544	**1 306 154**
	Etrangère t	—	—	—	2 639	1 479	**4 118**
	Total t	**78 942**	**148 081**	**634 783**	**432 443**	**16 023**	**1 310 272**
Brai	Belge t	1 410	5 062	22 080	18 626	22	**47 200**
	Etranger t	5 360	7 059	31 334	16 661	1 566	**61 980**
	Total t	**6 770**	**12 121**	**53 414**	**35 287**	**1 588**	**109 180**
B. — Combustibles et énergie							
Charbon t		3 054	2 660	22 514	9 981	252	**38 461**
Agglomérés t		30	3 659	792	3 337	148	**7 966**
Huiles combustibles hl		—	303	30	221	—	**554**
Essence hl		—	—	—	—	59	**59**
Electricité kWh		1 092 884	1 496 568	4 772 762	3 760 472	288 883	**11 411 569**
Production							
Briquettes t		41 220	78 950	260 650	97 130	—	**477 950**
Boulets t		44 492	73 980	400 486	363 746	17 619	**900 323**
Total t		**85 712**	**152 930**	**661 136**	**460 876**	**17 619**	**1 378 273**
Cessions							
Briquettes t		1 934	6 202	16 399	4 327	—	**28 862**
Boulets t		18	16 349	10 455	3 006	—	**29 828**
Total t		**1 952**	**22 551**	**26 854**	**7 333**	—	**58 690**
Ventes							
Briquettes	Quantité t	39 227	69 808	243 860	91 646	—	**444 541**
	Valeur F	36 377 000	64 174 000	224 322 000	84 294 000	—	**409 167 000**
	Valeur à la tonne F/t	927,35	919,29	919,88	919,78	—	**920,43**
Boulets	Quantité t	44 529	57 531	387 917	357 106	20 028	**867 111**
	Valeur F	40 582 000	51 489 000	326 561 000	326 405 000	19 628 000	**764 665 000**
	Valeur à la tonne F/t	911,36	894,98	841,83	914,03	980,03	**881,85**
Total	Quantité t	**83 756**	**127 339**	**631 777**	**448 752**	**20 028**	**1 311 652**
	Valeur F	**76 959 000**	**115 663 000**	**550 883 000**	**410 699 000**	**19 628 000**	**1 173 832 000**
	Valeur à la tonne F/t	**918,85**	**908,31**	**871,96**	**915,20**	**980,03**	**894,93**

(1) Nombre de journées de travail effectuées par l'ensemble du personnel, divisé par le nombre de jours d'activité (productrice ou non).
(2) Nombre de journées de travail effectuées par l'ensemble du personnel ouvrier, y compris celui des services accessoires.

SIDERURGIE. — HAUTS FOURNEAUX.

	BRABANT et HAINAUT	LIEGE et LUXEMBOURG	LE ROYAUME
Usines actives : 12			
Ouvriers occupés (nombre moyen) (1)	3 103	3 433	6 536
Journées-ouvriers (2)	1 132 953	1 252 626	2 385 579
Consommations			
A. — Matières premières			
Minerais de fer t	4 955 195	4 531 999	9 487 194
Mitrailles t	598 354	202 857	801 211
Fondants, scories, résidus de pyrites et autres résidus t	534 232	388 490	922 722
Minerais de manganèse t	21 586	9 535	31 121
B. — Combustibles et énergie			
Houille t	2 985	52 440	55 425
Coke t	2 255 318	1 852 993	4 108 311
Agglomérés t	6 309	10 435	16 744
Huiles combustibles hl	4 428	8 793	13 221
Essence hl	85	231	316
Gaz m³	2 192 166 941	3 907 162 906	6 099 329 847
Electricité kWh	192 426 705	209 853 409	402 280 114

Production et ventes	Brabant et Hainaut — Production t	Brabant et Hainaut — Ventes (3) Quantités t	Brabant et Hainaut — Ventes (3) Valeur globale 1 000 F	Brabant et Hainaut — Ventes (3) Valeur à la t F	Liège et Luxembourg — Production t	Liège et Luxembourg — Ventes (3) Quantités t	Liège et Luxembourg — Ventes (3) Valeur globale 1 000 F	Liège et Luxembourg — Ventes (3) Valeur à la t F	Le Royaume — Production t	Le Royaume — Ventes (3) Quantités t	Le Royaume — Ventes (3) Valeur globale 1 000 F	Le Royaume — Ventes (3) Valeur à la t F
Fonte de moulage — Phosphoreuse	87	639	1 854	2 901,41	33 650	35 999	94 580	2 629,30	33 737	36 638	96 434	2 632,08
Fonte de moulage — Semi-phosphoreuse	11 389	10 814	34 486	3 189,01	21 251	24 497	77 603	3 167,86	32 640	35 311	112 089	3 174,34
Fonte de moulage — Hématite	15 452	9 455	29 638	3 134,64	27 195	20 624	68 457	3 319,29	42 647	30 079	98 095	3 261,25
Fonte hématite d'affinage	18 460	17 036	45 817	2 689,42	560	722	2 080	2 880,89	19 020	17 758	47 897	2 697,21
Fonte pour acier — Thomas	2 665 307	40	105	6 625,00	1 815 337	3 881	6 942	1 788,71	4 480 644	3 921	7 047	1 797,25
Fonte pour acier — Bessemer	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Fonte spéciale (Spiegel, ferromanganèse, etc.)	7 854	6 031	19 428	3 221,36	8 550	5 707	20 904	3 662,87	16 404	11 738	40 332	3 436,02
Total	**2 718 549**	**44 015**	**131 328**	**2 983,71**	**1 906 543**	**91 430**	**270 566**	**2 959,27**	**4 625 092**	**135 445**	**401 894**	**2 967,21**

(1) Nombre de journées de l'ensemble du personnel ouvrier, y compris celui des services accessoires, divisé par le nombre de jours d'activité (productrice ou non).
(2) Nombre de journées de travail effectuées par l'ensemble du personnel ouvrier, y compris celui des services accessoires.
(3) Non compris les cessions aux autres divisions des sociétés, lesquelles étaient incluses dans les chiffres des années antérieures à 1952.

	Aciéries jointes à des hauts fourneaux		
	HAINAUT et BRABANT	LIEGE et LUXEMBOURG	ENSEMBLE
Établissements actifs : 33			
Ouvriers occupés (nombre moyen) (1)	3 060	3 120	6 180
Journées-ouvriers (2)	926 212	1 138 701	2 064 913
Consommations			
A. Matières premières			
Fontes belges t	2 661 765	1 822 187	4 483 952
Fontes étrangères t	18 004	16 946	34 950
Fontes total t	2 679 769	1 839 133	4 518 902
Minerais t	1 510	6 853	8 363
Riblons et mitrailles t	220 496	549 357	769 853
B. Combustibles et énergie			
Houille t	4 681	8 901	13 582
Coke t	30 268	8 764	39 032
Agglomérés t	3 993	2 731	6 724
Huiles combustibles hl	33 181	15 176	48 357
Essence hl	22	261	283
Gaz m^3	351 239 882	276 754 220	627 994 102
Électricité kWh	124 645 354	60 766 205	185 411 559

Production et ventes

		HAINAUT et BRABANT			LIEGE et LUXEMBOURG			ENSEMBLE		
		Production t	Ventes (3) Valeur globale 1 000 F	Ventes (3) Valeur à la t F	Production t	Ventes (3) Valeur globale 1 000 F	Ventes (3) Valeur à la t F	Production t	Ventes (3) Valeur globale 1 000 F	Ventes (3) Valeur à la t F
Lingots d'acier	au convertisseur Bessemer	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	au convertisseur Thomas	2 480 522	1 387	3 493,70	1 831 083	3 369	4 123,62	4 311 605	4 756	3 917,63
	sur sole	36 125	—	—	244 579	76 672	4 357,11	280 704	76 672	4 357,11
	au four électrique	68 196	—	—	19 809	11 638	4 408,33	88 005	11 638	4 408,33
	Total	**2 584 843**	**1 387**	**3 493,70**	**2 095 471**	**91 679**	**4 354,47**	**4 680 314**	**93 066**	**4 338,54**
Pièces moulées	au convertisseur	3 366	1 114	10 609,52	20	—	—	3 386	1 114	10 609,52
	sursole	3 229	15 158	12 684,52	—	—	—	3 229	15 158	12 684,52
	au four électrique	2 710	15 421	14 134,74	1 148	4 313	20 440,76	3 858	19 734	15 156,68
	Total	**9 305**	**31 693**	**13 255,12**	**1 168**	**4 313**	**20 440,76**	**10 473**	**36 006**	**13 837,82**

(1) Nombre de journées de l'ensemble du personnel ouvrier, y compris celui des services accessoires, divisé par le nombre de jours d'activité
(2) Nombre de journées de travail effectuées par l'ensemble du personnel ouvrier, y compris celui des services accessoires.
(3) Non compris les cessions aux autres divisions des sociétés, lesquelles étaient incluses dans les chiffres des années antérieures à 1952.

Aciéries indépendantes			LE ROYAUME
HAINAUT et BRABANT	AUTRES PROVINCES	ENSEMBLE	
. . . 3 659 . . .	. . . 1 336 . . .	. . . 4 995 . . .	. . . 11 175 . . .
. . . 1 090 075 . . .	. . . 424 439 . . .	. . . 1 514 514 . . .	. . . 3 579 427 . . .
. . . 12 637 . . .	. . 2 234 . . .	. . . 14 871 . . .	. . . 4 498 823 . . .
. . . 26 948 . . .	. . . 10 840 . . .	. . . 37 788 . . .	. . . 72 738 . . .
. . . 39 585 . . .	. . . 13 074 . . .	. . . 52 659 . . .	. . . 4 571 561 . . .
. . . 868 . . .	. . . 333 . . .	. . . 1 201 . . .	. . . 9 564 . . .
. . . 192 982 . . .	. . . 80 878 . . .	. . . 273 860 . . .	. . . 1 043 718 . . .
. . . 11 172 . . .	. . . 31 718 . . .	. . . 42 890 . . .	. . 56 472 . . .
. . . 10 992 . . .	. . . 8 509 . . .	. . . 19 501 . . .	. . . 58 533 . . .
. . . 532 . . .	. . . 695 . . .	. . . 1 227 . . .	. . . 7 951 . . .
. . . 243 416 . . .	. . . 128 675 . . .	. . . 372 091 . . .	. . . 426 448 . . .
. . . 2 206 . . .	. . . 59 . . .	. . . 2 265 . . .	. . . 2 548 . . .
. . . 7 656 272 . . .	. . . 933 690 . . .	. . . 8 589 962 . . .	. . . 636 584 064 . . .
. . . 81 717 246 . . .	. . . 13 328 540 . . .	. . . 95 045 786 . . .	. . . 280 457 345 . . .

Pro-duction t	Ventes (3) Valeur globale 1 000 F	Ventes (3) Valeur à la t F	Pro-duction t	Ventes (3) Valeur globale 1 000 F	Ventes (3) Valeur à la t F	Pro-duction t	Ventes (3) Valeur globale 1 000 F	Ventes (3) Valeur à la t F	Pro-duction t	Ventes (3) Valeur globale 1 000 F	Ventes (3) Valeur à la t F
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	—	—	4 311 605	4 756	3 917,63
142 017	19 924	4 125,91	70 294	76 737	4 409,92	212 311	96 661	4 348,22	493 015	173 333	4 352,15
23 471	3 546	15 552,63	—	—	—	23 471	3 546	15 552,63	111 476	15 184	5 294,28
165 488	**23 470**	**4 641.09**	**70 294**	**76 737**	**4 409,92**	**235 782**	**100 207**	**4 461,97**	**4 916 096**	**193 273**	**4 401,67**
16 270	277 928	17 568,14	6 869	59 160	16 811,59	23 139	337 088	17 430,48	26 525	338 202	17 393,64
536	—	—	114	1 259	11 043,86	650	1 259	11 043,86	3 879	16 417	12 541,63
18 846	416 469	23 044,99	3 327	46 604	17 699.96	22 173	463 073	22 365,27	26 031	482 807	21 938,79
35 652	**694 397**	**20 488,52**	**10 310**	**107 023**	**17 079,96**	**45 962**	**801 420**	**19 956,67**	**56 435**	**837 426**	**19 584,33**

(productrice ou non).

LAMINOIRS JOINTS A UNE ACIÉRIE

	HAINAUT et BRABANT	LIEGE et LUXEMBOURG	ENSEMBLE
Usines actives : 42			
Ouvriers occupés (nombre moyen) (1)	9 253	5 802	15 055
Journées-ouvriers (2)	2 788 933	2 117 538	4 906 471
Consommations			
A. Matières premières			
Lingots t	2 726 672	1 703 750	4 430 422
Blooms et billettes t	110 843	20 702	131 545
Brames, largets et méplats t	—	348 817	348 817
Ebauches de fer t	—	—	—
Mitrailles et riblons t	7 267	—	7 267
Autres (Bandes à tubes, ronds, coils, etc) t	886	193 451	194 337
B. Combustible et énergie			
Houille t	53 726	27 931	81 657
Coke t	17 137	10 338	27 475
Agglomérés t	5 404	2 795	8 199
Huiles combustibles hl	166 875	71 877	238 752
Essence hl	93	790	883
Gaz m^3	1 222 630 917	943 478 593	2 166 109 510
Electricité kWh	300 125 795	242 683 343	542 809 138

Production et ventes

		HAINAUT et BRABANT			LIEGE et LUXEMBOURG			ENSEMBLE		
		Production t	Ventes (3) Valeur globale 1 000 F	Ventes (3) Valeur à la t F	Production t	Ventes (3) Valeur globale 1 000 F	Ventes (3) Valeur à la t F	Production t	Ventes (3) Valeur globale 1 000 F	Ventes (3) Valeur à la t F
Aciers demi-finis	blooms et billettes	477 267	1 087 262	3 082,69	128 394	372 750	3 020,22	605 661	1 460 012	3 066,50
	brames et largets	179 266	571 224	3 644,06	239 587	604 763	3 604,11	418 853	1 175 987	3 623,41
	ébauches pour tôles (coils), lingots et ronds pour tubes sans soudure	7 092	41 103	5 930,31	283 102	301 862	4 998,38	290 194	342 965	5 107,98
	total	**663 625**	**1 699 589**	**3 291,32**	**651 083**	**1 279 375**	**3 638,64**	**1 314 708**	**2 978 964**	**3 432,01**
Acier finis	marchands	912 628	3 739 825	4 199,63	157 889	570 132	3 871,44	1 070 517	4 309 957	4 153,06
	profilés (80 mm et plus), zorès	133 762	524 080	4 006,70	50 476	10 583	4 105,12	184 238	534 663	4 008,60
	rails et accessoires	33 599	183 597	5 334,49	28 659	138 545	6 396,35	62 258	322 142	5 744,64
	fil machine	220 960	821 344	4 185,15	214 653	867 702	4 045,33	435 613	1 689 046	4 112,13
	tôles fortes (4,76 mm et plus)	245 159	1 266 170	5 246,29	201 761	836 275	4 968,81	446 920	2 102 445	5 132,28
	tôles moyennes (3 a 4,75mm)	53 369	263 605	4 965,90	38 434	141 343	5 143,11	91 803	404 948	5 026,35
	larges plats (150 mm et plus)	12 438	56 558	4 792,64	12 475	56 949	5 036,17	24 913	113 507	4 911,81
	tôles fines (moins de 3 mm)	13	78	6 000,00	214 918	1 121 421	6 519,36	214 931	1 121 499	6 519,32
	tôles galvanisées plombées et étamées	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	feuillards, bandes à tubes et tubes sans soudure	29 479	128 659	5 095,00	213 875	995 210	4 705,93	243 354	1 123 869	4 747,43
	divers (bandages et essieux.traverses et non dénommés ailleurs	4 410	44 152	13 282,79	23 059	145 931	7 966,10	27 469	190 083	8 782,65
	total	**1 645 817**	**7 028 068**	**4 429,08**	**1 156 199**	**4 884 091**	**4 909,09**	**2 802 016**	**11 912 159**	**4 614,06**
Fers finis	marchands et profilés	5 320	23 637	4 243,63	—	—	—	5 320	23 637	4 243,63
	tôles	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	total	**5 320**	**23 637**	**4 243,63**	—	—	—	**5 320**	**23 637**	**4 243,63**

(1) Nombre de journées de l'ensemble du personnel ouvrier, y compris celui des services accessoires, divisé par le nombre de jours d'activité
(2) Nombre de journées de travail effectuées par l'ensemble du personnel ouvrier, y compris celui des services accessoires.
(3) Non compris les cessions aux autres divisions des sociétés, lesquelles étaient incluses dans les chiffres des années antérieures à 1952.

LAMINOIRS INDÉPENDANTS						LE ROYAUME		
HAINAUT, BRABANT et NAMUR			ANVERS et LIEGE			ENSEMBLE		
2 758			6 380			9 138		
. . . 806 329			. . . 1 921 990			. . . 2 728 319		
—			184 253			184 253		
303 951			12 042			315 993		
42 234			296 582			338 816		
—			—			—		
35 288			16 716			52 004		
4 689			115 271			119 960		
26 668			73 066			99 734		
8 620			16 005			24 625		
848			258			1 106		
28 017			149 307			177 324		
301			470			771		
165 498 298			177 453 676			342 951 974		
37 643 186			124 357 415			162 000 601		
4 614 675								
447 538								
687 633								
—								
59 271								
314 297								
181 391								
52 100								
9 305								
416 076								
1 654								
2 509 061 484								
704 809 739								

Production t	Ventes (3) Valeur globale 1 000 F	Ventes (3) Valeur à la t F	Production t	Ventes (3) Valeur globale 1 000 F	Ventes (3) Valeur à la t F	Production t	Ventes (3) Valeur globale 1 000 F	Ventes (3) Valeur à la t F	Production t	Ventes (3) Valeur globale 1 000 F	Ventes (3) Valeur à la t F
—	—	—	—	—	—	—	—	—	605 661	1 460 012	3 066,50
—	—	—	—	—	—	—	—	—	418 853	1 175 987	3 623,41
—	—	—	—	—	—	—	—	—	290 194	342 965	5 107,98
—	—	—	—	—	—	—	—	—	1 314 708	2 978 964	3 432,01
273 424	1 158 280	4 596,95	22 863	107 216	4 716,94	296 287	1 265 496	4 606,88	1 366 804	5 575 453	4 248,05
6 290	25 230	4 111,13	—	—	—	6 290	25 230	4 111,13	190 528	559 893	4 013,11
708	5 822	7 580,73	—	—	—	708	5 822	7 580,73	62 966	327 964	5 769,44
—	—	—	—	—	—	—	—	—	435 613	1 689 046	4 112.13
1 421	6 922	4 884,97	1 342	10 486	7 802,08	2 763	17 408	6 304,96	449 683	2 119 853	5 140,13
11 047	53 908	4 883,41	5 096	36 087	7 161,60	16 143	89 995	5 597,40	107 946	494 943	5 121 35
919	3 961	4 410,91	—	—	—	919	3 961	4 410,91	25 832	117 468	4 893,07
22 273	145 174	6 529,66	243 011	1 230 537	7 161,61	265 284	1 375 711	7 089,21	480 215	2 497 210	6 821,41
—	—	—	36 839	—	—	36 839	—	—	36 839	—	—
7 857	35 025	4 543,98	50 129	537 181	10406,25	57 986	572 206	9 644,63	301 340	1 696 075	5 728,80
4 500	32 257	7 342,82	493	8 599	15836,10	4 993	40 856	8 277,15	32 462	230 939	8 688,78
328 439	**1 466 579**	**4 783,99**	**359 773**	**1 930 106**	**7 625,83**	**688 212**	**3 396 685**	**6 069,18**	**3 490 228**	**15 308 844**	**4 873,30**
26 682	115 047	4 074,91	—	—	—	26 682	115 047	4 074,91	32 002	138 684	4 102,71
—	—	—	7 332	16 053	5 227,29	7 332	16 053	5 227,29	7 332	16 053	5 227,29
26 682	**115 047**	**4 074,91**	**7 332**	**16 053**	**5 227,29**	**34 014**	**131 100**	**4 187,96**	**39 334**	**154 737**	**4 196,37**

(productrice ou non).

Industrie des métaux non ferreux

1953 — TABLEAU X.

(Etablissements occupant 20 ouvriers et plus)

NOMBRE D'ETABLISSEMENTS OU DIVISIONS RECENSES : 62.

NOMBRE D'OUVRIERS AU 1-10-1953 : 13.813.

A. — Matières consommées (1).

		QUANTITES
I. COMBUSTIBLES ET ENERGIE		
Houille	t	493 598
Coke	t	117 393
Energie électrique	kWh	391 064 975
Gaz	m³	168 228 311
Autres combustibles : liquides	hl	388 986
solides	t	2 053
II. MATIERES PREMIERES		
a) Etablissements producteurs :		
Minerais et concentrés, mattes, lingots, mitrailles, crasses et cendres	t	457 416
b) Etablissements transformateurs :		
Métaux simples, alliages	t	116 445

B. — Production et Ventes

1° PRODUCTION (y compris le travail à façon) ET VENTES DES ETABLISSEMENTS PRODUCTEURS

	PRODUCTION t	VENTES 1 000 F
Zinc et alliages	199 128	1 301 633
Plomb et alliages	73 710	234 921
Cuivre et alliages	145 825	361 438
Etain et alliages	9 531	15 100
Métaux précieux	290	120 728
Autres métaux et alliages	6 318	245 062
Total :	*434 802*	*2 278 882*

2° PRODUCTION DES ETABLISSEMENTS TRANSFORMATEURS (y compris le travail à façon)

	PRODUCTION t
Demi-produits laminés et filés, demi-produits de fonderies	138 365
Métaux précieux	12

(1) Non compris les matières reçues pour travail à façon.

	CATEGORIE D'ACCIDENT	No	MINES METALLIQUES ET MINIERES: Nombre total des victimes	Incapacités temporaires des victimes: 1 ou 2 jours	Incapacités temporaires des victimes: 3 jours et +	Blessés avec incapacités permanentes: — de 20 %	Blessés avec incapacités permanentes: 20 % et plus	Tués	CARRIERES SOUTERRAINES: Nombre total des victimes	Incapacités temporaires des victimes: 1 ou 2 jours	Incapacités temporaires des victimes: 3 jours et +	Blessés avec incapacités permanentes: — de 20 %	Blessés avec incapacités permanentes: 20 % et +	Tués
FOND	Puits, tourrets, descenderies, puits intérieurs (1) — à l'occasion de la translation du personnel par câble	1	—	—	—	—	—	—	3	1	2	—	—	1
	Puits, tourrets, descenderies, puits intérieurs (1) — à l'occasion de la translation du personnel par échelle	2	—	—	—	—	—	—	2	—	2	—	—	—
	Puits, tourrets, descenderies, puits intérieurs (1) — à l'occasion du transport des produits	3	—	—	—	—	—	—	4	—	4	—	—	—
	Puits, tourrets, descenderies, puits intérieurs (1) — éboulements, chutes de corps durs	4	—	—	—	—	—	—	1	—	1	—	—	—
	Puits, tourrets, descenderies, puits intérieurs (1) — autres circonstances	5	—	—	—	—	—	—	2	—	2	—	—	—
	Cheminées — éboulements, chutes de corps durs	6	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Cheminées — circulation du personnel	7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Eboulements (pierre, houille ou terre) survenus dans les tailles (2) — au cours de l'abattage	8	2	1	1	—	—	—	30	3	27	2	—	—
	Eboulements (pierre, houille ou terre) survenus dans les tailles (2) — en dehors de l'abattage	9	15	3	12	—	—	—	50	21	29	—	—	—
	Eboulements (pierre, houille ou terre) survenus dans les voies en couches horizontales ou inclinées	10	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Eboulements (pierre, houille ou terre) survenus dans les travaux préparatoires en veine	11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Eboulements (pierre, houille ou terre) survenus dans les voies en roche — à l'occasion du creusement	12	—	—	—	—	—	—	1	—	1	—	—	—
	Eboulements (pierre, houille ou terre) survenus dans les voies en roche — à l'arrière des fronts	13	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Grisou — dégagement normal — inflammations ou explosions dues aux coups de mines	14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Grisou — dégagement normal — inflammations ou explosions dues aux appareils d'éclairage — ouverture de lampes	15	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Grisou — dégagement normal — inflammations ou explosions dues aux appareils d'éclairage — bris, défectuosité	16	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Grisou — dégagement normal — inflammations ou explosions dues à des causes diverses ou inconnues	17	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Grisou — dégagement normal — asphyxies	18	—	—	—	—	—	—	1	—	1	—	—	—
	Grisou — irruption subite — inflammations ou explosions	19	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Grisou — irruption subite — asphyxies, projections	20	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Poussières (coups de)	21	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Asphyxies par autres gaz que le grisou	22	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Coups d'eau	23	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Explosifs — minage	24	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Explosifs — autres circonstances, grisou excepté	25	—	—	—	—	—	—	68	32	36	—	—	—
	A l'occasion du transport des produits sur voies de niveau ou peu inclinées par homme	26	17	1	16	—	—	—	1	—	1	—	—	—
	A l'occasion du transport des produits sur voies de niveau ou peu inclinées par cheval	27	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	A l'occasion du transport des produits sur voies de niveau ou peu inclinées par locomotive	28	1	—	1	—	—	—	1	—	1	—	—	—
	A l'occasion du transport des produits sur voies de niveau ou peu inclinées par câble	29	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	A l'occasion du transport des produits sur voies de niveau ou peu inclinées par convoyeurs	30	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	A l'occasion du transport des produits sur voies de niveau ou peu inclinées par gravité	31	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	A l'occasion du transport des produits sur voies inclinées par poulies ou treuil	32	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	A l'occasion du transport des produits sur voies inclinées par traînage mécanique	33	—	—	—	—	—	—	1	—	1	—	—	—
	Transport du personnel par moyens mécaniques	34	—	—	—	—	—	—	1	1	—	—	—	—
	Circulation du personnel	35	2	—	2	—	—	—	7	3	4	—	—	—
	Maniement ou emploi de hache ou scie	36	—	—	—	—	—	—	1	—	1	—	—	—
	Maniement ou emploi de marteau-pic ou perforateur	37	1	—	1	—	—	—	20	11	9	—	—	—
	Maniement ou emploi de étançons ou cadres	38	7	—	7	—	—	—	3	—	3	—	—	—
	Maniement ou emploi de haveuses ou machines d'abattage	39	—	—	—	—	—	—	7	4	3	—	—	—
	Maniement ou emploi de convoyeurs de taille	40	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Maniement ou emploi de remblayeuses	41	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Maniement ou emploi de chargeuses	42	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Maniement ou emploi de scrapers	43	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Maniement ou emploi de air comprimé	44	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Electricité — appareils fixes	45	—	—	—	—	—	—	1	—	1	—	—	—
	Electricité — appareils mobiles ou portatifs	46	—	—	—	—	—	—	1	—	1	—	—	—
	Causes diverses	47	—	—	—	—	—	—	15	2	13	—	—	—
	Totaux pour l'intérieur :		45	5	40	—	—	—	221	78	143	2	—	1
Surface	Chutes	48	1	—	1	—	—	—	6	2	4	—	—	—
Surface	Accidents dus aux transports	49	1	—	1	—	—	—	67	43	24	—	—	—
Surface	Emploi de machines, d'appareils mécaniques ou d'outils	50	—	—	—	—	—	—	23	9	14	—	—	—
Surface	Electricité — appareils fixes	51	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Surface	Electricité — appareils mobiles et portatifs	52	—	—	—	—	—	—	17	1	16	—	—	—
Surface	Causes diverses	53	—	—	—	—	—	—	8	6	2	—	—	—
	Totaux pour la surface :		2	—	2	—	—	—	121	61	60	—	—	—
	Totaux généraux :		**47**	**5**	**42**	—	—	—	**12**	**5**	**7**	**2**	—	**1**
	Accidents sur le chemin du travail	54	*4*	—	*4*	—	—	—	*354*	*144*	*210*	*2*	—	*1*

		MINES METALLIQUES ET MINIERES	CARRIERES SOUTERRAINES
Nombre moyen d'ouvriers occupés	fond	55	377
	surface	14	385
	Ensemble :	69	762
Nombre de journées	fond	11 940	—
	fond et surface	14 910	—
Proportion de tués par 10 000 ouvriers	fond	—	26,53
	fond et surface (3)	—	26,25
Proportion de tués par 1 000 000 de journées de travail	fond	—	—
	fond et surface	—	—
Proportion de tués par 1 000 000 t nettes extraites		—	—

(1) Les accidents survenus aux ouvriers du jour occupés à la recette sont rangés parmi les accidents de la surface.
(2) Ou *chambres* dans les carrières souterraines de pierre ou *front* dans les autres carrières souterraines.
(3) Y compris les ouvriers tués sur le chemin du travail.

USINES

ROYAUME	Nombre des	Accidents	Tués	Blessés graves
No				
Accidents survenus au cours et à l'occasion de la circulation des ouvriers	1	2	2	—
Accidents survenus au cours et à l'occasion de l'emmagasinage, du chargement et du transport des produits ; manœuvres de véhicules	2	6	7	—
Accidents occasionnés directement par les opérations de la fabrication	3	2	3	—
Accidents occasionnés par l'emploi de machines et appareils mécaniques	4	4	4	—
Asphyxies - Intoxications	5	1	1	—
Accidents dus à des explosions	6	2	3	—
Electrocution	7	1	1	—
Accidents dus à des causes diverses	8	2	2	—
Totaux :		20	23	—
Nombre d'ouvriers (dans les usines surveillées par le Corps des Mines)		55 682		
Proportion de tués par 1.000 ouvriers		0,41		

CARRIÈRES A CIEL OUVERT

ROYAUME	Nombre des	Accidents	Tués	Blessés
No				
Accidents survenus à l'occasion de l'exploitation — Par éboulements ou chutes de pierres	1	6	14	—
Accidents survenus à l'occasion de l'exploitation — Au cours du minage	2	—	—	—
Accidents survenus au cours du transport — Sur voies de niveau ou peu inclinées	3	2	2	—
Accidents survenus au cours du transport — Sur voies inclinées	4	1	1	—
Accidents survenus au cours du transport — Par emploi d'engins sujets à déplacements : grues, treuils, etc.	5	1	1	—
Accidents dus à l'emploi de machines (installées à demeure)	6	1	1	—
Electrocution	7	1	1	—
Asphyxies et intoxications	8	—	—	—
Accidents dus à des causes diverses	9	3	3	—
Totaux :		15	23	—
Nombre d'ouvriers (dans les carrières surveillées par le Corps des Mines)		11 900		
Proportion de tués par 1.000 ouvriers		1,93		

DESTINATION			No	ANVERS		BRABANT		FLANDRE OCCIDENTALE	
				Nombre	m²	Nombre	m²	Nombre	m²
Industries extractives et élaboration des produits	Mines de houille.	Extraction	1	»	»	»	»	»	»
		Epuisement	2	»	»	»	»	»	»
		Aérage	3	»	»	»	»	»	»
		Usages divers	4	»	»	»	»	»	»
	Fabrication du coke et des agglomérés de houille		5	7	1 554	»	»	»	»
	Mines métalliques, minières et préparation des minerais		6	»	»	»	»	»	»
	Carrières et industries qui en dépendent		7	»	»	3	146	»	»
Industries métallurgiques	Etablissements soumis à l'A. R. du 10 octobre 1923		8	»	»	4	272	»	»
	Autres établissements		9	35	12 482	36	5 882	21	1 322
Industries diverses	Verreries, cristalleries et fabriques de glaces		10	10	1 060	»	»	»	»
	Industrie céramique, briqueteries, tuileries, etc.		11	50	3 795	2	154	38	2 311
	Fabriques de produits chimiques, etc.		12	19	4 054	45	5 429	36	6 898
	Travail du bois		13	27	2 734	29	1 980	24	1 756
	Industries textiles		14	30	3 211	44	4 318	396	26 972
	Exploitations et industries agricoles		15	44	1 873	83	3 498	47	1 660
	Mouture des céréales		16	9	790	33	3 480	12	706
	Malteries, brasseries et distilleries		17	39	2 616	81	5 148	29	1 965
	Fabriques de sucre		18	8	1 317	34	7 404	7	1 840
	Fabriques d'huile		19	6	1 377	18	1 165	27	2 401
	Fabrication du papier		20	15	5 982	35	9 355	»	»
	Imprimeries typographiques		21	17	1 400	1	48	»	»
	Usines spéciales d'électricité		22	44	32 076	118	46 726	29	12 191
	Usines diverses		23	52	6 507	117	8 390	117	3 123
Navigation	Service de l'Etat	Machines fixes et locomobiles	24	»	»	»	»	»	»
		Bâteaux à vapeur d'intérieur — Propulsion	25	4	165	»	»	»	»
		Bâteaux à vapeur d'intérieur — Usages divers	26	»	»	»	»	»	»
		Bâteaux à vapeur de mer — Propulsion	27	»	»	»	»	8	2 910
		Bâteaux à vapeur de mer — Usages divers	28	»	»	»	»	»	»
	Service des particuliers	Machines fixes et locomobiles	29	»	»	»	»	»	»
		Bâteaux à vapeur d'intérieur — Propulsion	30	212	13 062	16	588	4	115
		Bâteaux à vapeur d'intérieur — Usages divers	31	124	8 736	17	614	»	»
		Bâteaux à vapeur de mer — Propulsion	32	114	30 192	»	»	17	2 587
		Bâteaux à vapeur de mer — Usages divers	33	»	»	»	»	5	630
Chemins de fer et Tramways	Service de l'Etat (1)	Machines fixes et locomobiles	34	»	»	»	»	»	»
		Locomotives	35	»	»	»	»	»	»
	Service des particuliers	Machines fixes et locomobiles	36	»	»	204	2 710	»	»
		Locomotives	37	194	7 078	338	9 112	22	762
Etablissements militaires.			38	6	309	»	»	»	»
Locomotives routières, rouleaux-compresseurs, voitures automobiles, grues, excavateurs, etc., etc.			39	134	1 471	16	202	8	98
Totaux généraux			40	**1 200**	**143 841**	**1 274**	**116 621**	**847**	**70 247**

(1) Les appareils de la Société Nationale de Chemins de fer Belges sont portés dans cette rubrique, mais seulement globalement dans la colonne « Royaume ». La puissance des locomotives de cette Société résulte d'une évaluation faite par une méthode propre à cette dernière, méthode appliquée pour la première fois en 1926.

No	HAINAUT		LIÉGE		LIMBOURG		LUXEMBOURG		NAMUR		LE ROYAUME		Moteurs compris dans la récapitulation ci-contre et destinés à la production de l'électricité	
	Nombre	Kw	Nombre	Kw	Nombre	Kw	Nombre	Kw	Nombre	Kw	Nombre	Kw	Nombre	Kw
1	71	26 030	19	7 111	2	601	»	»	1	773	93	34 515	1	259
2	1	31	»	»	»	»	»	»	»	»	1	31	»	»
3	22	1 738	1	154	»	»	»	»	1	40	24	1 932	»	»
4	205	8 042	49	4 047	34	914	»	»	9	1 809	297	14 812	17	6 484
5	18	291	4	32	»	»	»	»	1	41	34	1 629	5	1 168
6	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
7	78	2 553	»	»	»	»	»	»	15	299	97	3 023	2	36
8	52	8 312	83	9 353	6	78	3	6 280	6	777	150	24 800	18	5 355
9	177	8 877	31	1 598	»	»	»	»	6	399	253	14 831	16	4 856
10	23	858	2	69	»	»	»	»	7	1 484	36	3 303	12	2 791
11	9	2 152	3	147	5	293	»	»	3	384	92	10 136	7	1 559
12	40	2 330	1	22	5	614	3	184	6	476	123	25 792	22	9 916
13	9	758	9	326	5	317	28	1 234	12	614	151	10 959	22	1 593
14	17	1 270	64	7 075	»	»	1	3	2	566	557	42 717	9	7 454
15	13	340	14	507	18	561	2	25	»	»	235	7 000	24	1 797
16	3	627	2	252	»	»	2	110	»	»	52	5 025	6	1 696
17	60	2 033	9	206	6	66	2	19	9	356	262	12 547	32	7 032
18	60	10 046	126	8 837	27	1 369	»	»	4	417	311	36 193	53	15 767
19	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	40	3 889	2	1 113
20	2	680	12	1 684	»	»	»	»	2	117	62	12 722	8	1 856
21	1	57	»	»	»	»	»	»	»	»	12	1 126	»	»
22	3	609	5	175	»	»	»	»	6	1 015	47	19 517	39	18 733
23	51	1 888	62	2 468	48	1 050	3	39	21	1 026	504	22 568	60	10 056
24	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
25	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	4	216	»	»
26	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
27	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	2	882	»	»
28	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
29	»	»	»	»	1	41	»	»	»	»	1	41	»	»
30	»	»	62	2 862	2	26	»	»	12	448	331	20 856	»	»
31	»	»	37	953	»	»	»	»	16	549	326	18 463	»	»
32	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	71	57 362	»	»
33	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	24	1 464	19	342
34	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	91	2 012	»	»
35	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	2 050	2 239 197	»	»
36	»	»	48	536	»	»	»	»	»	»	293	6 783	»	»
37	528	53 646	279	22 501	105	13 067	24	3 074	52	3 286	1 544	130 746	»	»
38	»	»	»	»	»	»	»	»	1	13	7	313	»	»
39	58	1 616	159	2 967	12	147	16	382	18	236	434	9 144	»	»
40	**1 501**	**134 784**	**1 081**	**73 882**	**276**	**19 144**	**84**	**11 350**	**210**	**15 125**	**8 611**	**2 796 546**	**374**	**99 863**

DESTINATION			No	ANVERS		BRABANT		FLANDRE OCCIDENTALE		FLANDRE ORIENTALE	
				Nombre	Kw	Nombre	Kw	Nombre	Kw	Nombre	Kw
Industries extractives et élaboration des produits	Mines de houille	Extraction.	1	»	»	»	»	»	»	»	»
		Epuisement	2	»	»	»	»	»	»	»	»
		Aérage.	3	»	»	»	»	»	»	»	»
		Usages divers.	4	»	»	»	»	»	»	»	»
	Fabrication du coke et des agglomérés de houille		5	»	»	»	»	»	»	1	650
	Mines métalliques, minières et préparation des minerais		6	»	»	»	»	»	»	»	»
	Carrières et industries qui en dépendent		7	»	»	»	»	»	»	»	»
Industries métallurgiques	Etablissements soumis à l'A R du 10 octobre 1923		8	»	»	»	»	»	»	»	»
	Autres établissements		9	23	46 205	4	17 294	5	2 519	»	»
Industries diverses	Verreries, cristalleries et fabriques de glaces		10	2	59	»	»	»	»	»	»
	Industrie céramique, briqueteries, tuileries, etc.		11	1	660	»	»	»	»	»	»
	Fabriques de produits chimiques, etc.		12	4	16 840	3	2 006	2	27 500	2	936
	Travail du bois		13	»	»	»	»	»	»	»	»
	Industries textiles		14	2	1 200	1	1 126	3	2 615	11	21 503
	Exploitations et industries agricoles		15	»	»	»	»	»	»	»	»
	Mouture des céréales		16	»	»	3	4 700	»	»	»	»
	Malteries, brasseries et distilleries.		17	»	»	1	250	»	»	»	»
	Fabriques de sucre		18	»	»	4	7 578	»	»	»	»
	Fabriques d'huile		19	2	1 500	»	»	1	1 400	»	»
	Fabrication du papier		20	5	9 000	13	24 622	»	»	»	»
	Imprimeries typographiques		21	»	»	»	»	»	»	»	»
	Usines spéciales d'électricité		22	15	289 548	27	285 591	18	106 466	21	176 297
	Usines diverses		23	40	13 074	2	3 200	»	»	1	1 400
Navigation	Service de l'Etat	Machines fixes et locomobiles	24	»	»	»	»	»	»	»	»
		Bateaux à vapeur d'intérieur — Propulsion	25	»	»	»	»	»	»	»	»
		Bateaux à vapeur d'intérieur — Usages divers.	26	»	»	»	»	»	»	»	»
		Bateaux à vapeur de mer — Propulsion	27	»	»	»	»	2	11 030	»	»
		Bateaux à vapeur de mer — Usages divers.	28	»	»	»	»	2	160	»	»
	Service des particuliers	Machines fixes et locomobiles	29	»	»	»	»	»	»	»	»
		Bateaux à vapeur d'intérieur — Propulsion	30	»	»	»	»	»	»	»	»
		Bateaux à vapeur d'intérieur — Usages divers.	31	»	»	»	»	»	»	»	»
		Bateaux à vapeur de mer — Propulsion	32	10	56 672	»	»	»	»	»	»
		Bateaux à vapeur de mer — Usages divers.	33	»	»	»	»	»	»	»	»
Chemins de fer et Tramways	Service de l'Etat (1)	Machines fixes et locomobiles	34	»	»	»	»	»	»	»	»
		Locomotives	35	»	»	»	»	»	»	»	»
	Service des particuliers	Machines fixes et locomobiles	36	»	»	»	»	»	»	»	»
		Locomotives	37	»	»	»	»	»	»	»	»
Etablissements militaires			38	»	»	»	»	»	»	»	»
Locomotives routières, rouleaux - compresseurs, voitures automobiles, grues, excavateurs, etc., etc.			39	»	»	»	»	»	»	»	»
Totaux généraux			40	**104**	**434 758**	**58**	**346 367**	**33**	**151 690**	**36**	**200 786**

(1) Les appareils de la Société Nationale de Chemins de fer Belges sont portés dans cette rubrique, mais seulement globalement dans la colonne « Royaume ». La puissance des locomotives de cette Société résulte d'une évaluation faite par une méthode propre à cette dernière, méthode appliquée pour la première fois en 1926.

No	HAINAUT		LIÉGE		LIMBOURG		LUXEMBOURG		NAMUR		LE ROYAUME		Moteurs compris dans la récapitulation ci-contre et destinés à la production de l'électricité	
	Nombre	Kw	Nombre	Kw	Nombre	Kw	Nombre	Kw	Nombre	Kw	Nombre	Kw	Nombre	Kw
1	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
2	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
3	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
4	46	142 242	24	54 415	76	338 363	»	»	»	»	146	535 020	83	450 701
5	3	714	4	289	»	»	»	»	»	»	8	1 653	»	»
6	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
7	9	23 616	»	»	»	»	»	»	»	»	9	23 616	»	»
8	24	98 194	20	74 026	9	8 663	13	14 710	»	»	66	195 593	36	176 378
9	7	18 186	»	»	»	»	»	»	»	»	39	84 204	21	48 408
10	»	»	»	»	»	»	»	»	6	16 004	8	16 063	6	16 004
11	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	1	660	1	660
12	22	16 783	»	»	3	456	2	410	6	11 000	44	75 931	25	71 443
13	»	»	1	125	»	»	»	»	»	»	1	125	1	125
14	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	17	26 444	17	26 444
15	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
16	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	3	4 700	3	4 700
17	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	1	250	1	250
18	3	4 440	3	7 680	»	»	»	»	1	1 600	11	21 298	7	17 280
19	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	3	2 900	3	2 900
20	1	1 009	3	2 750	»	»	»	»	5	5 743	27	43 124	26	43 074
21	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
22	38	426 475	45	273 635	»	»	»	»	7	80 838	171	1 638 850	146	1 584 081
23	2	48	»	»	»	»	1	4	»	»	46	17 726	8	13 430
24	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
25	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
26	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
27	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	2	11 030	»	»
28	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	2	160	2	160
29	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
30	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
31	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
32	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	10	56 672	»	»
33	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
34	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
35	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
36	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
37	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
38	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
39	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
40	155	731 707	100	412 920	88	847 482	16	15 124	25	115 185	615	2 756 019	386	2 451 038

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 43** Fiche n° **14.269**

W. AGOCS. Ground, helicopter and airborne, geophysical surveys of Green Pond (N.J.). *Levés géophysiques au sol, en hélicoptère et aérien de la région de Green Pond (N.J.).* — **Mining Engineering,** 1955, décembre, p. 1129/1136, 10 fig.

Levé réalisé en août 1954 pour comparer les résultats de ce levé de précision au magnétomètre à basse altitude avec un levé antérieur au sol, également au magnétomètre et qui avait fait découvrir des localisations de magnétite. L'espace disponible dans le Sikorski 55 permettait l'installation d'un scintillomètre, de sorte qu'on a effectué simultanément un levé de radioactivité. Au préalable, on avait réalisé un levé magnétométrique par avion, qui donne les grandes lignes de champs : placé en regard du levé par hélicoptère, la précision dans les détails est nettement en faveur de ce dernier. Les données obtenues sont discutées. Le levé de radioactivité a été effectué au moyen d'un appareil de la Measurement Engineering Laboratory (modèle A.E.P. 1903 R) à deux cristaux et élimination des rayons cosmiques. Un enregistreur Houston à deux plumes relevait simultanément la distance au terrain. Une radioactivité relativement élevée correspond à un affleurement de gneiss.

Conclusion : la comparaison avec le levé au sol montre une bonne concordance avec avantage pour le levé par hélicoptère au point de vue continuité, temps et prix de revient.

B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION.

IND. **B 72** Fiche n° **14.248**

W. MEHLES. Neues Gerät für Höhenmessungen in Grubenräumen. *Nouvelle mire pour les nivellements du fond.* — **Bergfreiheit,** 1955, décembre, p. 483/487, 12 fig.

Alors que les lunettes de nivellement se sont beaucoup perfectionnées, les mires ont peu évolué; on peut leur attribuer la cause de certaines erreurs dans les levés, provenant notamment de ce qu'on ne replace pas la mire mathématiquement au même point après retournement pour prolonger le niveau.

Lors de levés en bouveaux s'étendant sur plusieurs kilomètres, on a constaté une plus grande précision en utilisant la mire suspendue au toit.

Tenant compte des exigences du fond, la firme Edelstahlwerke de Krefeld a créé une mire suspendue au moyen d'un « crochet magnétique » Oerstit, constitué d'un cylindre à couches concentriques alternativement magnétiques et diamagnétiques. Il se fixe sur une bêle métallique ou sur une bande de tôle clouée au boisage et porte à l'autre extrémité une genouillère sphérique qui supporte la mire ruban et constitue le point de repère immobile

pour les deux visées avant et arrière. La mire se déroule d'un boîtier cylindrique à ressort de rappel. Le porteur de mire peut aussi l'utiliser retournée, avec fixation au rail, à condition de tenir le boîtier à l'aplomb.

C. ABATAGE ET CHARGEMENT.

IND. C 222 Fiche n° **14.270**

S. CLARKE. Airlegs versus Jumbos on production prolonged testing program proves practicability of newer equipment and insures that proper tools are used for each job. *Utilisation des béquilles pneumatiques ou des jumbos : une série prolongée d'essais démontre l'utilité des nouveaux outillages et confirme que l'on utilise bien l'outil convenable dans chaque cas (mine métallique).* — **Mining Congress Journal,** 1955, décembre, p. 26/28, 7 fig.

Il y a à peu près trois ans que les béquilles pneumatiques ont été introduites dans les mines de Tri-State (Eagle-Picker C°). Un certain nombre de diverses marques ont été mises à l'essai : elles conviennent spécialement pour les forages isolés et en filons, travaux de recherche, montages, boulonnage du toit, recarrages et, en général, travaux où les jumbos sont trop encombrants ou travaux peu importants pour permettre un jumbo.

Au point de vue préférence du personnel : la béquille est préférée par les jeunes ouvriers inexpérimentés, il y a une façon de s'en servir qui demande peu d'efforts et que les jeunes ouvriers acquièrent plus facilement. Pour vastes chambres de mines métalliques, le jumbo est préféré. En 1954, on a extrait 1,86 million de t de minerai, dont 59,8 milliers de t seulement par béquilles pneumatiques.

IND. C 232 Fiche n° **14.060**

R. LOISON. Les méthodes d'essais des explosifs de sécurité. — **Publication Cerchar n° 655,** 1955, octobre, 7 pages.

Conférence à la Journée d'Etude sur les explosifs de sûreté (Verneuil, 25 mai 1955).

Exposé d'ensemble, résumant brièvement et clairement ce que nous savons sur :

1) Les mécanismes de l'inflammation du grisou par le tir : contact avec les fumées, ondes de choc, projection de particules solides, etc. Parmi les facteurs qui caractérisent les conditions de tir, le régime de détente des fumées joue un rôle prépondérant. Parmi ceux qui caractérisent l'explosif, il faut retenir la température de détonation des fumées et les réactions secondaires. Inflammation d'un nuage poussiéreux.

2) Influence des conditions de tir sur le risque d'inflammation, en atmosphère grisouteuse et en atmosphère poussièreuse (tirs au mortier ou en dehors du mortier).

3) Choix des conditions d'essais. Méthodes retenues à Verneuil, suivant les catégories d'explosifs et les conditions d'emploi (explosifs couche améliorés, explosifs couche, explosifs roche - explosifs à usage restreint).

(Résumé Cerchar Paris).

IND. C 232 Fiche n° **14.028**

L. DEFFET et J. BOUCARD. L'action des gaines des explosifs de sécurité. — **Explosifs,** 1955, n° 3, p. 83/92, 10 photos.

Rappel des données générales : la conception d'Emmanuel Lemaire sur le rôle inhibiteur de la gaine, conforme à la théorie de Mallard et Le Chatelier, n'est plus jugée suffisante actuellement : les expériences en galeries grisouteuses ont montré que d'autres grandeurs devaient jouer un rôle important. La plupart des pays ont adopté des réglementations divergentes. On s'oriente dans deux directions : les explosifs de sécurité non gainés avec mélange de matières inertes et, d'autre part (notamment en Belgique), le gainage au bicarbonate ou chlorure de Na, avec tendance à rendre la gaine aussi rigide que possible. La mise au point des gaines rigides donne toutes garanties à ces explosifs. Deux causes importantes de l'inflammation du grisou que les gaines doivent pouvoir empêcher sont : 1) la décomposition incomplète de l'explosif avec déflagrations subséquentes - 2) la compression adiabatique ou par onde de choc, qui amène l'atmosphère à une température et une pression entraînant la déflagration. Le Safety in Mines Research Establishment en Angleterre et le Bureau of Mines des Etats-Unis ont effectué des recherches sur le sujet. En Belgique, des études expérimentales ont également eu lieu :

1 — sur des explosifs en cartouches nues,
2 — sur des explosifs à gaines inertes,
3 — sur des explosifs à gaines actives.

Une étude comparative entre l'action des gaines actives et inertes n'a pas encore été réalisée systématiquement. On peut déjà admettre que les gaines actives apportent, dans certains cas, une sécurité comparable à celle des gaines inertes et inférieure à celle des gaines rigides, leur rôle inhibiteur dérive d'une autre action que celle des gaines inertes. Le gainage apporte une sécurité élevée à des explosifs relativement brisants qui ne pourraient être utilisés autrement.

IND. C 2359 et F 411 Fiche n° **14.107**

NATIONAL COAL BOARD. Pulsed infusion shotfiring. *Tir de mine avec impulsion dans infusion (d'eau).* — **National Coal Board, Inf. Bull. n° 55/152** — Même sujet publié dans les **Annales des Mines de Belgique,** 1955, novembre, p. 921/946.

Renseignements sur l'état actuel des expériences en cours dans différentes houillères anglaises sur le tir au charbon dans des trous infusés. Description générale de la méthode, matériel employé, explosif : particulier, résistant à pression de 70 kg/cm² (Hydrobel), détonateurs électriques du type sous-marin légèrement modifiés, transmission aux divers éléments de la charge par cordeau détonant spécial. Têtes d'infusion du type usuel.

Mode opératoire. Résultats obtenus en charbon déjà havé, fronts de taille intacts; tirs par longs trous forés parallèlement au front de taille, difficultés de forage limitant actuellement la longueur à

40 m. Perspectives fort intéressantes de la méthode tant au point de vue efficacité du tir que de l'abattement de la poussière, ainsi que de la possibilité d'exploiter certaines couches trop minces pour être accessibles au mineur. (Résumé Cerchar Paris).
Grande-Bretagne.

Combinaison du tir et de l'infusion d'eau. Nouvel explosif, l'Hydrobel qui résiste à la pression de 70 kg/cm² pendant 24 heures, et recherche d'un nouveau cordeau détonant Cordtex agréé. Deux méthodes : trous obliques et sondages.

(Voir fiche n° 14.079 - C 21).

IND. **C 31** et **B 33** Fiche n° **14.274**

M. PEQUIGNOT. Creusement d'une voie en direction avec scraper au Groupe d'Hénin-Liétard. — **Revue de l'Industrie Minérale,** 1955, décembre, p. 1305/1309, 5 fig.

Description d'un chantier en direction à faible pente, de longueur totale prévue 250 m, où le chargement des déblais se fait de la manière suivante : un convoyeur à courroie de 50 m, installé à l'entrée du traçage, déverse les produits sur un convoyeur central. Jusqu'à une longueur de 60 m, le chargement sur le petit convoyeur se fait en une seule fois à l'aide d'un racloir-houe, type Pacific, d'une capacité de 500 litres. De 60 à 110 m, il se fait en deux fois avec le même racloir, les produits étant reculés une première fois pour permettre le retour rapide des ouvriers à front. A partir de 110 m, même principe, mais le reculage définitif est fait par un racloir-boîte de 800 litres. Treuil Joy C 211.
(Résumé Cerchar Paris).

IND. **C 32** Fiche n° **13.983**

P. DUFRASNE. Le « Gismo », nouvel engin de chargement et de transport des roches. — **Explosifs,** 1955, n° 3, p. 99/103, 7 fig.

Le « Gismo » est un appareil de transport autochargeur. L'ensemble de l'engin est constitué de deux parties essentielles : le « Gismo » proprement dit et son tracteur. Le « Gismo » est monté sur chenilles folles. Un large godet placé à l'avant est poussé dans le matériau à charger et déverse son contenu à l'arrière du « Gismo » dans un accumulateur. L'ensemble se déplace vers un point de vidange et l'ouverture de trappes, situées à la partie arrière de l'appareil, permet l'évacuation des produits par gravité. Le « Gismo » se déplace et est poussé dans les déblais par un tracteur. Ces engins sont réunis par un système d'accouplement rapide. Charge moyenne 5 t. Jusqu'à ce jour, il n'a été utilisé que dans les exploitations par chambres et piliers, dans les chambres ou les traçages. Capacité de chargement en chambre : 100 t/heure, soit 600 t/poste sur un trajet aller et retour de 250 m. La section minimum nécessaire pour l'utilisation du « Gismo » est 2,5 × 2,5 m². Appareil simple de construction, il peut facilement être entretenu par une personne facile à former; robuste, il peut travailler dans des conditions difficiles. Il ne nécessite qu'un seul homme; il est à la fois engin de chargement et de transport et permet de se passer de rails à la tête des chantiers. Comme inconvénient, on peut signaler que le niveau de l'orifice de déversement est presque au niveau du sol et qu'on doit alors déverser dans une trémie située sous le niveau de travail.

IND. **C 41** et **Q 1140** Fiche n° **14.181**

H. KUHLMANN. Present state of face mechanization in the west-german coal-mining industry. *Etat présent de la mécanisation en taille dans les mines de charbon de l'Allemagne de l'Ouest.* — **Iron & Coal T.R.,** 1955, 16 décembre, p. 1463/1469, 13 fig.

L'auteur, qui est président du Comité pour la mécanisation de la S.K.B.V., dépeint la situation en Allemagne à ce point de vue. Pour l'abattage : 8,1 % du tonnage sont pris par rabot, 6,3 par haveuses et 13,1 par tailles à front dégagé avec abattage au marteau-piqueur, soit au total 27,5 % de la production venant de chantiers partiellement ou totalement mécanisés. C'est surtout le premier poste qui croît aux dépens du troisième. La technique du rabot s'oriente surtout vers l'utilisation plus facile dans les chantiers dérangés; la commande indépendante du rabot facilite son installation en divers points de la taille. L'assemblage et l'installation du blindé et du rabot sont devenus plus commodes et plus simples, de sorte qu'on peut économiquement les installer dans des tailles plus courtes.

Etude et diagramme du Dr Gross, donnant le tonnage à extraire pour compenser la main-d'œuvre supplémentaire occasionnée par l'installation et le démontage du convoyeur. Des artifices sont aussi utilisés pour accroître la puissance et ainsi abattre des couches plus dures : mauvais toit ou mauvais mur restent des difficultés sérieuses avec le mode actuel de soutènement. L'auteur conseille alors les haveuses, spécialement celles qui havent dans les deux sens, et les abatteuses continues. Comme type récent, il cite l'abatteuse- chargeuse Eickhoff à tambours armés de pics et bras rouilleur dans les deux sens de marche; elle prend des brèches de front et est débloquée par un jeu de deux convoyeurs à ruban d'acier revêtu de caoutchouc. En mauvais terrain, on peut encore conseiller le remblayage par jet; un chantier type est représenté. Deux installations analogues sont en service dans des charbonnages du Rhin inférieur. Le soutènement marchant reste le grand favori. En petites couches, le convoyeur à brin inférieur porteur a du succès. On a créé des haveuses qui se déplacent sur ce convoyeur.

La question des « rapports avec le personnel » est à l'ordre du jour.

IND. **C 420** Fiche n° **14.196**

G. LEEK. Power loading. The selection and application of machines. *Le chargement mécanique (en taille). Sélection et utilisation des machines.* — **Colliery Guardian,** 1955, 22 décembre, p. 757/762.

La pénurie de main d'œuvre suffit à justifier la mécanisation, sa réalisation rencontre des difficultés variées. Pour retirer le fruit de la mécanisation du chargement en taille, il faut veiller à ce que la

main-d'œuvre libérée soit réutilisée dans des tâches productrices. Concernant la dépense de nos jours, on compare son prix à la tonne à la main-d'œuvre économisée : il y a généralement bénéfice.

En Angleterre, les conditions de gisement sont favorables : en 1953, 27 ½ % de la production ont été extraits de couches de plus de 1,50 m. Il y a cependant du matériel pour toutes les puissances : le rabot-scraper travaille dans 33 cm, le rabot Löbbe ou rabot appliqué, le rabot multiple Gusto, le rabot lent Ritchie donnent de bons résultats dans des couches de 45 cm à 2,10 m : le choix dépend plutôt de la dureté de la couche et de la nature des terrains encaissants.

Meco-Moore A.B., Anderton, Hughwood, Dosco, Gloster-Getter sont rappelés avec leurs caractéristiques. Le dégagement du transport et, dans les mines grisouteuses, la bonne ventilation sont des conditions indispensables. Au point de vue bris du charbon, on doit autant que possible produire les catégories de haute valeur, mais souvent le bris sur le transport fait que ce facteur perd de son importance.

Utilisation des machines : Les résultats de la mécanisation varient d'une mine à l'autre. Le N.C.B. a décidé d'établir dans chaque district des équipes compétentes pour aider les directeurs dans les tâches du planning, contrôle du toit, ventilation, dégagement du transport et appropriation à la granulométrie des produits en fonction du type de machine. L'introduction d'une abatteuse-chargeuse doit être étudiée comme le plan d'une bataille. Certains directeurs notent les points délicats et les confient chacun à un agent responsable. Quelques points essentiels sont : l'accès des machines au chantier, l'entretien des machines, l'homme de confiance pour veiller sur l'utilisation du matériel, la desserte du chantier et la progression des travaux associés, la sécurité, la fourniture d'énergie.

IND. C 4222 Fiche n° **14.070**

J. BRIGHTON et T. HILL. Gusto multi-plough. Experiment in the Durham coalfield. *Rabot multiple Gusto. Essais dans le bassin de Durham (à la mine Waterhouses).* — **Iron and Coal T.R.,** 1955, 18 novembre, p. 1223/1232, 14 fig.

Coupe Three Quarter : 50 cm d'ouverture, comprise entre deux couches exploitées, conditions de terrain assez difficiles. En vue de réduire le porte-à-faux du soutènement, on a pensé au rabot multiple Gusto qui passe dans une largeur de 68 cm. La description est reprise (voir *Annales des Mines de Belgique,* 1952, juillet, p. 506/507). On a réalisé un remblayage presque complet grâce au remblayage mécanique par scraper. La galerie de transport et celle d'aérage sont poussées 9 m en avant de la taille; soutènement provisoire par étançons hydrauliques jusque 4,50 m en arrière de la taille; soutènement définitif en bois. Les pierres de bosseyement sont chargées à la main dans un court convoyeur releveur roulant, qui enjambe le convoyeur du rabot et les déverse sur une petite plate-forme où elles sont reprises par le scraper et conduites dans l'allée en remblayage. Le treuil du scraper est aussi disposé sur un châssis roulant dans la galerie de transport. Avec l'installation similaire de l'aérage, les deux scrapers remblayent 80 m de taille. Il y a en plus des fausses voies avec remblai manuel.

La mise au point de l'installation de rabotage n'a pas été facile. Les rabots s'enfoncent dans le mur; après quelques allées, il faut faire une allée à la main et les remonter. Les câbles se rompaient et s'arrachaient de leur bague d'attache (les dimensions ont été modifiées). Difficultés avec le front de taille, certains rabots grimpant au toit et d'autres descendant. La haussette de retient a dû être supprimée faute de hauteur. La trop grande dureté du charbon a été combattue par l'infusion propulsée. L'essai se classe somme toute à la limite des possibilités et a fourni de nombreuses indications. La discussion précise les conditions normales d'emploi.

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTENEMENT.

IND. D 21 Fiche n° **10.496II**

K. WARDELL. Some notes on surface ground movement caused by mining. *Quelques notes sur les mouvements de la surface produits par les travaux du fond.* — **Sheffield University Mining Magazine,** 1955, p. 35/39, 3 fig.

Ces dernières années, l'étude des dégâts à la surface a fait des progrès importants. Ils résultent d'observations au cours de mesures d'après un programme assez vaste : lignes d'observation dépassant 3 km avec station d'observation, plus ou moins compliquées, disposées à environ 90 cm de profondeur dans le sol, reliées par nivellement très soigné et chaînées avec un très grand soin (Transactions 1950). A cette époque toutefois, certaines données, dont la valeur n'avait pas encore été signalée, ont été négligées (voir fiche n° 8577 - D 21). J. H. King a trouvé une méthode spéciale de mesure des déplacements qui facilite beaucoup les observations, notamment quand il est impossible de tracer un alignement un peu long; on mesure les écarts de déplacement entre deux points de la surface écartés de quelques pieds : il est inutile de mesurer le déplacement absolu (méthode par totalisation).

Au sujet de l'*angle limite,* dans des conditions physiques et géologiques très diverses, les valeurs trouvées oscillent entre 32 et 38° (moyenne 35°).

Affaissements et déformations à la surface; à ce sujet, on a trouvé que l'affaissement maximum n'est atteint que lorsqu'on a exploité toute la surface d'influence et une surface supplémentaire telle que le remblai soit complètement tassé. La valeur absolue dépend de l'épaisseur de la couche et du traitement de l'arrière-taille. Les écarts très grands dans le cas du remblayage par épis sont expliqués par la notion du rayon d'influence, fonction de la profondeur. Dans le Yorkshire, on n'observe pas, comme en Hollande et en Allemagne, un affaissement de la surface de 50 % du maximum de l'aplomb des fronts de taille. De plus, l'angle de cassure n'y a aucune signification. Les allongements et les raccourcisse-

ments de la surface, dénommés couramment contraintes, sont actuellement bien établis, sauf des cas très rares d'affaissements différentiels, les dégâts à la surface leur sont imputables; ces derniers varient avec la conception du bâtiment. On peut d'autre part travailler au fond par panneaux décalés et éviter ainsi les dégradations en un point déterminé. Les mesures ont enfin confirmé l'importance des déplacements horizontaux, spécialement à faible profondeur; ils ont entraîné la conception d'une courbe de développement des affaissements qui permet des déductions sur la relation des affaissements en fonction de l'avancement.

IND. **D 222** Fiche n° **14.026**

E. POTTS. The practical application of scientific measurement to problems in strata control. *Application pratique des mesures scientifiques aux problèmes de contrôle des terrains.* — **Iron & Coal T.R.,** 1955, 11 novembre, p. 1169/1179, 22 fig.

Résumé des appareils décrits antérieurement : dynamomètres pour étançons et charges sur les remblais - mesureur de tension - palpeur hydraulique - emploi des ondes sonores - analyses de photo-élasticité - essais sur modèles. Exemples des recherches effectuées.

Dans un charbonnage du Northumberland : couche de 85 cm, toit gréseux en gros bancs, mur de schiste lamellaire, taille double à chargement manuel sur bande : 83 m à gauche, 59 m à droite, havage au mur (12 cm) avec une A.B. (bras de 1,50 m). Arrière-taille : foudroyage sauf aux galeries extrêmes : 6,50 m et 3 m de remblai et voie centrale, 8 m de chaque côté. Etançons Dowty espacés de 1,20 m avec bêles W métalliques, piles métalliques Hardwood. Mesures du côté gauche avec douze dynamomètres. Un diagramme montre les charges relevées en fonction du temps et des opérations : deux courbes, une pour un étançon côté front, l'autre pour un étançon côté remblai, cette dernière à peine plus élevée, sauf à la fin du chargement où elle se relève de plus du double des valeurs antérieures. Pour les deux, le maximum est atteint au moment du havage (460 % de la charge d'équilibre après pose). La surcharge fait retomber les courbes. Une position d'équilibre est atteinte quand la majeure partie de la charge de culée du massif est reportée sur les piles; ces dernières se chargent très irrégulièrement et les valeurs dépassent parfois 50 t (charge limite admise). Un relevé en trou de sonde à 60 cm du front, entre deux piles, a montré le glissement des bancs vers les remblais. Le mesureur de tension et le palpeur hydraulique sont très démonstratifs. D'autres rapports sont faits sur les mines Ashington et Waterhouses (entre autres). A cette dernière, rabot Gusto et remblavage par scraper. Essais de photoélasticité pour galeries : intérêt du soutènement élastique et des galeries surélevées (dans une certaine mesure).

IND. **D 40, D 47** et **C 44** Fiche n° **13.525IV**

I. LEEK et C. TREHARNE JONES. Longwall mechanization trends. *Orientation de la mécanisation en longues tailles.* — **Colliery Engineering,** 1955, décembre, p. 493/504, 19 fig.

Le dernier article traite du soutènement en taille, du traitement de l'arrière-taille et du creusement mécanique des galeries. Les figures représentent :

La pose d'étançons G.H.H. - Bêles articulées dans une taille avec haveuse Eickhoff à deux bras - L'étançon Dowty Monarch - Vue d'une taille avec bêles articulées G.H.H. et étançons coulissants - Taille avec bêles glissantes sur étançons Dowty - Le soutènement marchant Bolton avec la pompe combinée et le tableau de commande - Soutènement marchant Seaman - Piles Muschamp - Pile Dowty de 80 t.

Le remblayage pneumatique : machine à basse pression du N.C.B.

Compresseur Metropolitan-Vickers à trois étages.

Le remblayage mécanique par scraper : vue de la benne - schéma des opérations.

Creusement et soutènement des galeries : soutènement en étançons G.H.H. de la partie en avance (sur le remblayage) d'une voie de taille.

L'abatteuse continue pour galerie Bata à Trimmelkam. Vue d'une galerie qu'elle a creusée de 1,90 m de ϕ. L'abatteuse Korfmann en action. La haveuse circulaire Korfmann à la mine de lignite de Trimmelkam (Autriche).

IND. **D 710** Fiche n° **14.271**

N. KIRK. Roof bolting reduces accidents and costs. *Le boulonnage du toit diminue le taux d'accidents et les dépenses.* — **Mining Congress Journal,** 1955, décembre, p. 38/40, 6 fig.

Deux ans et demi d'application du boulonnage du toit à la mine Green Valley (de la Snow Hill Corp. de Terre Haute, Comté de Vigo, Ind.) ont eu pour résultats une chute marquée du taux d'accidents et une diminution du prix de revient de 14 cents/tonne.

Couche exploitée : Indiana n° 3, ouverture 1,80 m - profondeur : 180 m, toit assez pesant, le mur souffle. La mine est grisouteuse et produit 28.000 m³ de gaz par 24 heures. Production de charbon : 4.400 t/j avec 303 ouvriers. Méthode par chambres et piliers non repris. Le charbon est havé mécaniquement, foré par perforatrice à deux bras, abattu à l'airdox, évacué par chargeuses sur chenilles, sur des shuttles-cars et déversé en berlines de 5 t. Il y a cinq chantiers travaillant à deux postes. Chaque chantier comporte deux boulonneurs de toit formant une équipe.

Avant 1952, toutes les galeries de transport avaient des cadres tous les 90 cm. Dans les chantiers, il y avait des cadres tous les 1 m ou 1,20 m : c'était coûteux et il y avait de nombreux éboulements.

Actuellement, on boulonne partout à 1,20 m d'intervalle : on utilise 1.400 à 1.500 boulons par jour; lorsque le toit est dangereux, on utilise simultanément la bêle en bois ou métallique.

Résultats : en 1953, il n'y a eu que cinq chutes de toit, soit une pour 163.765 t de production. On avait respectivement : 16 chutes de toit et 33.946 t en 1952 - 19 et 27.936 t en 1951 et 13 et 32.389 t en 1950. Pour les six premiers mois de 1955, on a exploité 538.349 t sans une seule chute de toit.

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. E 1311 Fiche n° **14.212**

X. L'entretien des bandes transporteuses. — **Revue de l'Equipement Mécanique,** 1955, décembre, p. 29/31 et 35.

Le prix de la courroie est un des éléments principaux des frais d'exploitation. Mathématiquement, le service à attendre d'une bande est proportionnel au carré de la largeur et à la longueur. Les bandes longues s'usent moins vite parce que, toutes proportions gardées, elles passent moins souvent sur les tambours et le nombre de percussions au chargement est moins élevé. D'autres facteurs sont : perfection du chargement, dispositif de chargement et nettoyage, jonctionnement et tension, éléments constitutifs : qualité et force de la toile, épaisseur et qualité du revêtement en caoutchouc (certaines bandes durent quelques mois - courtes et charges brutales - d'autres durent vingt ans).

Entretien mécanique : graissage régulier, soins au chargement, marche rectiligne (rouleaux centreurs éventuels), vérification de l'agrafage, nettoyage après déchargement.

Entretien de la bande proprement dite : réparation hâtive des avaries, types de ces dernières :

1) blessures n'intéressant qu'une des faces
2) percussions ou coincements intéressant les deux faces
3) la grosse perforation
4) la déchirure transversale
5) la rupture transversale
6) la déchirure longitudinale (coincement des matériaux)
7) les avaries aux agrafes (tension anormale)
8) avaries de bords avec parfois arrachement complet des talons sur une grande longueur (mauvais entretien).

Réparation provisoire (mastics à froid : produit suisse) - Réparation définitive à chaud : description - inconvénient : durée - Réparations vulcanisées à froid (enduits auto-vulcanisants).

IND. E 14, B 33 et C 31 Fiche n° **14.021**

M. PEQUIGNOT. Creusement des voies en direction avec raclage à courte distance au groupe d'Hénin-Liétard. — **Charbonnages de France, Note technique 8/55,** septembre. - **Revue de l'Industrie Minérale,** 1955, novembre, p. 1143/1217.

L'adaptation du raclage au creusement des chassages dans le groupe d'Hénin-Liétard a permis d'aboutir au raclage à courte distance avec convoyeur à bande glissante : les produits chargés par le scraper sont déversés au moyen d'une estacade mobile sur un convoyeur simplifié, l'ensemble ayant une portée de 150 m environ; au delà, on installe le matériel ordinaire de déblocage.

I. — Le matériel : estacade et magasin de répartition, convoyeur à bande glissante, scraper-houe, treuils de raclage, accessoires.

II. — Les conditions d'emploi en fonction : du mode d'évacuation des déblais, de la séparation ou du mélange des produits (abaques), du logement éventuel des terres dans une aile.

III. — Les opérations de creusement d'une voie par raclage : le chargement des produits, autres travaux, choix de l'organisation d'un chantier.

IV. — Conduite pratique du chantier.

V. — Rentabilité (tableaux de prix de revient, seuils de rentabilité).

VI. — Conclusion.

IND. E 31 Fiche n° **14.006**

W. TIGGELKAMP. Verhindern von gefährlichem Uebertreiben in Blindschächten durch selbstätige Geschwindigkeitsüberwachung. *Elimination des vitesses dangereuses dans les puits intérieurs par le contrôle automatique de la vitesse.* — **Glückauf,** 1955, 5 novembre, p. 1229/1231, 2 fig.

Dans les puits intérieurs, en vue de réduire les frais d'entretien, on s'en tient généralement à la hauteur libre minimum imposée par la réglementation. L'auteur montre qu'avec les vitesses courantes (2 m/sec dans les petits puits et 4 m/sec dans les grands et une décélération de freinage respective de 1 m/s^2 et 1,5 m/s^2), cette hauteur (respectivement 2 m et 3 m) est encore insuffisante, même avec des vitesses réduites de 60 %.

A la mine Rheinpreussen 4, on utilise depuis 1951, dans nombre de ces puits intérieurs, un coupe-circuit disposé plus bas que l'interrupteur de fin de course et à une distance suffisante des taquets de sûreté, qui fonctionne quand la cage passe en ce point avec une trop grande vitesse. Le schéma est décrit avec l'électro de frein, le redresseur, les différents relais et les interrupteurs de fin de course et d'excès de vitesse. Le fonctionnement est expliqué en détails. Il donne entière satisfaction et peut fonctionner également à l'air comprimé.

F. AERAGE. ECLAIRAGE. HYGIENE DU FOND.

IND. F 11 Fiche n° **14.151**

S. BOSHKOV et M. WANE. Errors in underground air measurements. *Erreurs dans les mesures des débits d'air au fond.* — **Mining Engineering,** 1955, novembre, p. 1047/1053, 10 fig.

Classement des sources d'erreurs : A) inhérentes à l'appareil - B) influence des conditions atmosphériques - C) résultant de la technique de l'opérateur. Ces dernières se subdivisent en : 1) position de l'instrument et du support : a) orientation de l'anémomètre; b) voisinage de l'opérateur; c) sa position - 2) façon de procéder : a) choix et préparation de la section; b) mesure en un point; c) déplacement de l'anémomètre : continu ou intermittent.

Exposé détaillé. Résultats des recherches et conclusions.

1) La courbe d'étalonnage donne lieu à des erreurs positives ou négatives qui dépendent de l'état physique de l'appareil; il faut réétalonner périodiquement.
2) Les variations atmosphériques ont peu d'influence : les écarts croissent avec la densité et décroissent quand la vitesse de l'air augmente.
3) Pratiquement, les écarts dus à l'inclinaison de l'appareil sont indépendants de la vitesse; ils sont toujours positifs et négligeables jusqu'à une inclinaison de 20° (ils peuvent être évités).
4) La position de l'opérateur donne des écarts qui varient en raison inverse de la vitesse et de la distance : il faut au moins 90 cm à 1,20 m entre l'appareil et l'opérateur.
5) Au sujet de la position relative, la théorie recommande une ou deux positions définies : directement en face (déviation positive) et directement de profil (déviation négative).
6) Les corrections empiriques sont généralement inefficaces.
7) Portes ou guichets calibrés sont peu recommandables si la répartition des vitesses n'est pas établie.
8) La correction pour lecture unique dépend du nombre de Reynold et de la rugosité des parois.
9) La durée doit au moins atteindre la demi-minute.
10) Si la section est bien établie et le déplacement de l'anémomètre continu pendant un temps suffisant, les erreurs dues à l'accélération et à la décélération sont négligeables.

IND. **F 231** Fiche n° **14.098**

W. BROWN. Report on explosion at Weetslade colliery : Defective battery connections in shuttle cars. *Rapport sur une explosion à la mine Weetslade. Connexions défectueuses à une batterie de shuttle-car.* — **Iron and Coal T.R.,** 1955, 9 décembre, p. 1429/1430. - **Colliery Guardian,** 1955, 15 décembre, p. 739/740 et 746/750, 2 fig.

Explosion survenue dans cette mine du Northumberland le 1er octobre 1951 : un surveillant et quatre ouvriers tués. Puits (1903) et galerie d'aérage écartée de 180 m. Puits de 3,60 m de ϕ, profondeur 342 m, niveau de transport à 240 m. A la galerie, ventilateur Aéroto : 33,8 m³/sec, 110 mm de dépression. Deux couches exploitées : Bensham et Lowmain. La mine produisait normalement 700 t avec 408 ouvriers au fond et 183 à la surface.

Dans la couche Bensham (production 250 t), il y avait des shuttle-cars de 4 t de capacité (tare 7,8 t), quatre batteries en série pour faire 96 V (385 A/h) Les diverses causes courantes d'explosion sont éliminées; des étincelles aux batteries des shuttle-cars restent seules probables. A la suite d'un grand éboulement, des modifications avaient été apportées à la ventilation et il y avait une atmosphère explosive sur le niveau.

Pour expliquer l'enlèvement du couvercle de sécurité, on note qu'il était courant de réparer les ruptures de bornes ou de court-circuiter les éléments défectueux au moyen de lames de cuivre susceptibles de prendre du jeu. On rechargeait aussi les batteries ailleurs qu'à la station (contraire au règlement des mines) et, d'autre part, les machinistes ont signalé que le couvercle de protection était parfois sous tension (perte d'acide des batteries), l'électricien estime à 2 A le courant de fuite. Pour toutes ces raisons, des étincelles étaient possibles et l'inspecteur conclut en condamnant l'emploi de shuttle-cars à batteries en atmosphère grisouteuse.

IND. **F 2321** Fiche n° **14.154**

R. DALE. Electrostatic hazards in coal mining. *Dangers électrostatiques dans les mines.* — **Safety in Mines Research Establ. Res. Rep. 118,** 1955, septembre, 30 p., 7 fig.

Lewis et von Elbe ont établi, en 1951, qu'il peut se produire une étincelle dangereuse en atmosphère grisouteuse lorsque $\frac{1}{2}$ $CV^2 > 0{,}00028$ joule, où C est la capacité en farads du corps chargé et V la différence de potentiel. Cette condition est très vite réalisée. Charges statiques des nuages de poussières - Danger des conduites à air comprimé : recherches en France, en Belgique (essais de M. Breyre), en Allemagne, en Angleterre - Danger du bourrage à air comprimé - Danger électrostatique des cement-gun et autres machines analogues - Précautions à prendre contre l'électrification des poussières (bonne mise à la terre).

Formation d'étincelles sur les courroies - Détection et mesure des charges électrostatiques - Formation d'étincelles sur les bandes de convoyeur utilisées dans les mines - Prévention : peigne à pointes bien mis à la terre; autres moyens utilisés dans l'industrie : peu recommandables dans les mines - On peut aussi rendre la courroie conductrice : les courroies en P.V.C., qui sont plus particulièrement sujettes aux charges statiques, sont améliorées par un simple arrosage à l'eau ou eau et glycérine - D'autres formules sont données pour cuir et caoutchouc.

IND. **F 2321** Fiche n° **14.173**

H. TITMAN. Ignition of inflammable gases by frictional sparking. *Inflammation des atmosphères explosives par des étincelles de frottement.* — **Colliery Guardian,** 1955, 15 décembre, p. 727/731, 2 fig - 22 décembre, p. 763/765, 2 fig.

Historique et intérêt des recherches sur le sujet par le Safety in Mines Research Establishment, qui datent déjà de 1923. Abondante documentation fournie par Burgess et Wheeler.

Etincelles dues au choc roche sur roche : une roue en pierre à jante plane, tournant à la vitesse périphérique de 7 m/sec, est appuyée contre un bloc de roche fixe, effilé, avec une pression variable et contrôlée jusqu'à 50 kg. Quand la roche est du grès, le grisou s'allume avec une très faible dépense d'énergie; quand la vitesse augmente, l'allumage est plus aisé et la durée de contact nécessaire, plus réduite. La pyrite est moins dangereuse que le grès (diagramme des temps en fonction des pressions pour deux sortes de grès : un quartzite et un grès calcareux, temps plus élevé pour ce dernier). Etincelles par choc ou glissement de métal sur roche :

1) Acier sur roche, frottement de glissement : blocs d'acier pressés contre une roue en carborandum de 30 cm de ϕ, nombre de tours : 750, 350 et 250 t/min, charge 50 kg, quatre types d'acier essayés : étincelles très diverses, mais pas d'allumage. Dans les mêmes conditions mais avec une roue en quartzite, il y a allumage avec les quatre types d'acier. Conclusion confirmée par d'autres essais : ce n'est pas la nature de l'acier (ou même du bronze), mais celle de la roche, qui cause l'allumage.

2) Acier sur roche, frottement de choc : petites sphères en métal projetées à grande vitesse (150 à 900 m/sec) contre des roches, après avoir traversé un écran en cellophane qui limite la chambre d'explosion : le grisou (à 7 %) est difficilement allumable, avec l'hydrogène on contrôle l'influence de la roche et l'angle de choc : l'allumage a surtout lieu avec le choc glissant. Essais analogues de Burgess et Wheeler avec pics à main. Allumage par les pics de haveuses - précautions à prendre (diluer le grisou au voisinage du point de choc : en fond de rainure). Efficacité du CO_2 (peu réalisable), intérêt de l'injection d'air et d'eau.

3) Etincelles provenant de frottement ou de choc métal contre métal : roue contre rail n'enflamme pas (essai de 20 min), sauf choc des étincelles contre un tiers objet; le frottement d'acier sur une meule en Al-Si enflamme si des particules d'Al brûlent; l'étincelle, qui se produit lors de la dépose d'une pile, est susceptible d'enflammer (cas de l'accident d'Easington); la chute de billes sur de l'acier ou de l'Al peut enflammer. On a pu aussi enflammer en chambre spéciale par choc à faible vitesse ou frottement en cas de présence de Mg ou d'Al, le contact ayant lieu avec de l'acier rouillé; mécanisme. Bibliographie, 6 références.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. **F 2321** Fiche n° **14.283**

I. HARTMAN. Frictional ignition of gases by mining machines. *Allumage du grisou par étincelles de friction des machines d'abattage.* — **Mining Congress Journal,** 1955, novembre, p. 34/36 et 100, 3 fig.

Récemment, aux E.-U., on a constaté plusieurs cas d'allumage de grisou qui ont été attribués à un échauffement par frottement lors de la percussion d'un pic de havage ou forage sur une roche dure. Bien qu'il n'y ait pas eu d'explosion grave, ces faits demandent une étude sérieuse.

En général, les mélanges explosifs peuvent être allumés par deux processus :

1) un petit volume de gaz est échauffé jusqu'à la température d'explosion par contact direct avec une surface échauffée par friction;
2) des particules échauffées sont détachées du corps frotté et projetées dans l'atmosphère explosible : elles peuvent être inertes et se refroidir rapidement ou être maintenues en ignition par oxydation.

La faible durée de contact de l'étincelle avec le gaz et le retard à l'allumage de ce dernier font qu'il faut une haute température à l'étincelle pour produire le coup de grisou : les étincelles volantes sont moins dangereuses que les particules arrêtées sur un isolant thermique.

Rappel des études anglaises (cf. fiche n° 14.173 - F 2321).

Aux E.-U., sept cas ont été étudiés par le Bureau of Mines au cours des deux dernières années, de brefs résumés sont donnés pour chacun.

Les essais anglais avec eau et air comprimé. Etude des facteurs influençant le danger d'explosion.

IND. **F 24** Fiche n° **7.924**II

R. CAWLEY et J. JONES. Methane drainage : an account of the work carried out at Haig Pit, Whitehaven. *Captage du grisou : description du travail exécuté au puits Haig à Whitehaven.* — **Journal of the Institute of Fuel,** 1955, août, p. 366/382, 11 fig., 1 pl.

Détails supplémentaires sur l'exploitation de Whitehaven (puits Haig) : disposition des couches, émission de grisou - divers chantiers - précaptage - effet des couches voisines.

Les premiers essais, projet principal et sa mise en œuvre, emploi de l'aspiration; effet sur l'aérage : quantité de grisou dans les retours d'air. Quantités captées. Détails sur la mise en œuvre : foration des sondages, obturation des collets; canalisations; aspiration au jour. Installations du jour : appareils de mesure et de contrôle. Utilisation : le brûleur North Thames; les chaudières; dispositifs de sécurité, en particulier en cas d'extinction de la flamme. Fourniture de gaz au réseau de distribution : reformation. (Sur le même sujet, voir fiche n° 13.119I et II).

(Résumé Cerchar Paris).

IND. **F 32** Fiche n° **14.019**

G. SCHNEIDER. Une étude fondamentale sur l'« aptitude » des poussières de houille à propager une explosion. — **Annales des Mines de France,** 1955, novembre, p. 31/32.

Plaidoyer en faveur d'une recherche de longue haleine sur le mécanisme de la propagation du coup de poussière.

Ce que l'on en sait - Conditions nécessaires : dans un tronçon de galerie, il faut que l'onde explosive soulève des poussières combustibles, puis que celles-ci donnent au passage de la flamme des réactions assez vives pour apporter au front d'onde un appoint d'énergie suffisant - Recherches du S.M.R.E. sur le soulèvement des poussières.

L'expérience des stations d'essais conduit à penser que le phénomène de propagation est une distillation très rapide des poussières (Mining Association of Great Britain 1909, Taffanel 1912). On ne sait pratiquement rien de cette distillation quasi instantanée. La cinétique des réactions de combustion des gaz de distillation rapide des poussières est un problème d'une grande complexité. Son étude serait le prolongement normal de nombreuses recherches antérieures, elle pourrait subsidiairement fournir des connaissances utiles pour l'utilisation des charbons fins.

IND. **F 411** Fiche n° **14.050**

MINISTRY OF FUEL AND POWER (S.W. Divisional Committee on dust prevention and suppression).
— Water infusion. A means of dust control.
— *Infusion d'eau pour la suppression des poussières.* 1955, 13 p., 7 fig.

Notes historiques : médicales - introduction de l'infusion : Robert Wabner (1901), dans le sud du Pays de Galles (1942, P.T. Jenkins).

Infusion dans la division S-W : sources des poussières - principes de l'infusion - Description du matériel et méthode générale d'emploi : tube d'infusion - manomètre et débitmètre, flexibles et valves, diamètre et profondeur des trous, hauteur, direction et nombre, taux de débit, pression et quantité d'eau - position du joint, forage du trou, eau, tuyauteries, matériel d'essai.

Combinaison de l'infusion avec d'autres méthodes de suppression, batterie d'infusion - effet de dérangements - influence des méthodes d'exploitation.

Condition de terrains et contrôle du toit.

Effet de l'infusion sur la concentration des poussières. Autres emplois de l'infusion. Comportement du personnel. Contrôle et résultats. Comité de contrôle.

Conclusion : la collaboration du personnel est nécessaire.

IND. **F 42** et **D 55** Fiche n° **14.094**

E. KRUEPE, M. LANDWEHR, B. BUERCK. Staubbekämpfung mit Düsen im Bruchbau. *Lutte contre les poussières au moyen de pulvérisateurs en taille à foudroyage.* — **Glückauf,** 1955, 3 décembre, p. 1346/1352, 8 fig.

Quel que soit le traitement de l'arrière-taille, il est toujours générateur de poussières, mais la lutte contre celle-ci est particulièrement difficile dans le cas du foudroyage. Les mines Heinrich Robert et Königsborn-Werne ont procédé à des essais qui sont décrits.

Puissance de couche, longueur de taille et avancement, ventilation, nature du toit sont autant d'éléments qui influent sur le danger des poussières (diagrammes relevés pendant le foudroyage); dans certains cas, l'influence est énorme, dans d'autres, elle est nulle.

Les premiers essais ont consisté en arrosage des vides avant foudroyage, on abat ainsi 30 à 40 % des poussières : résultat insuffisant. L'Institut de Recherche sur la Silicose a fait construire, par la firme Hüser et Weber KG, une tuyère qui produit une buée légère d'eau ne gênant pas la vue. La disposition des tuyères, après un essai de 90° sur le courant d'air, a été modifiée avec un angle de 30° vers l'aval du courant d'air; on obtient ainsi un effet d'aspiration du courant d'air qui croise après coup le rideau de buée (vue de la disposition à la mine Heinrich Robert).

On a eu des retours d'eau dans l'air comprimé, de sorte que l'on a dû placer une soupape d'arrêt en retour sur l'air comprimé (vue de la tuyère avec soupape et robinet de marche, orientation du flexible). Des précautions sont à prendre : trop d'eau peut gêner les ouvriers; la tuyauterie à eau doit être bien étanche; si l'eau n'est pas filtrée, les tuyères s'obstruent; gonflement du mur éventuel. Eau et air doivent être limités. Résultats d'essais : teneur de l'air en poussières ramenée de 100 à 16,5 % environ. Quelques remarques sur des essais avec eau salée (à poursuivre).

IND. **F 442** Fiche n° **14.215**

J. STUKE. Das Tyndalloskop II, eine neue verbesserte Bauweise des Staubmessgerätes. *Le tyndalloscope II, une construction améliorée de l'appareil de mesure des poussières.* — **Glückauf,** 1955, 17 décembre, p. 1405/1407, 3 fig.

Le tyndalloscope est un appareil qui utilise le phénomène de dispersion de la lumière comme le tyndallomètre. Il a été créé par la firme Ernst Leitz de Wetzlar, en 1936, pour la mesure des concentrations en poussière de l'atmosphère. La première fabrication étant épuisée, une nouvelle série améliorée est mise sur le marché.

Une ampoule alimentée par du courant pratiquement constant (accumulateurs Silberkraft) envoie un faisceau de lumière à travers des lentilles condensatrices sur un miroir semi-transparent. La lumière réfléchie traverse la chambre de mesure où elle est dispersée, le flux direct est arrêté par un écran et des glaces noires qui tapissent la chambre de mesure, une glace bleue dépolie inclinée à 30° contrôle le flux à disperser qui, après rencontre avec les poussières, est reçu dans cette direction par une fenêtre de sortie et une série de prismes de réflexion; il est finalement renvoyé dans la moitié de gauche du champ oculaire : plus il est clair, plus la chambre de mesure est empoussiérée. La moitié de droite du champ oculaire est réservée au flux lumineux qui a traversé la partie claire du miroir et été polarisée par un jeu de deux feuillets. L'extinction est réduite par un analyseur dont la rotation est mesurée par un micromètre à lentilles. On fait tourner l'analyseur jusqu'à égalisation des deux moitiés du champ oculaire : l'angle dont on a dû faire tourner l'analyseur mesure le degré d'empoussièrement. Les précautions à prendre et le degré de précision sont indiqués.

IND. **F 63** et **F 64** Fiche n° **14.202**

G. COLES et J. THIRLAWAY. The disappearance of carbon monoxyde in the mine. *La disparition de l'oxyde de carbone dans la mine.* — **Colliery Guardian,** 1955, 29 décembre, p. 789/795.

La décision judicieuse de réouvrir un chantier, emmuré après un incendie, dépend surtout d'une appréciation exacte des échantillons d'atmosphère derrière le barrage.

On a constaté, dans certains cas, une disparition anormale de l'oxyde de carbone. A la suite d'essais, Haldane et Makgill ont conclu que la disparition de l'oxyde de carbone devait résulter de l'action d'une substance formée par le charbon dans les premiers stades de l'oxydation. La présence d'humidité est une condition nécessaire.

A la suite des travaux d'autres chercheurs, on arriva finalement à la conclusion que deux phénomènes interviennent : oxydation chimique par oxydation partielle en présence d'eau et action microbienne : certaines bactéries, non seulement ne sont pas intoxiquées par le CO, mais s'en nourrissent. Elles sont fréquentes dans la mine, amenées par le courant d'air et les eaux contaminées. Leur subsistance dépend de la présence d'eau et de la température.

L'article rend compte d'un certain nombre d'expériences qui confirment ces vues. Il y a donc lieu de se méfier des résultats enregistrés dans un charbonnage après barrage pour juger des conditions à réaliser dans un charbonnage voisin où le même cas se présente. Des conditions différentes d'humidité et de température peuvent amener une prolongation anormale de la teneur en CO et un rapport CO/O_2 trop élevé pendant de nombreux mois parce que, dans des conditions trop sèches, la disparition du CO ne se réalise pas. Des études supplémentaires sont souhaitables.

H. ENERGIE.

IND. **H 442** Fiche n° **14.166**

K. SCHMIDT. Die Phasenkontrastmikroskopie in der Staubtechnik. *La microscopie des contrastes de phase dans la technique des poussières.* — **Staub,** n° 41, 1955, 15 septembre, p. 436/468, 13 fig. + 3 p. et 90 microphotographies.

Importance du procédé par contraste de phase, qui reste à peu près le seul possible avec les rayons X pour les poussières plus petites que 3 μ. Non seulement il permet d'estimer des grains de 1 μ, mais encore il les précise tellement qu'il permet des mesures quantitatives. Il est utilisable, non seulement dans la technique des poussières, mais dans nombre d'autres industries. Les bases théoriques ont été établies par le physicien hollandais F. Zernike. En principe, en éclairant par le bas une préparation dans un milieu donné, une partie de la lumière est absorbée; à la périphérie du grain, la lumière restante a une longueur d'onde différente qui réagit avec la lumière du milieu, la lumière est déviée, réfractée et réfléchie, la figure du grain est amplifiée. Certains grains très absorbants ne donnent pas lieu au contraste de phase, ce sont les objets en phase. Les phénomènes d'absorption et de contraste de phase sont d'autant plus marqués que le grain est plus épais. Le phénomène apparaît dans un microscope ordinaire quand on dérègle un peu l'oculaire. La firme Zeiss a construit un microscope spécial, son emploi est décrit, ainsi que sa construction.

Le phénomène s'amplifie énormément quand on utilise des liquides réfringents. Des photographies montrent les résultats obtenus.

IND. **H 550** Fiche n° **14.033**

X. Advantages and limitations of silicone (class H) insulation. *Avantages et limites d'emploi de la silicone pour l'isolement en classe H.* — **Mining Congress Journal,** 1955, octobre, p. 53/55 et 78, 2 fig.

Les silicones constituent une famille de produits aux propriétés inégalables. En qualité d'isolants électriques, ils ont permis la solution de multiples problèmes. Comme en toutes choses, leur emploi présente certains inconvénients qu'on doit chercher à éliminer. Ainsi, au début, le vernis à la silicone ne convenait pas comme liant pour revêtement en laine de verre des fils magnétiques ou pour le placage des paillettes de mica. De plus, il devait séjourner 80 heures dans deux fours de températures différentes, l'une d'entre elles dépassant celle qu'on utilise normalement dans les ateliers de réparation. Il en résultait que les bobinages présentaient souvent de petits cratères dans leur isolement. Dix ans de recherches ont permis la mise sur le marché d'un vernis silicosique parfait et le traitement est réduit à 20 heures.

Dans les moteurs à induction, on appelle classe H ceux qui sont susceptibles de fonctionner à haute température (plus de 180°) sans se dégrader; leur isolement est en silicone, vernis sur laine de verre ou avec du caoutchouc de silicone. Pour le stator, pas d'inconvénient; pour le rotor, la capacité thermique du rotor lui-même pose des problèmes, la graisse dans les paliers doit être une silicone. Les soudures ordinaires à cette température fondent, sauf si l'on emploie l'étain pur ou la brasure. Pour les moteurs à courant continu, il y a un phénomène qui intrigue les fabricants de balais, aussi bien que les fournisseurs de silicone et constructeurs de moteurs : en carters hermétiques, comme on en emploie dans les mines, les balais se dégradent très rapidement : le collecteur se recouvre d'un cambouis isolant. Ce phénomène ne se produit pas dans la marche à basse température.

IND. **H 5510** et **P 14** Fiche n° **14.146**

X. Bestimmungen für die Anlage, Einrichtung und Ueberwachung von Transformatorenräumen in Bergwerken unter Tage. *Prescriptions relatives à la disposition, à l'équipement et à la surveillance des chambres de transformateurs au fond.* — **Bergbautechnik,** 1955, novembre, p. 606/608.

Règlement de l'Inspection des Mines en Allemagne orientale, s'appliquant aux chambres de transformateurs ou de disjoncteurs ou de distributeurs où le voltage excède 1.000 V.

Eviter les transformateurs ou disjoncteurs à huile et rechercher les appareils à sec; dans les quartiers classés, n'utiliser que des appareils antidéflagrants.

La température ambiante ne doit pas dépasser 30° et l'air sortant doit déboucher tout de suite dans un retour d'air principal, sans passer par un chantier; l'air entrant doit provenir de l'extérieur dans le cas de quartiers classés.

Eviter les matériaux combustibles; règles d'accès aux locaux et sécurité; précautions contre courts-circuits; recueil des fuites d'huile; interdiction de mise à la terre; éclairage fixe des locaux à transformateurs de plus de 100 kVA.

Extincteurs à proximité mais à l'extérieur des locaux.

(Résumé Cerchar Paris).

I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES CHARBONS.

IND. I 342 Fiche n° 14.073

X. Cyclone washer system. *Le cyclone épurateur.* — **Iron & Coal T.R.**, 1955, 21 octobre, p. 961/962, 2 fig.

Dans les cyclones à basse pression, la gravité entraîne du charbon dans les boues de la pointe. L'effet disparaît dans les cyclones horizontaux.

Diamètre de séparation 100 μ, de l'ordre de celui obtenu par flottation. Rinçage : 3 m³/t brute - Eviter les pertes en magnétite, mais d'autre part réduire la consommation d'énergie.

Dimension convenable : 0,5-12 mm.

J. AUTRES DEPENDANCES DE SURFACE.

IND. J 16 Fiche n° 14.179

M. DELLICOURT. La manutention mécanique des bois de mines. — **Manutention Mécanique**, 1955, octobre, p. 5/8, 5 fig.

Dans les grands sièges actuels, la manutention des bois de mine pose un problème. Un siège campinois, produisant 6.000 t de charbon, consomme en moyenne 20 dm³ de bois par tonne de charbon, soit 120 m³ de bois par jour, soit 6 à 8.000 bois/jour.

Deux opérations sont à considérer : a) mise en stock; b) reprise au stock.

a) *Mise en stock.* — On doit disposer d'un terrain convenablement durci et régulier, Les wagons sont amenés sur une voie aussi centrale que possible. On place, le long de chaque wagon, des berceaux sur roues en nombre suffisant pour plusieurs catégories de bois. Il faut trois hommes par wagon : un déchargeur, un mesureur, un chargeur.

Le transport est réalisé au moyen d'un autoleveur équipé d'une pince spéciale à manœuvre hydraulique : il soulève la charge contenue dans le berceau et se rend à l'emplacement de stockage où il élève et décharge le contenu de sa pince à une hauteur maximum de 4 m : le tas est continu sur la longueur prévue et bien régulier, deux tas consécutifs de la même espèce sont séparés par un intervalle de 30 cm; on laisse une voie de 3,50 m entre deux espèces différentes.

b) *Déstockage.* — Les bois déposés à même le sol sont repris « à la pelle » par l'autoleveur équipé d'une fourche à deux crochets formant bac, actionnée hydrauliquement pour s'incliner ou se relever autour d'un axe horizontal : on charge au tas de bois d'enfilade, l'allure est de 10 à 15 m³/h.

Les équipements sont interchangeables et on peut passer d'un équipement à l'autre (pince ou pelle en 3 minutes).

P. MAIN-D'ŒUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. P 11 Fiche n° 14.037

X. Der Einsatz von Gummischuhwerk im deutschen Bergbau. *L'introduction de chaussures en caoutchouc dans l'industrie minière allemande.* — **Schlägel und Eisen**, 1955, novembre, p. 329/331, 1 fig.

En 1953, 141 mines sur 147 ont introduit les bottes en caoutchouc (110.000 paires) et 47 les chaussures (14.000 paires). En 1953 ont paru les normes DIN relatives aux bottes protectrices en caoutchouc (23 302) et aux chaussures (23 312). La durée dépend des conditions de service, étant minimum pour des traçages humides de galeries au rocher. Le poids des bottes peut gêner dans les chantiers chauds (+30°) et favoriser indirectement des infections par champignons pénétrant dans le derme. Enfin, des armatures métalliques furent conçues pour la protection des orteils; elles sont justifiées par les statistiques donnant, pour les diverses exploitations minières, la proportion relative des accidents aux pieds ou plus spécialement aux orteils, accidents groupés en chutes de pierres, glissade, transport et divers; modifications apportées aux chaussures par l'introduction de ces plaques d'acier.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. P 121 Fiche n° 14.053

G. SALL. Four years of roof fall accidents. *Statistique de quatre années sur les accidents de chute de toit.* — **Mining Congress Journal**, 1955, septembre, p. 78/79, 2 fig.

Les accidents par chute de toit ou éboulement de charbon constituent le plus fort pourcentage des accidents du fond.

D'après la statistique du Bureau of Mines, pour les sept premiers mois de 1955, il y a eu 64 % de tels accidents dans les mines de charbon bitumineux des E.-U. Parmi ces accidents, une faible proportion seulement était imprévisible. Il faudrait encore tenir compte de tous les accidents qui ont failli arriver.

Depuis février 1950, le Bureau of Mines enquête sur les accidents mortels. Une étude des rapports faits par les inspecteurs des mines fournit des observations intéressantes. Pendant ces quatre années, 75 % des accidents de chute de toit se sont produits à moins de 7,50 m du front d'abattage et environ 75 % de ceux-ci se sont produits entre le dernier étançon permanent et le front de taille — 50 % des accidents de chute de toit arrivèrent là où manquait un soutènement provisoire — 34 % de ces accidents eurent lieu en des points où le soutènement était conforme au règlement : il y a donc lieu de revoir la réglementation en fonction des circonstances. Bien que 15 % des accidents aient eu lieu dans des chantiers boulonnés, le boulonnage ne peut être incriminé que dans un cas où le danger était visible mais a été sous-estimé. Dans les autres cas, le boulonnage n'était pas encore exécuté et il n'y avait pas de boisage provisoire.

En résumé, tenir l'attention en éveil : tout toit non supporté est dangereux.

Dans le même numéro (p. 92) : remise d'un diplôme national à la mine Vesta n° 4 où l'on a extrait 8 millions de t de charbon sans accident mortel.

IND. **P 134** et **B 24** Fiche n° **14.168**

AU. Betriebsverfahrungen bei der Herstellung des 406 mm ϕ Rettungsbohrloches auf Dahlbusch 2/5/8. *Expérience vécue du creusement d'un sondage de secours de 406 mm de ϕ à la mine Dahlbusch 2/5/8.* — **Schlägel und Eisen,** 1955, décembre, p. 347/357, 32 fig.

Le 7 mai 1955, au poste de l'après-midi, le puits intérieur n° 8, s'élevant au niveau de 858 m et qui était à l'entretien, s'est éboulé. A une quarantaine de mètres de hauteur, il recoupe la couche Wilhelm où trois ouvriers à veine étaient occupés à établir une communication vers le puits intérieur voisin à environ 200 m. Au-dessus, le puits intérieur était complètement éboulé. La distance à creuser vers le sous-puits voisin était trop grande, la réparation du puits, en montant vers les ouvriers emmurés, prendrait plus d'une semaine : le lundi matin, on n'était qu'à 18,30 m de hauteur et la tuyauterie à air comprimé, qui permettait de communiquer avec eux, s'est rompue.

La décision fut prise de forer un sondage vertical à quelques mètres du puits avec des sondeuses Nüsse et Gräfer de plus en plus puissantes (prêtées par les charbonnages voisins, avec leur personnel, et par la S.K.B.V.). Le petit diamètre (134 mm) a été creusé avec le matériel du charbonnage en 6 h 46', pour le porter à 270 mm, il a fallu 10 h 38'. La durée totale de foration du trou (temps d'apprêt du matériel et alésage à 406 mm compris) fut de 28 heures. Dès le début, on avait fait monter des vivres, cartes à jouer, etc. dans de petits obus montés par une corde que les ouvriers possédaient. Cela a suggéré l'idée d'un grand obus flexible de 380 mm de $\phi \times 2{,}50$ m de longueur qui, mû par câble, a permis de descendre les ouvriers un à un. Des détails très complets sont donnés sur la technique du creusement. La bombe était constituée d'éléments de canars boulonnés à trous ovalisés et terminés par des bouts arrondis. Trois câbles cachés par des demi-tuyaux à gaz soudés assuraient la solidité de l'ensemble. L'ouvrier était suspendu à une ceinture de sûreté avec les bras levés.

IND. **P 23** Fiche n° **14.182**

H. HOULDSWORTH. Qualifications and requirements of colliery management. *Qualifications et exigences de la direction de charbonnage.* — **Iron & Coal T.R.,** 1955, 16 décembre, p. 1479/1482.

Le directeur doit toujours avoir ces deux facteurs présents à l'esprit : production et prix de revient. D'autres aussi doivent s'en soucier : administrateurs, personnel de contrôle et même les ouvriers (c'est la communauté qui en retire le profit).

L'énergie atomique ne résout pas, seule, le problème de la demande d'énergie. Comme la Conférence de Genève l'a montré, en l'an 2000, il faudra plus de charbon qu'actuellement. Dépense de capitaux : au cours des dernières années, beaucoup de conceptions techniques ont été mises en pratique, l'industrie se demande si cela rapportera : les frais d'amortissement ajoutés aux dépenses courantes ne doivent pas dépasser un prix de revient normal; cela dépend d'une bonne direction. Dans les conférences des réunions d'associations, le sujet devrait occuper une place aussi importante que celle des sujets techniques. On ne pense pas assez aux principes de direction. Dans un charbonnage moderne, le capital atteint de 8 à 10 millions de £ : il faut penser au remplacement des directeurs qui s'en vont et chercher à relever le niveau de direction comme on le fait dans l'industrie. La conduite du personnel : les salaires constituent 60 % des dépenses. Ouvriers aussi bien que directeur ont besoin d'être satisfaits et contents de leur tâche pour bien la remplir. Le bon directeur cherche donc à pourvoir aux besoins de son personnel, mais il ne saurait y parvenir seul, c'est son jeune adjoint qui est la solution. Le directeur doit tout d'abord le traiter consciencieusement. Il doit être tenu au courant de la marche du charbonnage.

L'auteur termine par la définition de la direction; elle ne doit pas être prodigue mais juste, le directeur doit connaître la valeur d'un travail et être lui-même un exemple de travail, tout en restant humain et compréhensif.

Dans la discussion, M. Baum fait observer qu'un troisième facteur à ne pas négliger est la sécurité et la santé. D.W. Baron s'intéresse au niveau de la direction, il pense qu'il s'est abaissé parce qu'on a créé trop de rouages supérieurs de direction (sous-directeurs de district). Sir H. Houldsworth explique qu'ils sont nécessaires pour l'étude de la modernisation.

IND. **P 23** et **Q 1130** Fiche n° **14.185**

R. PARKER. Management practices in the large undertaking : application to the coal industry. *Pratiques de la direction dans les grandes entreprises : application aux mines de charbon.* — **Iron & Coal T.R.,** 1955, 23 décembre, p. 1533/1537.

Quand une unité utilise plus de 5.000 ouvriers, on doit la classer dans les grandes entreprises. Les difficultés du contrôle croissent avec le personnel, avec la variété des occupations et l'écartement des chantiers. Anciennement, la direction répartie sur une ou deux têtes comportait l'achat du matériel, la planification des travaux, le contrôle du personnel, la vente, l'administration et le financement. L'agrandissement dans l'industrie s'est fait progressivement : d'abord les directeurs ont distribué les tâches à des subordonnés, puis on a créé des unités plus petites presque autonomes, l'échelonnement a créé la voie hiérarchique. Par contre, le N.C.B. est parti directement dans cette voie. En comparant avec l'organisation américaine, l'auteur pense qu'il y a deux grandes différences :

a) la grande entreprise américaine est plus homogène : contacts plus intimes au même niveau et entre les échelons;

b) le N.C.B. manque d'ancienneté et, deuxièmement, la délégation de pouvoirs se fait à échelon moins élevé.

L'auteur étudie les modifications apportées par le rapport Fleck (président de la Imperial Chemical

Ind.). La plus grande est probablement la suppression d'un certain nombre d'échelons entre le directeur général de district et le directeur de siège, qui est ramené de 4 à 2; en effet, théoriquement, il ne subsiste que le directeur de groupe; en fait, cependant, le directeur de la production et ses chefs de service recevront des délégations de pouvoir. On espère que l'avancement des directeurs de sièges aux grades supérieurs réalisera la liaison et la coopération nécessaires.

Anciennement, budgets et planification existaient implicitement; la pratique actuelle des budgets explicites présente trois avantages : 1) l'apport d'informations à la direction supérieure pour déterminer sa politique (fournitures de l'extérieur, par exemple); 2) revue objective des divers aspects de l'exploitation; 3) décentralisation de l'autorité et de la responsabilité. - Discussion.

IND. **P 24** et **P 33** Fiche n° **14.012**

A. BRYAN. Information at pit level. The administrative side of colliery management. *Information à l'échelon puits. Le côté administratif de la direction d'un charbonnage.* — **Iron & Coal T.R.**, 1955, 4 novembre, p. 1103/1109.

Grâce à des traditions de travail, il y a dans la mine des choses qui semblent marcher toutes seules. Certaines mines pourraient cependant produire plus, mais, même pour maintenir le chiffre actuel, il faut veiller à ne pas laisser la situation se dégrader. Pour cela, il faut être bien informé, spécialement par de la documentation comparative.

A l'heure actuelle, il y a un agent de contrôle pour vingt ouvries. Comparé au reste de l'industrie, c'est peu ; raison de plus pour opérer systématiquement.

Il est cité le cas d'une mine où l'on remplit 81 formulaires et où l'on tient 40 carnets de travaux. Faut-il critiquer? En réalité, cette mine a un rendement général de près de 2 t et est fortement mécanisée malgré des conditions naturelles difficiles : grande profondeur, longs transports, combustion spontanée. Après tout, ce qui compte ce n'est pas tant la quantité que la qualité et l'usage qu'on en fait. En général, le contrôle régulier de l'heure où débute le travail est très efficace. Dans une mine où l'ouverture varie fort, le contrôle du soutènement sera à surveiller spécialement, etc...

Au point de vue organisation, le directeur aura souvent un résultat heureux en confiant l'une ou l'autre de ses tâches à un subordonné pour trouver le temps d'étudier :

1) si l'on tire le profit désirable de la documentation ;
2) s'il n'y aurait pas lieu de l'améliorer.

Il y a 300 ans déjà que Bacon a dit : « La connaissance, c'est le pouvoir ».

IND. **P 24** Fiche n° **14.074**

W. FOWKE. Structure of colliery management : research team's study. *Structure de la direction de charbonnage : étude d'une équipe de recherche.* — **Iron & Coal T.R.**, 1955, 25 novembre, p. 1293/1302.

En mars 1954, le N.C.B. s'est entendu avec l'Association nationale anglaise des Directeurs de Charbonnages pour réaliser une telle étude dans des mines choisies, sous le contrôle de Sir A. Bryan, assisté de E.F. Schumacher. Les directives données par Sir A. Bryan sont reproduites, ainsi que les noms des membres du comité, comprenant cinq directeurs en service et quatre enquêteurs, dont l'auteur. Des tableaux relatifs à vingt-deux mines sont reproduits. Chaque mine, petite ou grande, a un directeur responsable imposé par la réglementation et qui, dans une mine moyenne de 11.500 t/semaine, entend journellement les rapports d'une quinzaine de personnes; il est aidé par un ou deux, rarement trois, sous-directeurs (il y en a trente-huit pour vingt-deux mines); le degré de responsabilité de ces personnes est très variable; dans quatre charbonnages seulement, ils ont des assistants, ils écoutent en moyenne huit ou neuf rapports. Il y a une moyenne de huit chefs-mineurs par mine, on trouve dans l'ensemble une dizaine de premiers chefs-mineurs qui remplissent pratiquement les fonctions de sous-directeur de district : ils sont responsables pour les trois postes, et trois chefs-mineurs de travaux préparatoires qui ont leur personnel, surveillants compris, font rapport directement au directeur.

A part deux exceptions, il y a partout des techniciens mécaniciens ou chefs-mécaniciens; dans un siège, il y a beaucoup à moderniser, il y a un chef-technicien à la fois électricien et mécanicien, ayant sous ses ordres un chef-mécanicien et un chef-électricien; presque partout, il y a un technicien-électricien.

Sauf dans les deux plus petites mines, il y a en outre des employés de la sécurité et de la ventilation, des chefs de transport, etc. La question des surveillants fera l'objet de publications ultérieures.

La discussion a surtout porté sur le recrutement du personnel de contrôle (il y a pénurie) et sur les rapports au directeur.

IND. **P 24** Fiche n° **14.092**

J. FLETCHER. Management in mining. Contacts with other organizations. *Direction dans les mines. Contacts avec les autres organismes.* — **Iron & Coal T.R.**, 1955, 2 décembre, p. 1357/1360.

Le rapport Fleck contient cette affirmation : on a appris au directeur de charbonnage à exploiter et non à diriger et on doit s'attendre à ce qu'il agisse trop isolément. L'auteur de la présente conférence considère que c'est un défi qui doit être relevé. Elle est intitulée : Direction et avenir de l'Association. En fait, c'est un plaidoyer en faveur de fructueux échanges de vues dans de multiples directions, comme le montre l'énoncé des divers chapitres : Comment opèrent les autres entreprises - Coordination des groupes et des divers services - Délégation de contrôle et autorité - Relations avec les jeunes surveillants - Relations avec les associations professionnelles - Direction centrale et locale - Discussion des problèmes de direction - Visites d'usines - Cours d'administration à Henley : il y a sept ans qu'il existe.

IND. **P 33** et **Q 110** Fiche n° **14.018**

R. REVANS. Facteurs dimensionnels dans l'exploitation des houillères. (Conférence à la Société de Recherche Opérationnelle de Grande-Bretagne - Traduction de E. VENTURA). — **Annales des Mines de France**, 1955, novembre, p. 3/15.

La recherche opérationnelle fait un large appel aux méthodes de la statistique mathématique pour l'analyse des phénomènes dans lesquels interfèrent un grand nombre de causes, aléatoires ou non. A la faveur d'une définition, arbitraire, du moral d'un groupe d'hommes travaillant en commun, le Dr Revans a pu établir des corrélations très significatives avec l'importance des effectifs et la structure du commandement.

L'auteur donne d'abord quelques tableaux statistiques officiels prouvant que : 1) le nombre de primes d'assiduité augmente quand le nombre d'ouvriers inscrits par siège diminue - 2) en plaçant en abscisses le logarithme du nombre moyen de postes par unité de temps et en ordonnée le taux moyen des accidents : l'ensemble des houillères en 1946 et 1950 et l'ensemble des carrières en 1950 donnent trois droites qui convergent toutes à petite distance de l'origine - 3) le rendement annuel en fonction de l'effectif croît jusqu'aux environs de quinze ouvriers, puis va en diminuant.

L'auteur fait deux hypothèses qu'il justifie :

1. L'effet néfaste de la dilution du commandement : nombre croissant d'ouvriers pour un surveillant, nombre croissant de ceux-ci contrôlés à l'échelon supérieur.

2. Le moral général peut être contrôlé par le tonnage de charbon perdu par tête à la suite d'accidents ou de conflits.

Une étude analytique des 850 sièges groupés en dimension et subdivisés par type à contrôle élevé ou non, donne un meilleur moral pour le contrôle élevé (au moins huit surveillants/cent ouvriers).

Les divergences de conditions font qu'il faut introduire deux nouvelles notions : *la réalité* des faits et l'attente que le personnel s'en fait : l'écart entre les deux donne une mesure directe du moral.

Un code du commandement doit définir les tâches du chef entre certaines limites variant avec l'échelon.

IND. **P 33** Fiche n° **14.266**

T. BARRY. Work measurement and coal mining. *Mesure de travail et exploitation charbonnière.* — **Mining Engineering**, 1955, décembre, p. 1114/1115.

Au milieu du XIXme siècle, F. Taylor a fait une découverte qui a révolutionné l'industrie. Il a trouvé qu'il était possible de mesurer la quantité de travail qu'un homme pouvait fournir sur une journée; cela a amené la rémunération à la pièce avec ses diverses variétés : Bedeaux, Rowan, Halsey, Emerson et Gantt ont inventé des systèmes que les sociétés se sont empressées d'acheter. Le bénéfice provient de la rectification des tâches à bas rendements avec économie sur les prix de revient de 10 à 30 %.

L'industrie des mines est restée longtemps en retard à la suite de nombreux essais infructueux : les standards imposés étaient inexacts dans le cas envisagé ou bien les mesures étaient trop difficiles à effectuer. Actuellement, la solution est trouvée : 1) les chronométreurs notent, non seulement les temps de travail effectif, mais aussi les temps d'opérations auxiliaires et les temps de repos nécessaires, les cycles de travail sont décomposés en leurs éléments - 2) on reporte les chronométrages sur des formulaires appropriés qui permettent de reconstituer les tâches unitaires - 3) ces données peuvent être appliquées à la recomposition de presque tous les travaux de la mine en tenant compte des circonstances particulières : mauvais toit, mur humide, épaisseur de couche, type de soutènement, etc... Même la journée d'un ouvrier à l'entretien peut être tarifée. Parmi les utilisateurs, on compte déjà : Island Creek, Lorado Coal, Peerless Coal and Coke, U.S. Fuels, U.S. Smelting Refining and Mining.

Q. ETUDES D'ENSEMBLE.

IND. **Q 1120** Fiche n° **14.158**

R. BLONDELLE. Modernisation des installations du jour dans les houillères. — **Revue de la Société des Ingénieurs Civils de France**, 1955, juillet-août, p. 269/293, 35 fig.

Importance des investissements dans les houillères nationalisées : pour 1953, on prévoyait 91.850 millions de FF, ramenés à 79.785 millions; finalement, on a dépensé 79,4 milliards, dont 35,34 dans le Nord et Pas-de-Calais.

Résultats : pour le fond, le rendement net, qui était de 1.200 kg en 1938 et 975 en 1948, est remonté à 1.429 kg, en 1953, pour l'ensemble de la France; dans Nord-Pas-de-Calais où il est un peu moindre, il est passé de 1.136 kg en 1948 à 1.277 kg en 1953 et 1.349 kg en 1954.

Le nombre de tailles est passé de 1.122 fin 1951 à 1.026 fin 1952 et 948 fin 1953. Il y avait 166 convoyeurs blindés en 1952 et 210 en 1953. La puissance totale des moteurs en chantiers est passée de 19.600 kW en 1952 à 28.700 kW en 1953.

La surface participe à ce progrès : Les grosses berlines de 2.000 à 3.000 litres (au lieu de 600 à 800 litres) ont imposé la mécanisation des recettes. Le siège d'Auchel est pris comme exemple : châssis à molettes de 44 m (ϕ des molettes : 7,50 m), cages à trois paliers, une berline de 3.000 litres/palier : débit 435 t/h. Il y a trois culbuteurs : charbon, pierres, nettoyage des berlines; un seul manœuvre en cabine : ponts articulés à l'entrée des cages, encageurs pneumatiques, freins, chaînes releveuses et rebrousseur.

La mécanisation du fond donne des charbons plus sales : pour une tonne nette, il faut 1.600 kg brut, contre 1.500 en 1947. Le 10-200 mm se traite actuellement par la suspension dense à la magnétite, les plus gros sont concassés. Le 10-0,5 mm est traité aux bacs à piston et le —0,5 mm est soumis à la flottation. Description d'un certain nombre de lavoirs - Modernisation des cokeries et description d'installations - Récupération des sous-produits - Les cokeries de Carling et Marienau, carbonisation des charbons lorrains - Modernisation des ateliers d'agglomération : l'Antracine 1954.

IND. Q 1130 Fiche n° 14.091

J. LATHAM. Finance and accounting in the National Coal Board. *Finance et comptabilité au National Coal Board.* — **Iron & Coal T.R.,** 1955, 2 décembre, p. 1343/1344.

Le département des Finances du N.C.B. doit assurer le service financier et comptable de cette industrie. Il doit prendre les dispositions nécessaires pour fournir les fonds, conduire les négociations financières et entretenir un service d'expertise pour les évaluations et les taxations. Service bancaire pour réduire les manipulations d'argent. Comptabilisation générale et service des dépenses assuré à tous les niveaux de direction, avec avis et documentation au conseil supérieur, conseils divisionnaires et directeurs de district concernant les aspects financiers de toutes les entreprises de cette industrie.

La capacité d'emprunt est contrôlée par le ministre des combustibles et de l'énergie.

Les tâches se distribuent vers trois genres d'activité : 1) comptabilité générale fournisseurs, clients et salaires (400 millions de £/an - 2) rapports demandés par le Parlement et informations rapides sur demande - 3) « comptabilité de direction » assurée aux divers niveaux de direction.

Le département des Finances est hautement décentralisé : à peine 1 % du personnel est au bureau central.

La direction comporte : un directeur général, un sous-directeur, un chef comptable et un vérificateur. Ils sont assistés par des chefs de service : financement du capital, du revenu, de la taxation, du marché et finance générale, des estimations, comptabilité financière, banque, dépenses, évolution des dépenses, organisation des comptes.

Le personnel principal se trouve réparti dans les districts où il y a un chef comptable, avec des employés responsables des diverses sections du travail.

IND. Q 1132 Fiche n° 14.064

PLOWRIGHT Bros. Ltd. Frances colliery reorganisation. *Modernisation de la mine Frances.* — **Colliery Guardian,** 1955, 24 novembre, p. 633/637, 8 fig.

Mine du bassin de Fife, rive nord du Firth of Forth, au N-E de Kirkcaldy et de Dysart, à peu près au milieu des affleurements des couches supérieures du Houiller : gisement de 610 m d'épaisseur, pendant vers l'est avec onze couches totalisant 30 m. Dans ce charbonnage, quatre couches sont exploitées : Barncrang 1,40 m (couche supérieure), Branxton 1,05 m, Lower Dysart 2 × 1,20 m et Lethemwell 1,20 m sur le Millstone grit.

La couche supérieure est exploitée par rabot Löbbe; elle est au préalable havée au toit par une Anderson Boyes. Le convoyeur Westfalia-Lunen débite sur un Huwood en galerie, servant au chargement et comme allonge d'une bande Meco d'où il tombe dans les berlines de 2,5 t. Locos électriques au fond, berlines relevées par câble sur descenderies et locos Diesel jusqu'au puits. On se propose d'installer une abatteuse Anderton dans la couche Lethemwell et peut-être aussi dans les deux autres couches.

Il y a un ventilateur (provisoirement soufflant : danger de combustion spontanée dans de vieux travaux) hélicoïde à deux étages 220 HP (75 m^3/sec à 140 mm). L'exhaure est très importante : 430 m^3/h à 273 m (2 × 925 HP + 2 × 500 HP).

La machine d'extraction vient de Robey and C°, le moteur a 3.000 V, 1.250 HP Métropolitan Vickers. Vitesse périphérique maximum : 12,60 m. La nouvelle installation de surface a été réalisée par la firme en vedette, l'équipement pneumatique a été installé par Hauhinco. Le châssis à molette et le dispositif Koepe existaient déjà. Cage à deux paliers, une berline par palier.

L'emplacement étant très restreint entre la route et la mer, le circuit à tables tournantes était tout indiqué (fiche n° 7.572 - E 21 - ici variante non couverte). Il y a deux tables (une pour les pleines et une pour les vides), deux culbuteurs et un élévateur. Deux hommes assurent le service, débit maximum : 300 t/h.

Le circuit des berlines est enfermé en passerelles closes avec galandage et toiture à tabatières en Perspex. Production atteinte : 1.887 t/jour, rendement général : 1.475 kg.

IND. Q 1140 Fiche n° 14.004

G. RAUER. Bergtechnische Aufgaben des deutschen Steinkohlenbergbaus. *Problèmes de technique minière des mines de charbon allemandes.* — **Glückauf,** 1955, 5 novembre, p. 1217/1222.

La rationalisation et la mécanisation du fond constituent un problème difficile : contrairement aux autres industries, il faut compter ici avec les conditions irrégulières du fond : puissance, dureté, pente de la couche, comportement des terrains. Le rendement actuel n'est accru que de 30 % par rapport à celui d'il y a 50 ans (on avait atteint 100 % avant la guerre). Ceci ne résulte pas uniquement de l'approfondissement et de conditions plus difficiles : c'est dû surtout aux difficultés de la mécanisation. Il ne suffit pas d'introduire une machine, il faut changer l'organisation. Anciennement, en galerie, on chargeait les pierres le matin, boisait à midi, forait et tirait la nuit; si l'on avait conservé ce rythme, l'introduction des chargeuses n'aurait donné aucune économie. En abattage mécanique, il faut que remblayage, soutènement et creusement de galeries marchent plus vite.

Trois tableaux statistiques sont donnés avec commentaires :

1) L'évolution des indices de personnel aux 100 t depuis 1941. Entre 1941 et 1948, on constate une dégradation des chiffres qui a tendance à se résorber, sauf toutefois pour l'abattage où, grâce au rabot, on a dépassé le rendement de 1941. Statistique des pelles : 25 % de scrapers - 15 % de becs de canards et 60 % de chargeuses à bennes. Développement du sondage de grand diamètre et spécialement des tricônes. Emploi moins développé des haveuses qu'en Angleterre.

2) Statistique des divers procédés d'abattage dans la Ruhr : marteaux-piqueurs (passent de 75 % à 69 %) - Minage (10 %) - Haveuses (13 %) - Rabots (7,8 %).

3) Traitement de l'arrière-taille : remblayage complet 57,94 % (manuel 26,13, pneumatique 28,5) - foudroyage : 37,78 % - remblai partiel : 6,29 %.

R. RECHERCHES - DOCUMENTATION

IND. R 11 Fiche n° **14.164**

A. WINKEL. Das Staubforschungsinstitut des Hauptverbandes der gewerblichen Berufsgenossenschaften. *L'Institut de recherche sur les poussières, patronné par l'Association professionnelle charbonnière.* — **Staub,** n° 41, 1955, septembre, p. 381/387, 7 fig.

En 1934, A. Lämmert avait mis en activité l'Institut de la lutte contre les poussières, créé par l'Association charbonnière du Reich. Il a été détruit au cours de la guerre et les deux collaborateurs ont également disparu. En 1948, M. Lämmert créa, à Bonn, une réplique de celui de Berlin. Mais il s'est bientôt avéré trop petit par suite des nombreuses tâches dont il est chargé actuellement. En automne 1953, une construction à quatre étages a été commencée sur le chemin de Langwart, non loin du premier. Il est entré en service en 1954. Le travail est subdivisé en quatre sections qui sont chacune logées à un étage différent : section de la technique des mesures physiques, section de chimie-minéralogie, section de la technique de la ventilation et section de la combustion des poussières. Il est donné un aperçu des tâches entreprises et du matériel utilisé.

Bibliographie

Grubensicherheitsbericht des Oberbergamtes Saarbrücken für das Jahr 1954. *La sécurité dans les mines du district de Sarrebrück en 1954.* — 63 pages, 5 annexes.

Ce volumineux rapport comprend 63 pages de texte et, en annexe, de nombreux tableaux statistiques.

Une introduction donne un aperçu général de la situation actuelle des *Mines de la Sarre.* L'administration actuelle a remplacé, en juin 1953, la Régie des Mines de la Sarre, mais il n'en est résulté aucun changement dans l'organisation et le développement des charbonnages. La production et les rendements ont légèrement augmenté, mais devraient pouvoir bénéficier de crédits d'investissements en vue de la modernisation de plusieurs sièges d'extraction. On prévoit l'épuisement prochain de plusieurs champs d'exploitation et les travaux de reconnaissance effectués jusqu'à ce jour excluent l'hypothèse de nouveaux gisements exploitables.

La production de houille en 1954 a été de 16.818.044 t, soit 400.000 t de plus qu'en 1953. Le personnel occupé a diminué de 407 hommes au fond et de 427 au jour. Le rendement est de 1735 kg par ouvrier du fond et de 1354 kg par rapport au total du personnel, en augmentation de 4 % sur 1953.

La valeur marchande des divers produits est en forte augmentation grâce notamment à l'appoint de 126.195.816 m^3 de méthane, en augmentation de 75 % par rapport à 1953. La consommation se partage entre les mines (13,31 %), la vente dans la Sarre (35,29 %) principalement aux usines métallurgiques, et enfin l'exportation (51,4 % dont 44 % en France).

Chapitre II. — Accidents.

Le nombre total des accidents s'est élevé à 8.053 au fond et 854 à la surface, ce qui correspond respectivement à 75,70 et à 16,40 par 100.000 postes de travail. Le nombre des accidents mortels a été de 61 dont 52 au fond et 9 à la surface (0,38 par 100.000 personnes).

On n'a eu à déplorer aucune catastrophe ni aucune mort par suite d'inflammation de grisou. D'après leur cause, les accidents se répartissent comme suit :

	Mortels	*En tout*
Eboulements	40,77	59,62 %
Transport, extraction	23,08	7,25
Chutes, coups, fardeaux, etc.	5,77	18,37
Machines et outils	7,69	30,36
Explosifs	3,84	0,13
Asphyxies	—	—
Divers	—	0,91

Chapitre III. — Prévention des accidents et hygiène.

Cette partie du rapport comprend d'abord des renseignements d'ordre technique assez abondants.

L'exploitation par piliers repris est en voie de disparition et n'intervient que pour 1,3 % de la production. La méthode des longues tailles s'est généralisée. Le foudroyage a subi un certain recul par rapport à 1953 (avec ou sans épis de remblai), tandis que les méthodes avec remblai rapporté ont progressé (30 % de la production au lieu de 27 %). Le foudroyage se fait pour 1/3 avec piles et pour les 2/3 avec lignes d'étançons. Le remblayage pneumatique est le plus employé (90 % des cas).

Il y a eu 147 chantiers en activité et 292 jours d'extraction, ce qui donne une production moyenne de 370 t par chantier. Les travaux préparatoires ont fourni 5 % de l'extraction. Sous le rapport de l'abatage, l'extraction se répartit comme suit :

Marteaux-piqueurs	14,8	(en diminution)
Explosifs	7,3	(en progression)
Haveuses	75,6	
Rouilleuses	1,4	
Haveuses-chargeuses	0,9	

On n'a pas introduit de nouvelles machines. On s'est surtout préoccupé d'augmenter le rendement des haveuses par des mesures d'organisation et d'adaptation.

La lutte contre les poussières a été intensifiée. Au rocher, on n'emploie plus que la foration avec curage à l'eau. En taille, on continue à employer l'imprégnation du front et l'arrosage. Dans les galeries, l'eau salée (NaCl) a donné des résultats satisfaisants.

La consommation des explosifs antigrisouteux est en augmentation de 9 % et s'élève à 203 g/t de

houille. Cette augmentation est due au minage en veine. Dans les chantiers très grisouteux, on emploie les cartouches Cardox.

Les *recherches sur les explosifs* se sont limitées aux détonateurs à court retard. Tous les nouveaux barrages de tir sont de forme bombée. (Quelques accidents mortels ont été provoqués par le tir des mines. Un boutefeu ayant laissé sa cartouchière à proximité du front de taille, celle-ci a été atteinte par des projections et a fait explosion, tuant deux hommes et culbutant le soutènement. Un accident est dû à un culot de mine et trois autres à des projections).

Comme incidents de tir, on signale des flambées de grisou survenues dans des galeries munies de barrages de tir et qui ont mis le feu aux boisages ou au charbon abattu, mais ces feux ont pu être éteints assez rapidement par le personnel de la mine. Un autre feu a été attribué à une mine fortement surchargée.

Un boutefeu dans un passage étroit a déposé momentanément sa cartouchière sur un transporteur à raclettes; la boîte a été traînée jusque sous la haveuse et fortement comprimée, mais son contenu n'a pas explosé. Cet incident a fait interdire le transport des explosifs par tout transporteur continu.

Eboulements.

Ils sont toujours la cause d'accidents mortels la plus fréquente (59 % des cas). Ils sont dus en partie au fait que le soutènement n'a pas été fait à temps ou était trop faible. Le soutènement en taille par étançons et chapeaux métalliques est prépondérant.

Un coup de toit survenu à la mine Franziska a bloqué la taille sur une longueur de 45 m, enfermant 7 ouvriers, dont 5 ont pu être retirés légèrement blessés et 2 ont été tués. Couche de 2 m d'ouverture, front dégagé au toit, veine de 0,65 exploitée 3 ans auparavant. Un petit cran avec rejet de 0,60 m a favorisé l'éboulement qui s'est étendu jusqu'au bon toit de la veine supérieure.

A la mine Dechen, une basse-taille de 40 m de longueur précédait de 20 m une longue-taille. On boisait sous un lit de charbon cendreux de 0,30 m surmonté d'un toit de grès. A la suite d'un coup de toit subit, la basse-taille a été éboulée sur une longueur de 12 m, le faux-toit étant complètement disloqué et remplissant le vide de la taille ; trois ouvriers ont été tués.

A Kohlwald, un éboulement s'est produit sur une longueur de 40 m dans une taille avec foudroyage sur ligne d'étançons métalliques. De fortes pressions s'étant manifestées progressivement, le personnel s'est échappé à temps. L'accident est attribué à la faiblesse du soutènement.

Extraction et translation du personnel.

On signale deux mises à molettes, dont l'une est due à une extraction momentanée sans contre-câble, l'autre à un mauvais réglage de l'indicateur de position et du freinage automatique en fin de course. En outre, des cas de chute de berlaines, de déraillements de cage, départs prématurés, dérangements dans les cylindres de freins.

Un surveillant monté sur le toit de la cage à l'envoyage du fond pour examiner les pince-câble a reçu un choc par la détorsion du câble et a été précipité dans le puits.

Le *transport en galerie* par locomotives a occasionné plusieurs accidents dus notamment au couplage ou découplage à la main des grandes berlaines de 4 à 5 t, à la circulation sur les voies ferrées, à de fausses manœuvres aux gares.

Les transporteurs de taille ont occasionné trois accidents mortels (ouvriers saisis et coincés par la bande).

Ventilation et grisou.

La teneur maximum en CH_4 des retours d'air est règlementairement de 1 %, mais elle s'est trouvée dépassée dans une vingtaine de cas et on a dû tolérer jusqu'à 2 %. Dans les fronts de taille même, on n'admet aucune dérogation, le travail doit être suspendu quand la teneur dépasse 1 %.

Le dégazage systématique continue par trous de sonde et par galeries drainantes ; il s'est largement développé et le volume de gaz capté pendant toute l'année est de 75 % plus élevé que l'an passé. Le résultat a été une amélioration nette de l'atmosphère des chantiers où la teneur en CH_4 a été réduite en moyenne de 1 % à 0,5 %. La quantité de grisou emportée par la ventilation a diminué de 8,7 %.

Actuellement, le gaz capté représente 21,5 % de tout le grisou dégagé, dans l'ensemble des mines de la Sarre.

Dans cinq charbonnages, le volume capté par jour est compris entre 105.000 m^3 et 199.000 m^3 et, dans cinq autres, il est de 54.000 à 78.000 m^3. Comparé à l'extraction, le volume de CH_4 varie de 17 à 43 m^3 par tonne, avec une exception de 124 m^3/t. A trois sièges, le captage est fait par aspiration et le gaz est envoyé aux chaudières ou aux fours à coke.

Une flambée de grisou s'est produite dans un montage et deux ouvriers ont été brûlés aux mains et à la figure. La ventilation était normalement faite par canars avec un souffleur d'air comprimé; cet appareil avait été arrêté pendant le deuxième poste qui était inoccupé. Du gaz s'est accumulé et à la reprise, alors qu'un ouvrier raccordait son marteau à la canalisation d'air comprimé, l'inflammation s'est produite et on n'a pu en déterminer la cause avec certitude. Une petite explosion

de poussières de charbon s'est produite à la surface dans un atelier de tamisage par suite d'un court-circuit électrique ; elle a été éteinte rapidement. Deux électriciens ont été blessés.

Plusieurs cas d'incendies souterrains sont signalés, ainsi que les observations faites quant à la surveillance et à la reprise des chantiers incendiés et fermés par des serrements.

Installations électriques.

Plusieurs nouvelles installations de distribution d'énergie électrique et de téléphones ont été faites dans les travaux du fond.

Il y a eu deux ouvriers électrocutés par contact avec des conducteurs à haute tension, l'un près du transformateur de la machine d'extraction pendant un travail de montage, l'autre dans une voie de locomotives à trolley. Plusieurs ont été blessés, principalement par suite de courts-circuits ; entre autres, par un câble de haveuse en mauvais état dans une taille humide. Un ouvrier a donné par mégarde un coup de son marteau-piqueur sur le câble électrique et haché l'isolant en caoutchouc ; l'installation présentait d'ailleurs certains défauts.

Machines.

Une inflammation d'huile s'est produite dans un surcompresseur d'air et a provoqué l'éclatement de deux tubes, endommagé l'isolant du câble du moteur et les filtres à l'aspiration.

A la surface.

Quelques brûlures aux chauffeurs de chaudières par dard de flamme ou explosion de gaz ou de charbon pulvérisé. Incendies de baraques ou de vieux terrils (deux cas).

Accidents sur voies de roulage.

Hygiène.

Les dosages de poussières dans l'air et les examens microscopiques se pratiquent régulièrement. On a constaté que des teneurs en poussières nocives ne sont pas plus élevées pendant le foudroyage que pendant le remblayage.

Le rapport se termine par quelques considérations sur le sauvetage, l'apprentissage et les conférences éducatives sur la prévention des accidents.

· L. D.

ASSOCIATION DES ENTREPRISES MINIERES DE LA RUHR. Die Kohlenwirtschaft der Welt in Zahlen, 1955. *La statistique pour 1955 de l'économie mondiale du charbon.* — Edition Glückauf G.m.b.H., 224 pages, format 21 × 30. Prix : 18 DM.

Après la guerre, la D.K.B.L. a caractérisé dans trois publications antérieures l'économie charbonnière mondiale sous forme de chiffres clairs et contrôlables d'après les données officielles.

L'Association des Entreprises minières de la Ruhr (Unternehmensverband Ruhrbergbau) succède maintenant à la D.K.B.L. pour la publication de ce document. Cet important ouvrage contient, pour plus de 60 pays de l'univers, toutes les données qui ont été publiées concernant l'extraction du charbon, la production de coke et de briquettes, le commerce extérieur et la consommation, prix, salaires, rendement et personnel occupé.

D'une façon générale la statistique se clôture avec l'année 1954. Cependant, pour la plupart des industries charbonnières étrangères, les chiffres mensuels ont été donnés jusqu'à la deuxième moitié de 1955, ce qui permet déjà en particulier des estimations sur l'évolution de l'extraction, du personnel et du rendement pour cette année. On s'est attaché spécialement à fournir une vue d'ensemble sur le commerce mondial de la même année, sans négliger les importations de charbon de pays tels que ceux de l'Amérique du Sud et de l'Afrique.

De nouveaux tableaux comparatifs font ressortir l'importance du charbon pour la production de l'énergie et ses connexions économiques dans l'ensemble des pays de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier (C.E.C.A.).

Les tableaux qui concernent la production de courant, l'exploitation du pétrole, l'extraction du minerai de fer et la production d'acier coulé dans les principaux pays du monde ont été complétés par des données comparatives sur l'emploi de l'énergie dans les pays de la C.E.C.A., sur la production de laminés et l'exploitation du gaz naturel.

La production de l'Allemagne est naturellement présentée d'une façon assez développée et subdivisée suivant les départements de la République Fédérale d'Allemagne Occidentale, zone de l'Est et Sarre. En outre, on s'est efforcé parfois, par des estimations, d'établir la continuité malgré le déplacement des frontières.

Les tableaux de la République Fédérale sont de nouveau établis par bassin et donnent un aperçu complet de l'extraction, la préparation, le personnel, rendements, salaires, prix, exportation, importation.

L'ensemble des matières fait de cet ouvrage un manuel indispensable à toutes les personnes qui participent à l'exploitation, au commerce ou à l'utilisation du charbon comme combustible ou matière première.

Prof. Dr F. FRIEDENSBURG. Die Bergwirtschaft der Erde. *L'économie minière du monde.* — 1956, 5me édition complètement revue, Ferdinand Enke Verlag, Stuttgart, 562 pages, 49 figures, reliure toile, format 16 × 24. Prix : 69 DM.

Le ravitaillement en matières premières constitue de plus en plus, de nos jours, le souci primordial des nations, qu'il s'agisse d'économie, de politique, d'équipement. D'importance capitale pour la technique actuelle, en temps de guerre comme en temps de paix, les minéraux s'inscrivent en tête

de ces matières premières. Quiconque s'y intéresse, soit au point de vue scientifique, soit au point de vue pratique, trouvera dans cet ouvrage un exposé complet, sûr, parfaitement à jour.

Devant une matière innombrable, l'auteur a dû se restreindre à l'essentiel et à l'indispensable. De propos délibéré, les côtés scientifique et technique — si attrayants soient-ils — ont été négligés. Seuls les faits et les relations d'importance économique et politique ont été abordés. L'ouvrage constitue un recueil systématique et à la portée de tous des innombrables données particulières dispersées dans la littérature mondiale. Il ne s'agit cependant pas d'une compilation : chaque pays y trouve, à côté d'une description fidèle de ses ressources minérales, une appréciation judicieuse de l'importance qu'elles ont pour lui-même et pour le monde. C'est là le mérite du livre et qui lui vaudra l'attention, non seulement du géologue et du mineur, mais aussi de l'économiste, de l'homme d'affaires, de l'homme politique et de l'officier d'Etat-Major.

L'ouvrage, s'adressant à tous, est rendu accessible au lecteur non spécialisé. Dans un but de précision et de concision, l'auteur s'est toutefois tenu aux termes géologiques pour définir les différents aspects sous lesquels les minerais se présentent. Le lecteur peu familiarisé ne doit guère s'y attarder : ils ne sont pas indispensables à la compréhension de l'ensemble.

Malgré son souci d'être complet et concis à la fois, l'auteur a évité toute sécheresse « schématique ». Son livre, essentiellement destiné à être consulté, est cependant d'une lecture aisée.

Sans doute, il présente quelques inégalités inévitables, dues à bien des facteurs : grande diversité dans la documentation, souvent abondante et sûre, parfois presque inexistante dans certains cas, obligation même pour l'auteur d'en être réduit à sa propre appréciation ou à la seule consultation de la littérature. Ajoutez à cela : le temps exigé pour la composition, le caractère instable de maintes situations, de maints problèmes dont l'aspect varie rapidement, donnant lieu à des interprétations diverses. Il faut admettre aussi que l'Allemagne a été traitée d'une façon beaucoup plus complète que les autres pays. Enfin, d'aucunes considérations personnelles à l'auteur se heurteront peut-être à des contestations. Il pourra se défendre.

Dans un but d'information plus détaillée, chaque chapitre, consacré à un pays particulier, est suivi d'une bibliographie, consciencieusement triée, où l'auteur s'est efforcé de grouper les travaux les plus récents, partant du principe que ceux parus antérieurement sont connus ou aisés à trouver. La littérature étrangère y trouve une place prépondérante : pour les Allemands, elle est le moyen d'information principal sur l'industrie minière des pays étrangers ; d'autre part, les étrangers n'ont pas toujours à leur disposition des ouvrages allemands.

L'orthographe propre des noms de pays étrangers a été respectée (ex. : Canada et non Kanada) facilitant ainsi la recherche alphabétique au lecteur non allemand. Quand aux noms géographiques à orthographe contestée, celle adoptée par « l'Andrees Handatlas » a été retenue.

Les données statistiques reproduites remontent jusqu'en 1936. L'auteur les présente avec les réserves inspirées par les difficultés rencontrées dans ses recherches. Seul le spécialiste dans ce domaine peut les apprécier. A part le cas exceptionnel de sources absolument sûres, l'auteur s'est adressé aux publications officielles et semi-officielles du Deutsches Statistisches Reichsamt, de l'Imperial Institute de Londres et du U.S. Bureau of Mines (en cas de contradiction, assez fréquent, il a tranché d'après sa propre appréciation), le tout complété par les travaux de consultation statistique de Meisner, les Bergwirtschaftliche Tabellen zur Weltlagerstättenkarte, éditées par la Preussische Geologische Landesanstalt, et enfin, les revues annuelles de Roush.

De nombreux croquis géographiques situent les gisements économiquement intéressants et les principaux centres miniers. Leur échelle réduite n'a malheureusement pas permis d'y ajouter les chiffres de production, dont la présence aurait dangereusement compromis la lisibilité.

C. HOFFMANN. Lehrbuch der Bergwerksmaschinen. *Cours sur les machines de mines (génératrices et utilisatrices). Destination, fonctionnement, conduite et réglage, économie, sécurité et contrôle.* — 5me édition, 1956. Springer Verlag (Berlin-Göttingen-Heidelberg), format 21 × 28, reliure toile, 534 pages, 645 figures.

Outre les machines du fond destinées à l'abattage, au chargement et au transport, l'ouvrage concerne également les machines auxiliaires de toutes espèces telles que machines d'extraction, pompes, ventilateurs, machines frigorifiques et remblayeuses. La génératrice d'énergie et sa distribution sont spécialement étudiées au point de vue utilisation. Un sujet particulièrement développé est celui de la production d'air comprimé, des réseaux de distribution et des commandes à air comprimé. Le comportement des machines est en outre rendu plus clair au moyen de diagrammes caractéristiques.

Ce cours constitue la base de l'enseignement de la technique des machines aux écoles des mines et facultés spéciales des mines. Il constitue également un guide excellent pour les techniciens des mines et les constructeurs dans les questions essentielles de l'introduction des machines dans les mines.

ZEITSCHRIFT FUER ERZBERGBAU UND METALLHUETTENWESEN. Zum internationalen Kongress für Erzaufbereitung in Goslar 1955, Heft 4/1955. *A propos du Congrès international de Préparation des Minerais tenu à Goslar en 1955.* — 69 pages.

Le volume est spécialement édité par Erzmetall à l'occasion de l'Assemblée générale annuelle de la Gesellschaft Deutscher Metallhütten- und Bergleute e.V. et du Congrès International de la Préparation des Minerais.

Il contient huit articles signés par MM. F.W. Mayer, J. Svensson, W. Gründer, F. Kirnbauer, H. Trawinski, K. Patteisky, H. Rühl et E. Puffe.

Le premier traite du comportement des milieux denses en relation avec leur composition (granulométrie, espace entre grains, consistance, instabilité). L'auteur commente des diagrammes sur lesquels se lisent les relations entre les divers paramètres quantitatifs et décrit un appareillage simple pour l'observation courante de la proportion volumétrique critique de solides.

M. Svensson décrit un appareil de lavage à l'eau basé sur le principe d'épuration en milieux denses. Le procédé nouveau a déjà été mis en application dans quelques mines de fer. Capacité et rendements sont satisfaisants.

La troisième communication a trait à l'épuration du minerai d'étain. La flottation de la cassitérite donne à présent des résultats meilleurs depuis l'emploi de nouveaux réactifs. Quant à un procédé nouveau de préparation mécanique, on n'en connaît jusqu'ici que les résultats prometteurs d'expériences de laboratoire.

Le Rheax est un procédé nouveau de classification de sable sous eau préconisé par M. Kirnbauer.

C'est à la représentation des résultats du criblage que s'attarde M. Trawinsky. L'utilisation de diagrammes Rosin-Rammler-Bennett-Netz permet en effet de contrôler la classification.

L'étude suivante a pour objectif de définir les conditions de la minéralisation de fractures primaires du gisement.

M. Rühl donne les caractéristiques et résultats obtenus par l'emploi d'un concasseur à mâchoires.

La comparaison des calibres de tamis répondant à diverses normes reconnues peut se faire aisément au moyen de monogrammes proposés par M. Puffe.

La publication offerte par Erzmetall mérite d'être examinée par tous ceux qui s'occupent de la préparation des minerais.

Ceux qui ont pu entendre les conférences de Goslar sont heureux de posséder l'exemplaire spécial de la revue, diffusé notamment à leur intention.

Erzaufbereitung in Westdeutschland. *La préparation des minerais en Allemagne occidentale.* — Publié sous la direction du Prof. Dr-Ing. habil. W. GRUENDER, Directeur de l'Institut pour la Préparation des Minerais à l'Université de Berlin-Charlottenburg. — Springer Verlag Berlin/Göttingen/Heidelberg - 1955, 355 pages, 247 figures, in-4°, reliure toile.

Ce volume d'une présentation très riche a été publié à l'occasion du Congrès International de Préparation des Minerais qui a eu ses assises à Goslar en 1955. L'ouvrage est divisé en six parties.

Dans la première partie, onze personnalités importantes de l'industrie du plomb et du zinc décrivent diverses installations de préparation de minerais en activité dans la République Fédérale Allemande.

La deuxième partie ne contient qu'un article consacré au minerai de cuivre.

La préparation du fer fait l'objet d'un développement plus poussé auquel la troisième partie est réservée.

Enfin, quelques installations de préparation de minerai de fluor, barium et potassium sont décrites dans les trente dernières pages du volume.

Chaque article, présenté scientifiquement, est illustré de photographies et de schémas rendant compte des possibilités de l'épuration du brut, des procédés et appareillages mis en œuvre, des résultats obtenus et de l'aspect économique de la préparation.

La lecture de « Erzaufbereitungsanlagen in Westdeutschland » donne une idée très nette de l'état actuel des techniques et procédés dans un domaine particulier, mais important de la préparation des minerais et de la métallurgie allemande.

S. A. DES CHARBONNAGES DE MONCEAU-FONTAINE - Brochure d'accueil.

Nous venons de recevoir la «Brochure d'accueil» du Charbonnage de Monceau-Fontaine, qui nous paraît une initiative très recommandable pour les charbonnages importants qui emploient une main-d'œuvre étrangère nombreuse.

C'est une élégante brochure, imprimée avec soin et en deux couleurs, et abondamment illustrée.

En première page, une adresse de bienvenue établie au nom du nouveau venu.

En seconde page, le nom du siège et celui des ingénieurs, conducteurs des travaux, chefs-porions, etc.

On trouve ensuite un éditorial, intitulé : « Ce que nous attendons de vous » et dont voici le texte :

« On a souvent comparé une grande société à une gigantesque machine au fonctionnement très compliqué, où les nouveaux venus se sentent isolés, inutiles et perdus. Il ne doit pas en être ainsi chez

nous. Au contraire, dans tous nos chantiers et ateliers, chacun, quel que soit son emploi, a sa raison d'être et ses responsabilités. Il y a plus : le travail de chacun dépend du travail des précédents (soit dans le temps, soit dans l'espace) et prépare le travail des suivants. Qu'on vous affecte à l'abattage, au transport, à des travaux de creusement ou à des occupations de surface, vous êtes un maillon de la grande chaîne qui ramène le charbon depuis les fronts d'abattage jusqu'au triage-lavoir, et de là au consommateur. Ce maillon, nous désirons qu'il soit solide et stable :

» SOLIDE parce que, dans une chaîne, il n'y a pas des mailles nécessaires et des mailles accessoires. Au contraire, toutes les mailles ont la même valeur : si l'une d'elles est défectueuse, elle cède et, en même temps, la chaîne est rompue. Quel que soit votre travail, il est donc indispensable que vous vous rendiez compte de son importance et de sa nécessité et que vous l'exécutiez avec soin, en y apportant le maximum de conscience professionnelle.

» STABLE parce que, si une maille est manquante, il faut la remplacer par une autre avant de mettre la chaîne en mouvement. Quand vous êtes absent, il faut donc trouver quelqu'un pour effectuer votre travail, ce qui entraîne des pertes de temps et, de plus, ce remplaçant, qui n'est probablement pas habitué à votre travail, sera moins habile et plus exposé aux accidents. A la mine, autant et même plus qu'ailleurs, l'assiduité est une qualité très appréciée. C'est sur elle autant que sur la perfection de votre travail que vous serez jugé par vos chefs.

» Enfin, vous savez aussi qu'il n'est pas possible de réaliser quoi que ce soit sans discipline ; c'est surtout vrai dans le métier de mineur. Nous attendons donc de vous que vous exécutiez rapidement et correctement les ordres qui vous sont donnés. Si vous craignez de les avoir mal compris, n'hésitez pas à demander des explications complémentaires à votre supérieur qui se fera un plaisir de vous documenter plus amplement ».

On trouve ensuite une série de textes intitulés :

— N'oubliez jamais que le « Service d'accueil » a été créé pour vous.
— Vos droits et vos devoirs.
— Sécurité d'abord.
— La réglementation concernant les accidents de travail.
— Les malades et le charbonnage et la mutuelle.
— Comment s'effectuent le calcul et le paiement des salaires.
— Quelques explications concernant le billet de paie.
— Comment vous devez introduire éventuellement vos demandes et vos réclamations.
— Comment est organisée la formation de notre personnel :

1) Ecole des surveillants et porions ;
2) Ecole des ajusteurs-mécaniciens du fond ;
3) Ecole des capteurs de grisou ;
4) Ecole des conducteurs de locomotives ;
5) Centres d'apprentissage ;
6) Formation T.W.I. (training within industry).

— Les facilités offertes par Monceau Fontaine.
— Les primes aux nouveaux mineurs du fond.
— La fourniture gratuite de charbon.
— Aux futures mamans.
— Allocations familiales.
— Service d'épargne.
— Avantages accordés pour la construction d'une maison.
— Quelques mots au sujet des « Milk-Bar ».
— Le Journal « Chez Nous ».
— Travaillons ensemble.

UN FILM SUR LE CREUSEMENT DES GALERIES.

En 1954, la Société Anonyme des Charbonnages de Monceau-Fontaine a réalisé le film « D'homme à homme » consacré à la prévention des accidents dans les mines. Il avait principalement pour but de montrer l'importance du facteur humain dans la lutte contre les accidents.

Récemment, la même Société vient d'achever la réalisation d'un nouveau film intitulé « Le creusement des galeries ». Il s'agit cette fois d'un film destiné aux écoles d'apprentissage, qui a non seulement un but didactique, mais qui met aussi en évidence les énormes progrès réalisés dans ce domaine depuis 15 à 20 ans : amélioration de l'hygiène en ce qui concerne surtout la ventilation et la lutte contre les poussières, augmentation de la sécurité, diminution de la fatigue physique des travailleurs.

Anciennement, le travail du bouveleur était considéré comme le plus fatigant et le moins salubre, actuellement c'est probablement celui où les progrès mécaniques et les mesures d'hygiène ont modifié le plus radicalement les conditions de travail.

Pour chacune des opérations du creusement des bouveaux, le film met continuellement en parallèle les conditions anciennes et nouvelles :

— d'une part, le chargement des pierres à la main dans une atmosphère poussiéreuse, d'autre

part, l'emploi d'une pelle mécanique avec arrosage abondant des déblais avant chargement ;

— d'une part, l'approvisionnement en berlines par ripage et, d'autre part, l'emploi d'un transbordeur ;

— d'une part, la pose de soutènement en bois, lourd à manipuler, lent à façonner et, d'autre part, la pose d'un soutènement métallique à emboîtement rapide ;

— d'une part, la foration à sec des fourneaux de mines avec marteaux perforateurs percutants appuyés contre l'épaule de l'ouvrier et, d'autre part, la foration à l'eau et la poussée sur le marteau obtenue par béquille pneumatique ;

— d'une part, le tir des mines exécuté par courtes volées successives et, d'autre part, le tir en une seule volée avec détonateurs à retard.

A tous ces perfectionnements s'ajoutent une ventilation abondante et un bon éclairage. On peut ainsi apprécier les énormes progrès réalisés depuis 20 ans pour assainir ces chantiers.

Les bouveleurs doivent avoir à cœur d'exécuter leur travail avec soin, car les bouveaux sont durables et constituent un témoignage permanent des qualités professionnelles des équipes qui les ont creusés.

Il faut un bon esprit d'équipe entre les hommes d'un même poste et entre le personnel des 3 postes. Pour le concrétiser, les auteurs du film montrent en terminant la rencontre des équipes montante et descendante et l'échange de vue amical entre les deux chefs qui discutent de l'état d'avancement du travail.

BUREAU OF MINES. Minerals Yearbook - Fuels, Vol. II, 1952. *Annuaire des Minerais - Vol. II, Combustibles, 1952.* — Ed. Superintendent of Documents U.S. Government, Printing Office, Washington 25, D.C., 450 pages, relié toile, format 16 × 24. Prix : 2,25 dollars.

L'annuaire des minerais pour 1952 se présente pour la première fois en trois volumes. Ce changement a été imposé par l'abondance des matières ; il n'est qu'un pas de plus dans les modifications qui ont eu lieu au cours des ans, pour correspondre aux développements de l'industrie minière et aux desiderata des intéressés.

La série a débuté en 1867 sous forme de Rapports sur les ressources minérales des E.U., publiés par le Département du Trésor ; puis sous le titre de « Ressources Minérales de l'Ouest des Montagnes Rocheuses » ; ensuite comme un chapitre du rapport annuel du Service Géologique, sous la dénomination de «Ressources Minérales des E.U.»; enfin comme Annuaire des Minerais dont le premier volume se rapportait à l'année 1932 et portait le titre : Annuaire des Minerais 1932-1933.

Sous la présentation actuelle en trois volumes, le premier est consacré aux différents matériaux, métalliques ou non, mais à l'exclusion des combustibles minéraux ; des chapitres concernent la revue des industries minérales, un résumé statistique et récapitulatif, la technologie minière et métallurgique, les activités et tendances en technologie, la main-d'œuvre et les accidents.

Le second volume concerne les combustibles minéraux. Il y a des chapitres pour chaque combustible en particulier et des chapitres traitant de l'ensemble des combustibles au point de vue conjoncture, résumé statistique, main-d'œuvre et accidents.

Le troisième volume donne les détails nécessaires sur l'industrie minérale dans les 48 états, en Alaska, dans les îles et territoires du Pacifique, dans les possessions de la mer des Caraïbes et dans la zone du canal de Panama. Il y a de plus un chapitre récapitulatif sous forme de résumés statistiques à base régionale et un autre qui donne par Etat la statistique de la main-d'œuvre et des accidents.

L'Annuaire des Minerais présentera les événements de l'année dans l'industrie des mines avec assez de détails pour préciser les résultats atteints. Les trois volumes de l'annuaire permettent de mieux exposer chacun des postes du rapport, mais c'est l'exposé par région (vol. III) qui s'est le plus développé avec la revue des progrès techniques et ses problèmes.

Avant-propos de J.J. Forbes, Directeur.

MINISTERE DES AFFAIRES ECONOMIQUES. Statistiques électricité 1954. Moyens de production. Production. Distribution. Résultats définitifs.

Deux unités nouvelles totalisant 62,5 MW ont été mises en service au cours de l'année 1954. Cette augmentation de puissance a été résorbée en grande partie par des réductions dues à des aménagements apportés aux installations existantes et à la disparition d'une centrale autoproductrice, ne laissant qu'une augmentation effective de 14 MW de la puissance installée pour le Royaume.

Les puissances installées sont réparties suivant le degré d'interconnexion des centrales et les secteurs industriels. L'étude présente également une répartition géographique des centrales selon leur genre thermique ou hydraulique.

A partir du 1er janvier 1955 :

1) sept charbonnages de Campine, totalisant une puissance installée de 298,7 MW, passent au réseau interconnecté ;

2) la centrale de Ligneuville (0,1 MW) quitte ce type de réseau et fonctionnera en centrale isolée.

Les entreprises de production en vue de la distribution publique totalisant encore 58,2 % de la puissance installée totale (contre 60 % au 1er janvier 1954) et 63,4 % du réseau interconnecté (contre 78,1 % au 1er janvier 1954).

Parmi les autoproducteurs industriels, trois secteurs, les charbonnages, la sidérurgie et les centrales communes, constituent 75,5 % de la puissance installée des treize secteurs industriels représentant cette catégorie (contre 74,7 % au au 1er janvier 1954).

La répartition des puissances des centrales selon les « catégories » de puissance montre que les 4 catégories allant de 20 à 250 MW sont représentées par 45 centrales totalisant 84,8 % de la puissance totale du Royaume et, parmi celles-ci, 22 d'une puissance unitaire de plus de 50 MW représentent encore 72,1 % de la totalité. Il s'ensuit qu'au moins 168 centrales sur les 213 existantes sont de puissance installée inférieure à 20 MW et équipées d'unités peu rentables.

Une ventilation est faite des moyens de production selon la nature du ou des équipements installés dans les centrales donnant les puissances maxima développables — toutes centrales — et, d'autre part, une répartition selon les catégories de producteurs et les secteurs industriels.

Production.

La production annuelle a atteint 10.571 GWh contre 9.806 GWh en 1913, soit une augmentation de 7,8 % ; il est prévu que le doublement de la production sera atteint en moins de 10 ans.

L'accroissement annuel constaté est de 765 GWh, dont 524 GWh sont imputables aux centrales de distribution publique (+ 10,1 %), le solde revenant aux autoproducteurs industriels (+ 5,2 %).

Les provinces de Hainaut et de Liège produisent 51 % de l'énergie électrique totale du Royaume et sont suivies par les agglomérations d'Anvers et de Bruxelles, respectivement pour 15 et 12 %.

La répartition de la production des autoproducteurs par secteurs industriels montre l'importance croissante du secteur « Charbonnages — Centrales communes », qui totalise 28 % de la production nationale et 62 % de l'énergie produite par l'ensemble des autoproducteurs ; la livraison au réseau général d'interconnexion du groupe des Charbonnages du Limbourg, effectuée fin 1954, accentuera encore l'importance de ce secteur.

La production ventilée selon la nature du combustible attire l'attention sur la part prépondérante que le charbon conserve (95,3 %), qu'il soit économisé comme tel (82,8 %) ou sous des formes transformées telles que le gaz de hauts-fourneaux ou de gazogène (12,5 %) ; les combustibles liquides sont en légère progression, mais on ne peut en conclure qu'une « emprise » ait lieu car une des sources d'approvisionnement (gaz de pétrole) n'est que momentanée.

La quote-part de l'énergie hydraulique a été de 1,6 % contre 0,9 % en 1953 ; l'augmentation provient en majeure partie d'une hydraulicité plus favorable.

Quarante-cinq centrales d'une puissance installée supérieure à 20 MW ont produit 88,5 % de l'énergie totale, le solde étant réparti entre 170 centrales à faible puissance ; le facteur d'utilisation correspondant à chacun de ces groupes de centrales est respectivement de 36,0 et 22,4.

Le facteur d'utilisation moyen pour l'ensemble du pays s'élève à 34,1 et reste fortement influencé par le groupe de 170 centrales citées plus haut.

Distribution et consommation.

L'énergie vendue en B.T. est passée de 1266,1 GWh en 1953 à 1344,6 GWh en 1954, soit un accroissement de 6,2 %, alors que les recettes n'ont augmenté que de 5,4 % ; la valeur moyenne du prix de vente du KWh — toutes utilisations — a de ce fait baissé de 0,02 F.

Les valeurs moyennes de l'énergie vendue et des recettes par abonnement ont varié de moins de 1 % en un an, elles se situent à 416,6 kWh pour une facture de 1337,6 F ; les provinces d'Anvers, du Brabant, de Liège et du Limbourg sont largement au-dessus des moyennes nationales.

Les valeurs moyennes par habitant sont en légère augmentation : 5,7 % pour l'énergie vendue, 4,9 % pour les recettes. Seules les provinces du Brabant et de Liège dépassent la moyenne nationale en consommation d'énergie.

En haute tension, l'énergie vendue s'élevait à 3457 GWh en 1953 contre 3908 GWh en 1954, soit une augmentation de 10,2 %, les recettes n'ayant progressé que de 7 %. Le prix de vente de 1,03 F en 1953 est passé à 1,00 F.

L'ensemble des ventes en basse tension et en haute tension accuse un accroissement annuel de 9,1 % en énergie et de 6,2 % en recettes, le prix de vente moyen du kWh diminuant de 4 centimes.

L'ouvrage donne une répartition de communes (avec leur population) selon les catégories de distributeurs qui les desservent et se termine par une statistique des accidents dus à l'électricité.

Communiqués

8e FOIRE INTERNATIONALE DE LIEGE

Programme.

La Foire de 1956 conjuguera l'intérêt immédiat des produits habituellement présentés par nos industriels et l'attrait de quelques expositions spéciales d'ordre artistique, éducatif et social.

Comme précédemment, grâce au concours éclairé de son Comité Scientifique et Technique, le Palais de la Métallurgie et le Palais 2 grouperont les participations industrielles belges et étrangères qui seront spécialement axées sur les thèmes suivants :

1. Les engrenages : leur fabrication et leur utilisation ;
2. Les applications industrielles du microscope électronique ;
3. Perfectionnements dans l'industrie de la construction des équipements pétroliers;
4. Les problèmes de la corrosion des eaux de chaudières et des eaux résiduaires de la métallurgie ;
5. L'utilisation rationnelle du charbon dans les appareils de chauffage domestique.

Le Palais 2 (Palais de la Libération) comprendra, de surcroît, deux expositions spéciales. L'une sera réservée à la télévision et aux applications ménagères des métaux et de l'électricité. Cette exposition, qui ne présentera que des produits de choix, sera précédée d'un stand organisé par le Centre de Documentation sur les Combustibles solides (CEDOCOS) du Comptoir Belge des Charbons (COBECHAR) qui traitera de l'utilisation rationnelle des combustibles solides dans le chauffage domestique.

A l'initiative du Comité National de Propagande Maritime, le Palais 2 abritera encore un Salon de la Navigation établi sur le thème suivant : « Les Ports belges, la Marine Marchande et la Batellerie belges au service de l'industrie et du commerce national ».

Le Palais 3 (Palais de la Ville), grâce aux initiatives conjointes du Ministère des Affaires Economiques, de l'Echevinat du Commerce et des Classes Moyennes de la Ville de Liège et de l'Institut Belge d'Industrial Design, sera réservé au rôle de l'artisan, créateur de biens lui aussi.

Le Service d'Information et de Documentation de l'Armée présentera enfin, sur l'esplanade, une exposition attrayante des forces terrestres, navales et aériennes où le grand public aussi bien que les industriels découvriront les progrès considérables réalisés, durant ces dernières années, à la fois dans la technique des matériels et dans les méthodes de formation de la jeunesse.

CEDOCOS A LA FOIRE DE LIEGE

Efficience, rendement, suppression de l'effort sont des objectifs que la vie moderne impose impérativement dans tous les domaines. Celui du chauffage des habitations n'échappe naturellement pas à cette tendance.

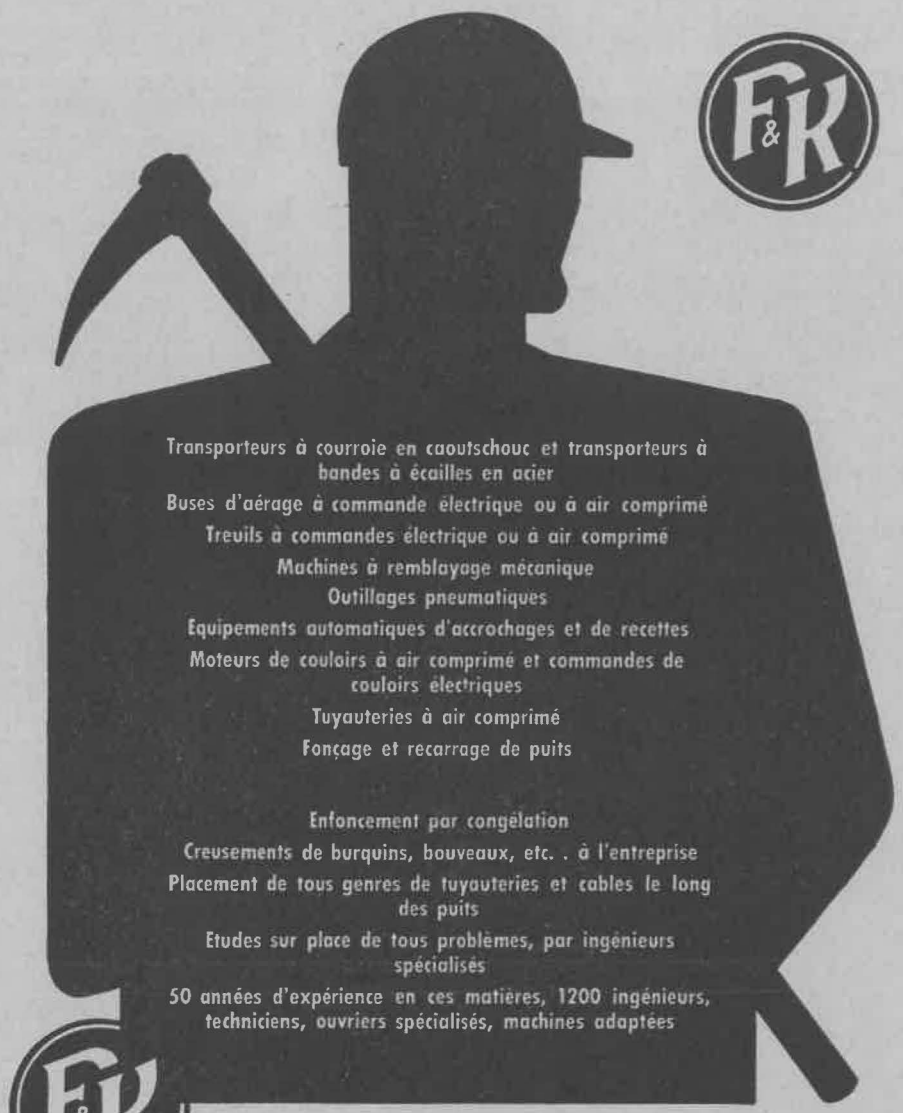
Les progrès réalisés sont considérables tant en ce qui concerne les appareils de chauffage individuels et les chaudières de chauffage central mis à la disposition des utilisateurs qu'en ce qui regarde la distribution de la chaleur dans les locaux d'habitation privée et les lieux de travail.

Mais le public ne bénéficie pas toujours autant ni aussi rapidement qu'il est souhaitable des progrès techniques, par méconnaissance des possibilités qui s'offrent à lui.

Le Centre de Documentation sur les Combustibles Solides (CEDOCOS), créé par les charbonnages belges, a entrepris de combler cette lacune. Cette année, tirant parti de l'effort fait par la Foire Internationale de Liège qui se tiendra du 28 avril au 13 mai, CEDOCOS organisera, dans le hall d'entrée du Palais n° 2, une exposition d'appareils de chauffage domestiques modernes à haut rendement, fonctionnant avec les charbons et les agglomérés économiques abondants sur le marché. On y verra des appareils au maniement simple, souvent mécanisé, voire entièrement automatisé.

Le public doit savoir qu'avec le charbon on peut régler sa chaudière de chauffage central automatiquement, à distance, au moyen d'un thermostat, d'un simple geste du doigt et que ce perfectionnement est déjà adapté à certains poêles et cuisinières.

D'autre part, à l'intention des architectes et spécialistes de la branche, CEDOCOS organisera pendant la Foire une Journée de l'utilisation rationnelle des combustibles solides dans le chauffage domestique. La date retenue est celle du lundi 30 avril. D'éminents experts et thermiciens viendront exposer leurs vues sur l'évolution du chauffage et des générateurs à charbon et confronter les résultats obtenus par les différents systèmes et appa-



Transporteurs à courroie en caoutchouc et transporteurs à bandes à écailles en acier

Buses d'aérage à commande électrique ou à air comprimé

Treuils à commandes électrique ou à air comprimé

Machines à remblayage mécanique

Outillages pneumatiques

Equipements automatiques d'accrochages et de recettes

Moteurs de couloirs à air comprimé et commandes de couloirs électriques

Tuyauteries à air comprimé

Fonçage et recarrage de puits

Enfoncement par congélation

Creusements de burquins, bouveaux, etc. . à l'entreprise

Placement de tous genres de tuyauteries et cables le long des puits

Etudes sur place de tous problèmes, par ingénieurs spécialisés

50 années d'expérience en ces matières, 1200 ingénieurs, techniciens, ouvriers spécialisés, machines adaptées

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

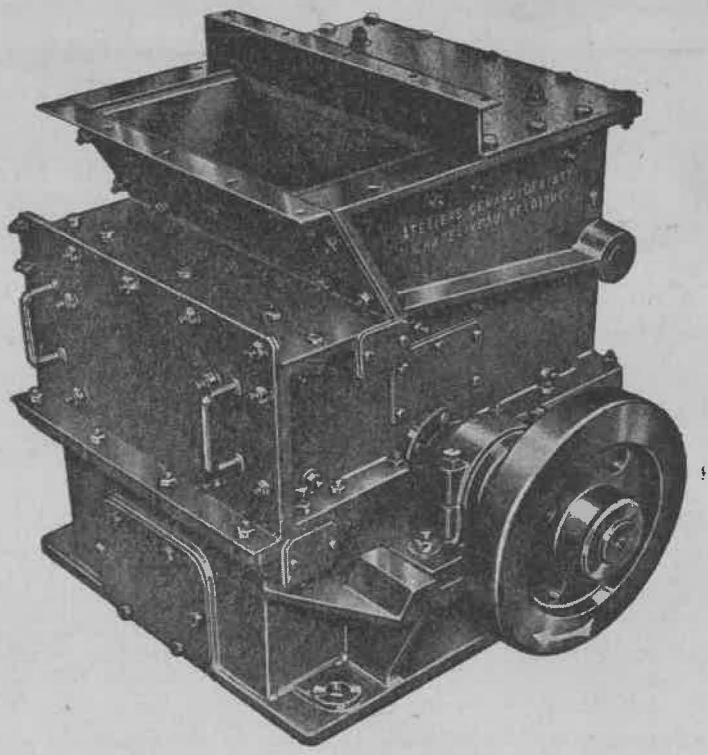
INSTALLATIONS
COMPLETES
DE

BROYAGE

ET

CONCASSAGE

DE TOUS PRODUITS
POUR
TOUTES INDUSTRIES



Broyeur à marteaux.

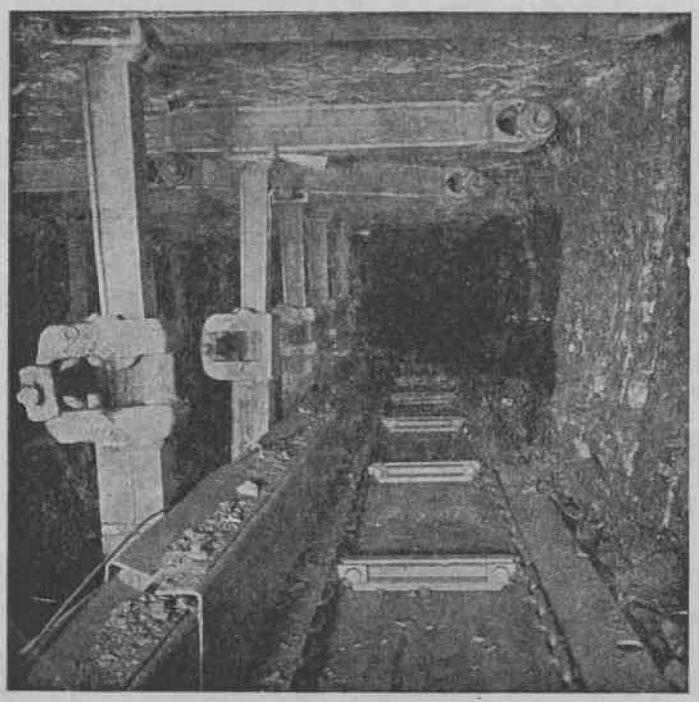
BROYAGE

AGD

MANUTENTION

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.